

Annales des Mines

DE BELGIQUE



Annalen der Mijnen

VAN BELGIE

Direction - Rédaction :

**INSTITUT NATIONAL DE
L'INDUSTRIE CHARBONNIERE**

Directie - Redactie :

**NATIONAAL INSTITUUT VOOR
DE STEENKOLENNIJVERHEID**

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

Renseignements statistiques. — Inichar : Journée d'information sur le bélier-scraper de Peissenberg. — Inichar : Conférence sur les propriétés mécaniques de matériaux cassants non métalliques. — Commission d'Éclairage des Mines : Essais d'ampoules et de batteries pour lampes portatives de mine. — Inichar : Le nouvel établissement de recherches minières de la Ruhr. — H. van Duyse : La chargeuse-benne sur pneus de la firme Atlas-Copco. — Matériel minier. — Conseils et Comités - Raden en Comité's. — Inichar : Revue de la littérature technique. — Bibliographie.

COMITE DE PATRONAGE

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

BESCHERMEND COMITE

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

COMITE DIRECTEUR

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

BESTUURSCOMITE

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

ANNALES DES MINES

DE BELGIQUE

N° 4 — Avril 1959

ANNALEN DER MIJNEN

VAN BELGIE

Nr 4 — April 1959

P 1273



Direction-Rédaction :

**INSTITUT NATIONAL
DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE**

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

Directie-Redactie :

**NATIONAAL INSTITUUT
VOOR DE STEENKOLENNIJVERHEID**

Sommaire — Inhoud

Renseignements statistiques belges et des pays limitrophes 330

INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

INICHAR. — Journée d'information sur le béliet-scraper de Peissenberg, Liège, 9 mars 1959 335
INICHAR. — Conférence sur les propriétés mécaniques de matériaux cassants non métalliques, Londres, avril 1958 360

NOTES DIVERSES

COMMISSION D'ECLAIRAGE DES MINES. — Essais d'ampoules et de batteries pour lampes portatives de mine 374
INICHAR. — Le nouvel établissement de recherches minières de la Ruhr 380
H. van DUYSE. — La chargeuse-benne sur pneus de la firme Atlas-Copco 384
MATERIEL MINIER. — Notes rassemblées par INICHAR 391
Abatteuse-chargeuse pour couches minces — Chaîne de havage à pics réversibles — Couloirs pneumatiques à secousses — Tasseur pneumatique pour berlines — Cric hydraulique pour panzer — Envoi de signaux dans un câble à 3 conducteurs — Poste émetteur-récepteur de puits et galeries — Emploi du cyclone pour le traitement primaire des eaux schisteuses de flottation.

CONSEILS ET COMITES — RADEN EN COMITE'S

Conseils, Conseils d'Administration, Comité et Commissions — Composition au 1^{er} janvier 1959 398
Raden, Beheerraden, Comité's en Commissies — Samenstelling op 1 januari 1959 398

BIBLIOGRAPHIE

INICHAR. — Revue de la littérature technique. 408
Divers 422

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

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

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

BASSINS MINIERES	Production totale (Tonnes)	Consommation propre et fournitures au personnel (tonnes) (1)	Stock (tonnes)	Jours ouverts (2)	PERSONNEL												Grisou capté valorisé (6)					
					Nombre moyen d'ouvriers			Indice (3)				Rendement		Présences % (4)		Mouvement de la main-d'œuvre (5)						
					à veine	Fond	Fond et surface	Veine	Taille	Fond	Fond et surface	Fond	Fond et surface	Fond	Fond et surface	Belge		Etrangère	Totale			
Borinage	274.440	46.664	1.094.414	18,56	—	12.729	17.220	0,17	0,36	0,90	1,24	1.113	805	82,91	85,02	—	97	—	128	—	225	1.839.865
Centre	186.012	43.760	859.083	16,26	—	10.040	13.494	0,15	0,36	0,93	1,29	1.075	776	85,51	87,13	—	191	—	160	—	351	1.977.209
Charleroi	66.834	1.998.563	1.998.563	21,83	—	20.160	28.262	0,16	0,34	0,85	1,22	1.182	818	82,85	84,66	+	22	—	60	—	38	2.785.960
Liège	363.655	48.978	614.250	24,94	—	15.260	20.535	0,17	0,41	1,05	1,41	953	708	80,07	82,55	—	6	—	69	—	75	—
Campine	725.497	87.905	2.517.668	19,28	—	26.419	34.820	0,11	0,27	0,71	0,96	1.402	1.043	89,87	91,38	+	81	—	215	—	134	1.931.566
Le Royaume	2.088.018	294.141	7.083.978	20,49	—	84.409	114.174	0,14	0,33	0,85	1,17	1.177	853	84,76	86,60	—	191	—	632	—	823	8.931.566 ⁽⁸⁾
1958 Décembre	2.195.946	295.838	6.928.346	21,15	—	85.543	115.772	0,14	0,33	0,84	1,16	1.190	865	85,91	87,68	—	316	—	628	—	944	8.674.337 ⁽⁸⁾
Novembre	1.937.016	260.977	6.739.593	18,08	—	87.963	118.559	0,14	0,32	0,85	1,17	1.181	856	86,85	88,50	—	404	—	137	—	541	8.084.176 ⁽⁸⁾
Janvier	2.666.494	329.712	1.924.090	24,46	—	98.208	132.218	0,14	0,35	0,90	1,21	1.110	825	85,72	87,47	+	1250	—	17	—	1233	9.081.486 ⁽⁸⁾
Moy. mens.	2.255.186	258.552	6.928.346	21,27	—	90.204	121.652	0,14	0,34	0,87	1,19	1.152	841	85,92	87,80	—	263	—	787	—	1050	8.153.611
1957 » »	2.423.866	233.799	1.412.987 ⁽⁷⁾	23,29	14.541	90.542	124.132	0,14	0,34	0,87	1,19	1.150	838	84,86	86,49	—	44	+	872	+	829	8.284.839
1956 » »	2.455.079	254.456	179.157 ⁽⁷⁾	23,48	13.666	82.537	112.943	0,14	0,35	0,86	1,19	1.156	838	84,21	86,29	—	357	—	300	—	657	7.443.776
1954 » »	2.437.393	270.012	2.806.020 ⁽⁷⁾	24,04	17.245	86.378	124.579	0,16	0,38	0,91	1,27	1.098	787	83,53	85,91	—	63	—	528	—	591	4.604.030
1952 » »	2.532.030	199.149	1.678.220 ⁽⁷⁾	24,26	18.796	98.254	135.696	0,18	0,40	0,96	1,34	1.042	745	78,7	81	—	97	—	7	—	104	3.702.887
1950 » »	2.276.735	220.630	1.041.520 ⁽⁷⁾	23,44	18.543	94.240	135.851	0,19	—	0,99	1,44	1.014	696	78	81	—	418	—	514	—	932	—
1948 » »	2.224.261	229.373	840.340 ⁽⁷⁾	24,42	19.519	102.081	145.366	0,21	—	1,14	1,64	878	610	—	85,88	—	—	—	—	—	—	—
1938 » »	2.465.404	205.234	2.227.260 ⁽⁷⁾	24,20	18.739	91.945	131.241	0,18	—	0,92	1,33	1.085	753	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1913 » »	1.903.466	187.143	955.890 ⁽⁷⁾	24,10	24.844	105.921	146.084	0,32	—	1,37	1,89	731	528	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Sem. du 20 au 26-4-59	469.967	—	7.570.751	4,53	—	63.611	87.556	—	—	0,82	1,13	1.223	884	62,61	65,34	—	—	—	—	—	587	—

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

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

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

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

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

(6) En m³ à 8 500 Kcal, 0° C 760 mm de Hg.

(7) Stock fin décembre.

(8) Dont environ 5 % non valorisés.

PERIODES	Secteur domestique	Administrations publiques	Cokeries	Usines à gaz	Fabriques d'agglomérés	Centrales électriques	Sidérurgie	Constructions métalliques	Métaux non ferreux	Produits chimiques	Chemins de fer et vicinaux	Textiles	Industries alimentaires	Carrières et industries dérivées	Cimenteries	Papeteries	Autres Industries	Exportations	Total du mois
1959 Janvier	331.213	19.021	494.764	226	109.454	234.020	9.499	12.463	21.969	25.146	77.735	7.544	14.420	28.165	30.715	15.277	23.594	182.906	1.638.131
1958 Décembre	316.152	16.257	472.434	132	102.724	244.490	11.717	10.451	27.898	30.057	83.920	6.910	23.691	36.282	27.538	16.410	27.007	257.425	1.711.495
Novembre	284.773	12.332	486.772	148	88.369	175.546	9.863	9.879	17.397	28.830	70.833	5.878	31.324	38.642	26.806	14.568	20.575	223.327	1.545.865
Janvier	272.298	9.318	563.351	355	110.520	219.571	10.658	12.768	28.882	34.135	89.822	9.073	17.549	45.035	29.643	13.899	17.519	338.227	1.827.623
Moy. mens.	284.116	12.348	504.042	286	81.469	174.610	10.228	8.311	24.203	23.771	72.927	5.136	22.185	41.446	32.666	14.885	18.030	226.496	1.537.155
1957 » »	395.089	16.299	576.556	412	140.664	263.564	13.272	10.496	39.906	37.114	77.292	10.016	30.247	55.693	69.929	20.749	26.857	312.633	2.096.788
1956 » »	420.304	15.619	599.722	476	139.111	256.063	20.769	12.197	40.601	41.216	91.661	13.082	30.868	64.446	71.682	20.855	31.852	353.828	2.224.332
1954 » »	415.609	14.360	485.878	1.733	109.037	240.372	24.211	12.299	40.485	46.912	114.348	14.500	30.707	61.361	62.818	19.898	30.012	465.071	2.189.610
1952 » »	480.657	11.162	708.921	—	—	275.218	34.685	16.683	30.235	37.364	128.398	17.838	26.645	63.591	81.997	15.475	60.800	209.060	2.196.669

GENRE	Fours en activité		Charbon (t)			Huiles combustibles †	Production			Consommation propre	Livraisons au personnel de la cokerie	COKE (t)								Ouvriers occupés		
	Batteries	Fours	Reçu		Enfourné		Gros coke de plus de 80 mm	Autres	Total			Débit										
PERIODE			Belge	Etranger							Secteur domestique	Administrations publiques	Sidérurgie	Centrales électriques	Usines à gaz	Chemins de fer	Autres secteurs	Exportations	Total	Stock en fin de mois †		
Minières	8	271	134.715	—	131.099	238	73.677	27.529	101.206	5.845	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	134.261	817
Sidérurgiques	28	1.011	329.453	196.772	524.593	—	341.712	68.561	410.273	5.729	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	81.200	2.578
Autres	12	306	21.203	111.437	118.245	900	66.589	23.848	90.437	3.123	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	74.229	1.199
Le Royaume	48	1.588	485.371	308.209	773.937	1.138	481.978	119.938	601.916	14.697	18.844	3.178	438.823	1.678	—	1.446	46.101	56.273	566.343	289.690	4.594	
1958 Décembre	47	1.572	483.333	279.346	770.760	1.045	472.836	123.008	595.844	12.503	16.870	3.120	427.654	2.842	—	1.210	51.418	75.643	578.757	276.110	4.644	
Novembre	47	1.572	485.927	260.997	739.258	369	461.383	110.224	571.607	11.119	11.794	2.474	412.861	1.887	—	1.098	44.913	68.993	543.960	278.156	4.627	
Janvier	44	1.575	569.879	256.346	793.218	926	505.360	109.836	615.195	12.686	17.906	4.105	461.180	3.203	—	1.515	45.063	67.891	600.953	283.190	4.627	
Moy. mens.	47	1.572	504.417	233.572	744.869	495	467.739	107.788	575.527	9.759	5.445	3.066	423.137	2.095	—	1.145	41.873	74.751	557.097	276.110 ⁽²⁾	4.644	
1957 Moy. mens.	46	1.574	576.062	198.803	768.730	484	488.370	108.003	596.373	7.287	5.512	3.990	427.044	2.617	—	1.221	50.337	75.117	571.058	287.408 ⁽²⁾	4.881	
1956 » »	44	1.530	601.931	196.725	784.875	10.068 ⁽³⁾	492.676	113.195	605.871	7.228	5.154	15.538	433.510	1.918	69	2.200	56.567	76.498	591.308	87.208 ⁽²⁾	4.137	
1954 » »	42 ⁽¹⁾	1.444 ⁽¹⁾	479.201	184.120	663.321	5.813 ⁽³⁾	407.062	105.173	512.235	15.639	2.093	3.327	359.227	3.437	385	1.585	42.611	73.859	498.608	127.146 ⁽²⁾	4.270	
1952 » »	42 ⁽¹⁾	1.471 ⁽¹⁾	596.891	98.474	695.365	7.624 ⁽³⁾	421.329	112.605	533.934	12.937	3.215	12.266	4.127	368.336	1.039	279	1.358	48.331	80.250	515.980	100.825 ⁽²⁾	4.284
1950 » »	42 ⁽¹⁾	1.497 ⁽¹⁾	481.685	26.861	508.546	14.879 ⁽³⁾	297.005	86.167	383.172	19.179	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.169
1948 » »	47 ⁽¹⁾	1.510 ⁽¹⁾	454.585	157.180	611.765	—	373.488	95.619	469.107	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.463
1938 » »	56 ⁽¹⁾	1.669 ⁽¹⁾	399.363	158.763	557.826	—	—	—	366.543	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.120
1913 » »	—	2.898	233.858	149.621	383.479	—	—	—	293.588	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.229

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

GENRE	GAZ (en 1.000 m ³) (1)						SOUS-PRODUITS (t)					GENRE	Production (t)			Consommation propre †	Livraisons au personnel	Matières premières (t)		Ventes et cessions †	Stock (fin du mois) †	Ouvriers occupés
	Production	Consommation propre	Débit				Brai	Goudron brut	Ammoniaque (en sulfate)	Benzol	Huiles légères		PERIODE	Boulets	Briquettes			Totale	Charbon			
Minières	50.007	20.329	28.056	—	615	14.136	—	3.424	1.261	1.104	—	Minières	91.163	22.595	113.758	—	—	—	—	—	—	—
Sidérurgiques	176.919	87.356	44.572	54.619	3.830	49.380	—	14.154	4.338	3.611	—	Indépend.	3.214	—	3.214	—	—	—	—	—	—	—
Autres	44.773	18.383	15.962	—	2.273	15.747	—	3.559	666	973	—	Le Royaume	94.377	22.595	116.972	4.756	17.850	110.639	8.947	96.663	60.301	488
Le Royaume	271.699	126.068	88.690	54.619	6.718	79.263	—	21.137	6.265	5.688	—	1958 Décembre	92.487	17.279	109.766	4.156	18.695	103.214	8.129	87.887	62.598	493
1958 Décembre	270.651	125.414	88.976	54.407	6.477	77.967	—	21.405	6.289	5.447	—	Novembre	73.376	20.013	93.389	3.706	15.397	88.569	7.068	74.247	63.570	502
Novembre	256.478	121.101	76.607	52.910	7.173	69.964	—	19.466	6.599	6.446	—	Janvier	93.983	23.427	117.410	4.503	17.884	110.950	8.780	93.053	23.212	554
Janvier	276.605	128.375	81.452	60.032	6.076	79.677	—	22.514	7.219	6.017	—	Moy. mens.	65.877	20.525	86.402	3.418	12.632	81.517	6.335	66.907	62.598	493
Moy. mens.	259.452	120.242	81.624	53.568	6.850	71.249	—	20.867	6.774	5.648	—	1957 » »	124.332	27.529	151.861	3.621	12.119	141.289	11.583	134.742	21.242 ⁽¹⁾	571
1957 » »	261.466	96.077	73.980	53.321	9.482	70.071	—	20.934	6.827	5.613	—	1956 » »	116.258	35.994	152.252	3.666	12.354	142.121	12.353	133.542	4.684 ⁽¹⁾	647
1956 » »	267.439	132.244	78.704	56.854	7.424	72.452	—	20.628	7.064	5.569	—	1954 » »	75.027	39.829	114.856	4.521	10.520	109.189	9.098	109.304	11.737 ⁽¹⁾	589
1954 » »	233.182	135.611	69.580	46.279	5.517	68.791	1.630	15.911	5.410	3.624	2.565	1952 » »	71.262	52.309	123.571	1.732	103	115.322	10.094	119.941	36.580 ⁽¹⁾	638
1952 » »	229.348	134.183	67.460	46.434	3.496	62.714	2.320	17.835	6.309	4.618	747	1950 » »	38.898	46.079	84.977	2.488	377	78.180	7.322	85.999	—	552
1950 » »	193.619	126.601	(2)	(2)	(2)	(2)	1.844	13.909	4.764	3.066	632	1948 » »	27.014	53.834	80.848	—	—	74.702	6.625	—	—	563
1948 » »	105.334 ⁽³⁾	(2)	(2)	(2)	(2)	(2)	—	16.053	5.624	4.978	—	1938 » »	39.742	102.948	142.690	—	—	129.797	12.918	—	—	873
1938 » »	75.334 ⁽³⁾	(2)	(2)	(2)	(2)	(2)	—	14.172	5.186	4.636	—	1913 » »	—	—	217.387	—	—	197.274	—	—	—	1911

(1) A 4.250 kcal., 00C et 76 mm Hg. (2) Non recensé. (3) Non utilisé à la fabrication du coke.

(1) Stock fin décembre

PERIODE	Quantités reçues m ³			Consommat. totale y compris les exportations (m ³)	Stock à la fin du mois (m ³)	Quantités reçues †			Consommation totale †	Stock à la fin du mois †	Exportations †
	Origine indigène	Importation	Total			Origine indigène	Importation	Total			
1959 Janvier . . .	23.950	1.180	25.130	65.452	404.907	5.178	84	5.262	8.947	74.989	(1)
1958 Décembre . . .	43.026	2.395	45.421	69.324	448.093	4.445	—	4.445	8.129	78.674	6.169
Novembre . . .	51.251	2.994	54.245	61.646	474.328	3.802	314	4.116	7.068	82.358	5.332
Janvier . . .	33.051	7.015	40.066	83.041	576.270	7.989	8.790	16.779	8.780	80.759	2.731
Moy. mens. . .	50.713	7.158	57.871	71.192	448.093 ⁽²⁾	3.834	3.045	6.879	6.335	78.674 ⁽²⁾	2.628
1957 Moy. mens. . .	63.425	11.815	75.240	77.048	620.752 ⁽²⁾	7.116	6.356	13.472	11.584	72.760 ⁽²⁾	4.524
1956 » » . . .	72.377	17.963	90.340	78.246	655.544 ⁽²⁾	7.019	5.040	12.059	12.125	51.022 ⁽²⁾	1.281
1954 » » . . .	67.128	1.693	68.821	87.385	428.456 ⁽²⁾	4.959	4.654	9.613	8.868	37.023 ⁽²⁾	2.468
1952 » » . . .	73.511	30.608	104.119	91.418	880.695 ⁽²⁾	4.624	6.784	11.408	9.971	37.357 ⁽²⁾	2.014
1950 » » . . .	62.036	12.868	74.904	90.209	570.013 ⁽²⁾	5.052	1.577	6.629	7.274	31.325 ⁽²⁾	1.794

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

PERIODE	Produits bruts								Demi-produits		Ouvriers occupés
	Cuivre t	Zinc t	Plomb t	Etain t	Aluminium t	Antimoine, Cadmium, Cobalt, Nickel, etc. t	Total t	Argent, or, platine etc. kg	A l'exception des métaux précieux t	Argent, or, platine, etc. kg	
1959 Janvier . . .	13.758	18.014	9.762	515	204	384	42.637	35.717	16.489	2.044	14.901
1958 Décembre . . .	13.941	17.601	9.382	524	205	406	42.059	35.878	19.374	2.473	14.973
Novembre . . .	13.761	16.961	8.614	633	196	348	40.513	33.356	15.014	1.911	14.987
Janvier . . .	12.094	20.305	7.598	394	218	386	41.495	21.785	17.120	3.310	15.533
Moy. mens. . .	12.934	17.897	7.990	762	226	325	40.134	27.750	16.562	2.262	15.037
1957 Moy. mens. . .	12.713	19.637	8.272	793	180	404	41.999	23.937	16.150	1.982	15.655 ⁽¹⁾
1956 » » . . .	14.072	19.224	8.521	871	228	420	43.336	24.496	16.604	1.944	15.919 ⁽¹⁾
1954 » » . . .	12.809	17.726	5.988	965	140	389	38.018	24.331	14.552	1.850	15.447 ⁽¹⁾
1952 » » . . .	12.035	15.956	6.757	850	557	—	36.155	23.833	12.729	2.017	16.227
1950 » » . . .	11.440	15.057	5.209	808	588	—	33.102	19.167	12.904	2.042	15.053

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

(1) En fin d'année.

PERIODE	Hauts fourneaux en activité	PRODUCT								
		Produits bruts			Produits demi-finis		Produits			
		Fonte	Acier Total	Fer de masse	Pour relamineurs belges	Autres	Aciers marchands	Profils et zores (1 et U de plus de 80 mm)	Rails et accessoires	Fil machine
1958 Décembre . . .	49	469.025	498.529	5.483	49.025	40.516	135.599	15.256	7.733	50.323
Novembre . . .	50	417.869	461.572	3.177	41.453	43.577	118.617	12.170	8.299	41.194
Octobre . . .	50	500.089	541.056	6.129	56.078	43.559	146.965	13.552	8.841	50.499
1957 Décembre . . .	51	485.755	541.332	4.786	44.918	69.956	110.355	21.020	8.831	43.999
Moy. mens. . .	51	465.638	522.988	4.504	50.806	40.028	134.827	24.136	8.466	39.465
1956 » » . . .	51	480.840	525.898	5.281	60.829	20.695	153.634	23.973	8.315	40.874
1954 » » . . .	47	345.424	414.378	3.278	—	109.559	113.900	15.877	5.247	36.301
1952 » » . . .	50	399.133	422.281	2.772	97.171	—	116.535	19.939	7.312	37.030
1950 » » . . .	48	307.898	311.034	3.584	70.503	—	91.952	14.410	10.668	36.008
1948 » » . . .	51	327.416	321.059	2.573	61.951	—	70.980	39.383	9.853	28.979
1938 » » . . .	50	202.177	184.369	3.508	37.339	—	43.200	26.010	9.337	10.403
1913 » » . . .	54	207.058	200.398	25.363	127.083	—	51.177	30.219	28.469	11.852

IMPORTATIONS					EXPORTATIONS			
Pays d'origine Périodes Répartition	Charbons t	Cokes t (1)	Agglomérés t	Lignite t	Destination	Charbons t	Cokes t	Agglomérés t
France	12.823	20	13	—	France	71.282	21.047	13.441
Pays-Bas	82.072	9.818	9.771	370	Luxembourg	1.151	10.927	320
					Pays-Bas	56.086	—	26
Pays de la CECA	323.906	18.140	14.054	10.277	Pays de la CECA	131.768	32.453	14.383
Royaume-Uni	26.479	308	—	—	Danemark	—	15.671	—
Etats-Unis d'Amérique.	197.306	—	—	—	Norvège	—	1.235	—
U.R.S.S.	3.416	—	—	—	Royaume-Uni	50.720	—	—
					Suède	—	5.665	—
Pays tiers	227.201	308	—	—	Suisse	4.753	—	80
Ensemble janvier 1959	551.107	18.448	14.054	10.277	Congo belge	2	—	—
1958 Décembre.	489.502	19.152	11.006	8.923	Divers	—	1.249	—
Novembre	494.367	13.794	10.169	8.228				
Moy. mens.	534.804	14.175	9.388	9.183	Pays tiers	55.498	23.820	80
1957 Moy. mens.	437.539	14.327	10.013	8.607	Ensemble janvier 1959	187.266	56.273	14.463
Janvier	389.722	15.649	8.387	9.139	1958 Décembre.	262.548	75.643	18.261
Répartition :					Novembre	230.262	68.933	14.913
1) Secteur domestique	136.837	695	14.162	9.420	Moy. mens.	225.108	70.549	15.241
2) Secteur industriel	417.269	17.873	—	857	1957 Moy. mens.	230.894	74.751	15.104
Réexportations	4.360	—	—	—	Janvier	349.295	67.981	33.454
Mouvement des stocks	- 7.359	- 120	- 108	—				

(1) Y compris coke de gaz

URGIE

DECEMBRE 1958

TION (†)

finis										Ouvriers occupés
Tôles fortes 4,75 mm et plus	Tôles moyennes 3 à 4,75 mm	Larges plats	Tôles fines noires	Feuillards, bandes à tubes, tubes sans soudure.	Ronds et carrés pour tubes	Divers	Total des produits finis	Tôles galvanisées, plombées et étamées	Tubes d'acier sans soudure et tubes soudés	
44.436	8.913	1.864	84.794	19.975	419	3.209	372.521	30.336	14.775	51.238
40.460	6.548	1.985	67.923	18.686	877	3.874	320.633	25.774	8.574	51.374
46.158	6.957	2.241	96.755	20.197	510	2.957	395.632	29.457	13.859	51.631
									Tubes soudés	
56.890	5.535	3.075	75.547	27.487	—	4.389	357.128	19.328	9.507	54.650
55.898	7.601	2.350	66.514	25.641	—	5.514	370.412	25.558	9.087	55.158
53.456	10.211	2.748	61.941	27.959	—	5.747	388.858	23.758	4.410	47.104
37.473	8.996	2.153	40.018	25.112	—	2.705	290.852	3.070	3.655	41.904
39.357	7.071	3.337	37.482	26.652	—	5.771	312.429	11.943	2.959	43.263
			Tôles minces tôles fines, tôles magnétiques	20.949	—	2.878	243.859	11.096	1.981	36.415
24.476	6.456	2.109	22.857	20.949	—	2.878	243.859	11.096	1.981	36.415
			Tôles fines	30.017	—	3.589	255.725	10.992	—	38.431
Grosses tôles	Tôles moyennes	2.818	18.194	13.958	—	1.421	146.852	—	—	33.024
28.780	12.140	2.064	14.715	13.958	—	1.421	146.852	—	—	33.024
16.460	9.084	2.064	14.715	13.958	—	1.421	146.852	—	—	33.024
19.672	—	—	9.883	—	—	3.530	154.822	—	—	35.300

PRODUCTION	Unités	Déc. 1958	Nov. 1958	Déc. 1957	Moyenne mensuelle 1957	PRODUCTION	Unités	Déc. 1958	Nov. 1958	Déc. 1957	Moyenne mensuelle 1957
		(a)	(b)					(a)	(b)		
PORPHYRE :						PRODUITS DE DRA-					
Moellons	t	215	126	109	274	GAGE : Gravier	t	189 280	188.445	89.172	133.814
Concassés	t	293.280	192.345	315.849	338.406	Sable	t	22.885	37.925	18.884	23.342
Pavés et mosaïques.	t	983	787	1.634	1.765	CALCAIRES :	t	209.923	163.543	187.371	187.034
PETIT-GRANIT :						CHAUX :	t	141.078	141.306	149.289	158.727
Extrait	m ³	10.816	7.969	9.696	10.934	PHOSPHATES	t	2.180	1.028	2.396	1.344
Scié	m ³	5.369	3.696	5.431	5.863	CARBONATES NATUR					
Façonné	m ³	1.324	1.149	1.471	1.571	[Craie, marne, tuf-					
Sous-produits	m ³	13.817	9.968	13.941	16.625	feau)	t	24.765	20.741	30.514	32.341
MARBRES :						CARBON. DE CHAUX					
Blocs équarris	m ³	503	400	458	508	PRECIPITES	t	(c)	(c)	2.219	2.494
Tranches ramenées à 20 mm	m ²	40.704	37.689	40.798	42.109	CHAUX HYDRAULI-					
						QUE ARTIFICIELLE	t	803	372	131	652
Moellons concassés	t	2.019	1.920	1.927	2.008	DOLOMIE : Crue	t	31.435	28.196	27.689	27.093
Bimbeloterie	Kg	46.440	18.428	76.916	84.113	Frittée	t	19.850	19.280	21.721	20.897
GRES :						PLATRE :	t	2.942	2.848	2.587	3.032
Moellons bruts	t	9.520	16.705	17.889	23.119	AGGLOM. PLATRE	m ²	87.342	90.189	110.665	109.888
Concassés	t	58.670	66.707	65.631	84.993						
Pavés et mosaïques.	t	2.613	1.216	663	886						
Divers taillés	t	5.499	7.340	5.097	6.435						
SABLE :						SILEX : Broyé	t	393	390	1.432	706
pour métallurgie	t	54.693	56.519	62.223	68.938	Pavés.	t	835	845	1.146	1.042
pour verrerie	t	106.655	99.657	80.207	83.344	FELDSPATH & GALETS	t	82	89	152	140
pour construction	t	108.476	117.444	103.223	147.808	QUARTZ					
Divers	t	53.715	51.775	60.468	61.360	et QUARTZITES					
ARDOISE :						ARGILES :					
pour toitures	t	658	672	542	682						
Schiste ardoisier	t	204	125	134	152						
Coticule (pierre à aiguiser)	Kg	4.665	3.840	4.785	5.393	Ouvriers occupés		Déc. 1958	Nov. 1958	Déc. 1957	Moy. mens. 1957
								11.235	11.374	12.656	13.135

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

COMBUSTIBLES SOLIDES PAYS DE LA C.E.C.A. ET GRANDE-BRETAGNE

JANVIER 1959

PAYS	Houille produite (1000 t.)	Nombre d'ouvriers inscrits (1000)		Rendement par ouvrier et par poste Kg		Nombre de jours ouvrés	Absentéisme en %		Coke de four produit par 1000 t	Agglomérés produits 1000 t	Stocks (1000 t)			
		Fond	Fond et surface	Fond	Fond et surface		Fond	Fond et surface			Coke de four	Agglomérés	Houille	Cokes
Allemagne														
1959 janvier	11.377,3	324	469	1.705	1.323	23,55	18,51	16,63	3.459	374(1)	9.035(1)	5.601(1)		
1958 Moy. mens.	11.048,5	336	487	1.643	1.273	23,39	18,49	17,02	3.620	493	8.555(2)	5.315 (2)		
Janvier	11.978	345	496	1.605	1.251	25	14,90	13,57	3.824	475	946	879		
Belgique														
1959 janvier	2.088	105	140	1.177	853	20,49	15,24(3)	13,40(3)	602	117	7.084	290		
1958 Moy. mens.	2.255	106	140	1.152	841	21,27	14,08(3)	12,20(3)	576	86	6.928 (2)	276, (2)		
Janvier	2.666	118	154	1.110	825	24,46	14,23(3)	12,53(3)	615	117	1.924	233		
France														
1959 janvier	5.256	141	200	1.680	1.141	25,99	11,65	7,57(4)	1.113	732	7.821	662		
1958 Moy. mens.	4.810	141	201	1.680	1.134	24,5	12,19	7,25(4)	1.039	591	7.473(2)	708 (2)		
Janvier	5.289	143	204	1.669	1.132	25,77	11,85	8,07(4)	1.084	647	4.793	439		
Sarre														
1959 janvier	1.432	38	55	1.764	1.183	24,94	9,09	6,55 (4)	342	—	975	54		
1958 Moy. mens.	1.369	38	57	1.797	1.177	24,18	12,99	7,45(4)	348	—	905(2)	52 (2)		
Janvier	1.550	38	58	1.846	1.189	26	10,20	6,85(4)	385	—	218	53		
Italie														
1959 Janvier (1)	60	3	(6)	1.057	(6)	(6)	(6)	(6)	280	3	30	339		
1958 Moy. mens.	60	4 (1)	4,6	1.039	(6)	(6)	33,53	31,85	280	1	21(2)	321 (2)		
Janvier	90	4,6	5,4	1.008	(6)	(6)	14,82	13,18	293	0	91	148		
Pays-Bas														
1959 Janvier (1)	1.069	31	(6)	1.590	(6)	(6)	16,92	14,53	353	104	765	294		
1958 Moy. mens.	990	31,4	48,6	1.521	(6)	(6)	18,32	15,96	340	91	746(2)	342 (2)		
Janvier	1.049	31,8	48,7	1.502	(6)	25	15,47	13,22	367	98	336	157		
Communauté														
1959 Janvier (1)	21.281	634,4	(6)	1.622	(6)	(6)	(6)	(6)	6.138	1.330	25.693	7.177		
1958 Moy. mens.	20.583	655,3	893,4	1.579	(6)	(6)	22,76	21,13	6.203	1.262	24.538(2)	7.015(2)		
Janvier	22,632	673,4	911,7	1.543	(6)	(6)	17,96	16,50	6.568	1.339	8.192	1.909		
Grande-Bretagne														
1959 Sem. du 25 au 31 janvier	4.391 (5)	—	686,4	à front 3.678	1.335	(6)	(6)	14,96	(6)	(6)	(6)	(6)		
1958 Moy. hebd.	4.149,8 (5)	—	698,8	3.519	1.264	(6)	(6)	14,14	(6)	(6)	(6)	(6)		
1958 Sem. du 26 janv. au 1 févr.	4.557,7 (5)	—	712,4	3.458	1.238	(6)	(6)	14,31	(6)	(6)	(6)	(6)		

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

Journée d'information sur le bélier-scraper de Peissenberg

organisée par INICHAR à Liège, le 9 mars 1959

SAMENVATTING

Het Nationaal Instituut voor de Steenkolenmijnbouw (Inichar) en de A.I.Lg hebben op 9 maart 1959 een voorlichtingsdag ingericht met betrekking tot de mechanische afbouw- en laadmethode in dunne lagen, genoemd de « Peissenberg-methode », naar de mijn in Hoog-Beieren, waar ze werd ontworpen door Dr. Heissbauer en toegepast werd op een arme en ongunstige afzetting.

De vergadering werd geopend door de Heer Venter, Directeur van het Instituut, die de aanwezige personaliteiten begroet: de Heren Delarge en Berding van de E.G.K.S., Van Den Heuvel, Directeur-Generaal en Logelain, Inspecteur-Generaal der Mijnen, Fréson, Divisielidirecteur der Mijnen, talrijke vertegenwoordigers van de belgische steenkolenmijnbouw en 15 ingenieurs uit de duitse, franse en nederlandse mijnbouw.

Deze studiedag sloot aan op deze van 9 september 1958, te Charleroi ingericht, die over hetzelfde onderwerp handelde, evenals op diverse publicaties.

Dit alles wijst op het groot belang dat de belgische steenkolenmijnbouw hecht aan deze methode. Het Nationaal Instituut voor de Steenkolenmijnbouw heeft er een bijzondere studie aan gewijd en heeft contact genomen met twee kolenmijnen: de mijn Bonnier, te Grâce-Berleur en de mijn Elisabeth, te Auvelais, die bereid waren een proef te ondernemen.

Het Instituut heeft twee installaties aangeschaft en ter beschikking gesteld van deze mijnen. Een gelijkaardige overeenkomst werd verder getroffen met de mijn Monceau-Fontaine, met betrekking tot een prototype met elektrische aandrijving.

De mijn Bonnier past het procedé toe sinds 1 mei 1958 en heeft het volledig aangepast aan zijn afzettingsvoorwaarden. Het materieel onderging een groot aantal verbeteringen. 110 voorlichtingsbezoeken voor ingenieurs werden in deze mijn ingericht ten einde de nieuwe techniek in ruime kring bekend te maken, hetgeen wijst op een voorbeeldige geest van samenwerking.

Techniek van de methode.

De Heer P. Stassen, Directeur der Navorsingen van het Instituut, zet de techniek van de methode uiteen en de wijzigingen die de installaties ondergingen in België.

De oorspronkelijke installatie van Peissenberg bestaat uit een zware slagende massa, aan de voor- en achterzijde voorzien van messen of horens; deze massa wordt met grote snelheid langs het kolenfront heen en weer getrokken door middel van een scheepsketting, aangedreven door persluchtlieren.

Deze installatie werd opgevat met het oog op de ontginning van harde lignieten en werkt voornamelijk door percussie. De snelheid bedraagt 1,80 m/sec.

Als de kool goed gekleefd is en gemakkelijk winbaar, kan men werken met een kleinere snelheid van 1 m/sec. Men verkrijgt dan de kettingschaafschraper zonder geleiding, die momenteel in gebruik is in de mijn Bonnier.

De beide aandrijfmachines, met perslucht aangedreven, zijn opgesteld in de kop- en in de voetgalerij. Er is geen personeel in de pijler tijdens de winning en het moeizame, kostelijke werk van de kolenhouters is uitgeschakeld.

De proefinrichting van de mijn Bonnier is zonder onderbreking in bedrijf sinds 1 mei 1958 op de verdieping van 664 m, in de laag Chaineux, waarvan de opening varieert van 0,28 tot 0,36 m. Gedurende de maanden augustus, september en oktober 1958 vertoonde de pijler een reeks geologische storingen, die de handwinning door middel van persluchthammers onmogelijk zou gemaakt hebben.

Tijdens de week van 2 tot 7 maart 1959 bedroeg de gemiddelde dagelijkse productie 100 t. Dergelijke productie in een uiterst dunne laag, in een bedrijfszetel waarvan de dagelijkse voortbrengst 500 à 600 t bedraagt, zoals er overigens meerdere bestaan in het zuiderbekken, is merkwaardig te noemen.

Het werkplaatseffekt bedroeg 3.078 kg; bij handwinning ware hoogstens 1.275 kg te bereiken geweest. De mechanisatie heeft dit effect meer dan verdubbeld en zulks door middel van een eenvoudige installatie, waarvan de reeds matige prijs nog zal verminderen door de verdere verbreiding van het procedé.

De methode leent zich tot de ontginning van lagen waarvan de helling begrepen is tussen 70° en 15°, en zelfs tot 10° in zachte kool, mits zekere aanpassingen in ieder bijzonder geval.

De opening van de laag kan variëren van 0,27 m tot 0,70 m. Ze is dus niet alleen geschikt voor lagen die tot nu toe onontginbaar werden geacht wegens hun geringe opening, maar zal ook toelaten lagen van grotere opening met betere resultaten te ontginnen.

Als vereisten zijn gesteld een tamelijk goed dak, dat een vrijdragend pand van 1,50 m à 1,60 m zonder ondersteuning toelaat. De muur dient middelmatig samenhangend te zijn, om het schrappen toe te laten zonder aantasting van de muur.

De installatie past zich gemakkelijk aan wijzigingen in de helling aan en leent zich goed tot het overschrijden van tectonische storingen.

De granulometrie van de producten is bevredigend en kan in sommige gevallen beter zijn dan bij winning met persluchthamers. In de mijn Bonnier verhoogde de verhouding van de geclasseerde producten op merkelijke wijze.

Besluiten.

Ter kolenmijn Bonnier wordt normaal een werkplaatseffekt van 3 t netto bereikt. Hierin is begrepen het personeel gelast met de delving van de twee galerijen verbouwd met ijzeren ramen. Dit vertegenwoordigt 2,5 maal de beste rendementen die bij winning met persluchthamers bereikt werden. Zulks was het doel dat in september 1958 gesteld werd en dat moet behouden en verbeterd worden.

Te Peissenberg bedraagt het globaal ondergronds effect 1.700 kg. Het werkplaatseffekt, in de pijlers uitgerust met de ram-installatie, bedraagt meer dan 4.500 kg. Men mag voorzien dat in België vergelijkbare resultaten kunnen verkregen worden in lagen van 40 cm tot 60 cm opening.

De installatie heeft een groot vermogen en lijkt goed geschikt voor de belgische zuiderbekkens. Het sociaal en economisch belang van de methode is aanzienlijk en men dient alles in 't werk te stellen om haar toepassingsmogelijkheden te verruimen.

De huidige installatie met persluchtaandrijving is reeds lonend. Om haar op ruimere schaal te kunnen toepassen dient men nochtans over te gaan tot de elektrische aandrijving.

Zulks is het doel dat voor 1959 in het uitzicht gesteld werd. Drie oplossingen werden weerhouden en zullen zonder verwijl beproefd worden. Men hoopt hieruit een installatie te zien voortvloeien die zich zeer goed zal lenen tot de ontginning van de dunne en uiterst dunne lagen van de belgische zuiderbekkens.

RESUME

L'Institut National de l'Industrie Charbonnière (Inichar) et l'A.I.Lg ont organisé à Liège, le 9 mars 1959, une journée d'information sur le procédé d'abatage et de chargement mécaniques en couche mince, dit « de Peissenberg ».

Ce nom est celui d'une mine de Haute-Bavière où le procédé a été conçu par le Dr Heisbauer et appliqué à un gisement particulièrement pauvre et défavorisé.

La séance est ouverte par M. Venter, Directeur d'Inichar, qui salue les personnalités présentes : MM. Delarge et Berding de la C.E.C.A., Vandenheuvel, Directeur Général et Logelain, Inspecteur Général des Mines, Fréson, Directeur divisionnaire des Mines, les nombreux représentants de l'industrie charbonnière belge et les 15 ingénieurs appartenant aux industries charbonnières d'Allemagne, France et Pays-Bas.

Cette journée fait suite à celle du 9 septembre 1958, organisée à Charleroi sur le même sujet, et à diverses publications.

Tout ceci témoigne de l'intérêt que l'industrie charbonnière belge attache à ce procédé. Inichar l'a spécialement étudié et a pris contact avec deux charbonnages désireux de faire un essai, Bonnier à Grâce-Berleur et Elisabeth à Auvelais.

Il a acquis deux engins et les a mis à la disposition de ces charbonnages. Un accord analogue vient d'être pris avec le charbonnage de Monceau-Fontaine pour un engin à commande électrique qui sera un prototype.

Le charbonnage du Bonnier emploie le procédé depuis le 1^{er} mai 1958 et l'a bien mis au point pour ses conditions, le matériel a subi de nombreux perfectionnements. 110 visites éducatives d'ingénieurs ont eu lieu à ce charbonnage en vue de diffuser largement la technique nouvelle, ce qui témoigne d'un excellent esprit de collaboration.

Technique du procédé.

M. P. Stassen, Directeur des Recherches à Inichar, expose la technique du procédé et les modifications qu'il a subies en Belgique.

L'installation originelle de Haute-Bavière comporte une grosse masse frappante, armée de pics ou cornes à l'avant et à l'arrière, et halée à grande vitesse par treuils à air comprimé le long du front de taille par une chaîne marine sans fin.

L'engin est conçu pour l'exploitation des lignites durs; il circule à 1,80 m/sec et agit ordinairement par percussion. Quand le charbon est bien clivé et d'abatage facile, on peut se contenter d'une vitesse moindre d'un mètre par seconde et on arrive alors au scraper-rabot à chaîne sans contreguidage qui est actuellement en service au charbonnage du Bonnier.

Les deux têtes motrices à air comprimé qui actionnent l'engin d'abatage sont placées dans les voies de tête et de pied de la taille et il n'y a pas de personnel dans celles-ci pendant l'abatage. Il n'y a plus aucun abatage manuel et le travail pénible et coûteux de l'ouvrier à veine est donc supprimé.

Au charbonnage du Bonnier, l'essai est en cours sans interruption depuis le 1^{er} mai 1958, à l'étage de 664 m, dans la couche Chaineux, extra-mince, dont l'épaisseur varie de 0,28 à 0,36 m. Au cours des mois d'août, septembre et octobre 1958, la taille a présenté une série d'accident géologiques. Cette zone eut été considérée comme inexploitable par le moyen habituel du marteau-piqueur individuel.

Au cours de la semaine du 2 au 7 mars 1959, la production moyenne a été de 100 t/jour. Une telle production dans une seule taille en couche extra-mince est déjà notable, dans un siège qui extrait 500 à 600 t/jour, comme il en existe beaucoup dans les bassins sud.

Le rendement chantier a été de 3.078 kg, alors qu'il eut été au maximum de 1.275 kg au marteau-piqueur. La mécanisation a donc plus que doublé ce rendement et cela au moyen d'un matériel simple, dont le prix déjà modéré, s'abaissera encore par le développement du procédé.

Le procédé est au point pour les gisements dont la pente est comprise entre 15° et 70° et même de 10° à 70° en charbon tendre, moyennant certaines adaptations éventuelles pour chaque cas particulier.

L'ouverture de la couche peut varier entre 0,27 et 0,70 m. Cette technique n'est donc pas seulement intéressante pour exploiter les couches jugées inexploitable, en raison de leur minceur, mais elle doit permettre d'exploiter avec un meilleur rendement des couches de plus grande ouverture.

Il faut un toit assez bon qui supporte un porte-à-faux minimum de 1,50 m à 1,60 m sans soutènement. Le mur doit être moyennement bon pour supporter le raclage sans être arraché. L'outil s'accommode facilement des variations de pente et est capable de franchir des dérangements tectoniques.

La granulométrie des produits obtenus peut être satisfaisante et même améliorée dans certains cas. Au charbonnage du Bonnier, la proportion de charbon classé a été nettement augmentée.

Conclusions.

Au charbonnage du Bonnier, le rendement de 3 tonnes nettes au chantier, y compris le personnel occupé au creusement de deux voies en cadres métalliques, est maintenant obtenu d'une façon courante. Cela représente deux fois et demi les meilleurs rendements obtenus dans cette couche par l'abatage habituel au marteau-piqueur. C'était l'objectif proposé en septembre 1958, il reste à le tenir et à l'améliorer encore.

A Peissenberg, le rendement total fond est de 1.700 kg et le rendement quartier, dans les chantiers équipés de bélier, dépasse 4.500 kg. On peut espérer des rendements analogues en Belgique dans des couches de 40 à 60 cm d'ouverture. Ce procédé est puissant et robuste et semble intéressant pour les gisements du Sud de la Belgique. Sa portée économique et sociale est considérable et il faut tout mettre en œuvre pour étendre son champ d'application.

L'installation actuelle à air comprimé est déjà rentable. Mais pour donner un vaste champ d'application à l'engin, il faut l'électrifier.

Ce sera l'objectif de cette année 1959. Trois solutions sont en vue et vont être incessamment mises à l'épreuve. On peut en espérer un outil bien adapté à l'exploitation des couches minces et extraminces des gisements difficiles du Sud de la Belgique.

Allocution de J. Venter, Directeur d'Inichar.

Messieurs,

Je souhaite la bienvenue à tous ceux qui ont répondu à cette invitation conjointe d'Inichar et du Cercle d'Études « Mines » de l'A.I.Lg. Nous nous trouvons dans les locaux de cette Association que nous remercions de son hospitalité.

Quinze ingénieurs des industries charbonnières des pays voisins : Allemagne, France et Pays-Bas nous font l'honneur d'être présents et nous sommes heureux de les accueillir.

Je salue spécialement les personnalités présentes : MM. Delarge et Berding de la C.E.C.A., les nombreux représentants de l'Administration des Mines, et notamment ses trois fonctionnaires les plus élevés en grade, MM. Vandenneuvel, Directeur Général, Logelain, Inspecteur Général, et Fréson, Directeur Divisionnaire attaché à la Direction Générale, et les nombreuses personnalités de l'industrie charbonnière.

Cette Journée fait suite à une première Journée d'information organisée par Inichar à Charleroi, le 9 septembre 1958, et à diverses publications :

- le Bulletin technique d'Inichar n° 55 de décembre 1956, intitulé « Exploitation charbonnière en Haute-Bavière »;
- le compte rendu par Inichar, dans les *Annales des Mines* de septembre 1957, de la 7^e session de la Commission Technique minière de la C.E.C.A. en Haute-Bavière;
- un rapport de MM. Sténuit, Huberland et Radermecker sur une visite aux mines de Haute-Bavière, dans les *Annales des Mines* d'octobre 1957;
- et, enfin, le compte rendu de la Journée organisée à Charleroi dans les *Annales des Mines* de novembre 1958.

Tout ceci témoigne de l'intérêt que l'industrie charbonnière belge attache à ce procédé. Inichar l'a spécialement étudié et, considérant que le procédé avait des chances de succès dans les gisements belges, il a pris contact avec deux charbonnages désireux de faire un essai.

Il a acquis deux béliers et les a mis à la disposition de ces charbonnages, lesquels ont assumé les autres charges de l'essai : personnel, fourniture d'énergie, etc. Le personnel technique d'Inichar participe étroitement aux essais et à la mise au point du matériel et du procédé. Le matériel notamment a subi de nombreux perfectionnements de détail.

L'électrification du procédé est en vue et trois essais du procédé par trois techniques différentes d'électrification vont avoir lieu.

Depuis la Journée de Charleroi, les résultats se sont confirmés et précisés. Depuis lors également, 110 visites éducatives d'ingénieurs ont eu lieu au charbonnage du Bonnier qui emploie le procédé avec succès depuis le 1^{er} mai 1958.

Il nous a paru opportun de diffuser davantage encore les idées en organisant cette deuxième Journée d'information. Vous pourrez ainsi prendre connaissance des résultats acquis à ce jour même; vous aurez notamment les résultats des travaux de la semaine dernière.

Au cours de cette séance, vous entendrez tout d'abord :

M. P. Stassen, Directeur des Recherches à Inichar, qui fera un exposé synthétique assez long. Après celui-ci, aura lieu la discussion.

Applications du scraper-rabot à chaîne à la S. A. des Charbonnages du Bonnier

P. STASSEN,

Directeur des Recherches à Inichar.

Introduction.

Une première journée d'information sur les applications du scraper-béliet et du scraper-rabot à chaîne Westfalia, a été organisée par Inichar le 9 septembre 1958 à Charleroi.

Les exposés présentés au cours de cette journée ont été publiés dans les « *Annales des Mines de Belgique* » de novembre 1958. Ils sont intitulés :

- Installation de scraper-béliet à la Mine de Peissenberg en Haute-Bavière, par P. Tamo.
- Essai de scraper-béliet à la S.A. des Charbonnages Elisabeth à Auvélais, par A. Leparlier.
- Essai de scraper-rabot à chaîne au Charbonnage du Bonnier, par M. Loop.

Au mois de septembre 1958, les essais venaient de débuter en Belgique et il n'était pas possible d'établir un bilan complet pour apprécier le procédé à sa juste valeur.

Six mois d'expérience complémentaire ont apporté des précisions nouvelles qu'il a paru opportun à Inichar de faire connaître au plus tôt aux exploitants belges.

L'historique du procédé, ses possibilités et ses limites d'application, ainsi que le matériel utilisé, ont été largement traités dans les conférences faites à Charleroi et il ne nous paraît pas utile de reprendre tous ces points dans la note présente. Nous renvoyons le lecteur à la publication antérieure.

Caractéristiques du chantier.

L'installation du Bonnier a été fournie fin avril 1958 et mise en service au début du mois de mai; il y a donc environ 10 mois.

L'engin travaille dans la couche Chaineux qui est composée de charbon bien clivé de 28 à 36 cm d'épaisseur, compris entre un toit de schiste gréseux normalement bien stratifié et un mur gréseux. Dans le panneau exploité, la pente varie entre 21 et 25°.

La taille est située entre les niveaux de 664 et 550 m dans la moitié inférieure de la tranche découpée par ces deux étages. La liaison entre les étages fut établie par une cheminée de 270 m de longueur. La voie de tête du chantier fut amorcée à mi-hauteur, découpant ainsi une taille de 135 m (fig. 1).

La longueur du front répondait bien aux conditions préconisées par l'expérience de Peissenberg;

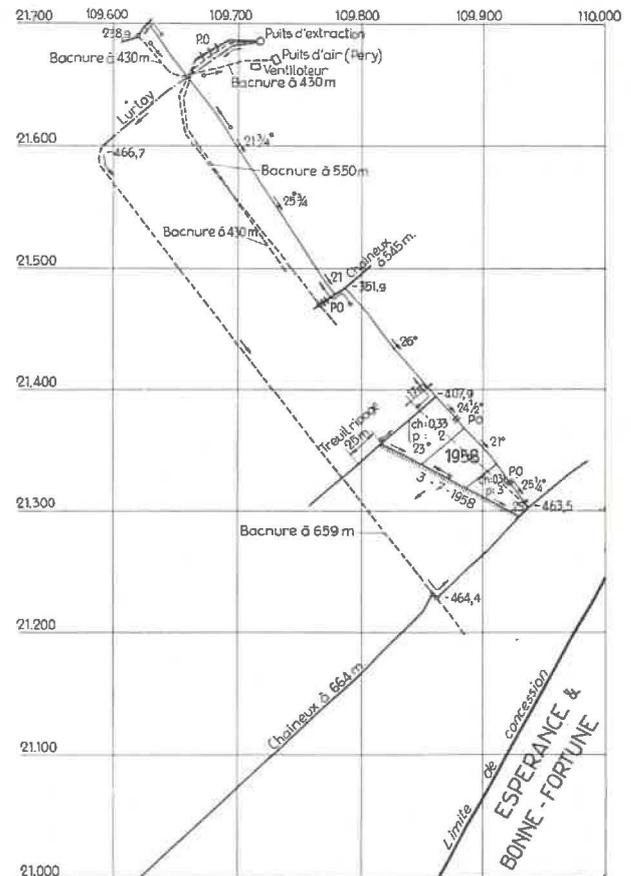


Fig. 1. — Plan de situation du chantier d'essai.

d'un autre côté, cette longueur ne dépréciait pas le panneau au cas où il eut été nécessaire de reprendre l'abatage au marteau-piqueur. Il suffisait alors de couper la tranche en deux pour en faire des tailles de 65 m environ.

Pour faciliter l'observation et la surveillance de l'outil, deux fausses-voies de 1,5 m² de section ont été creusées à partir de la cheminée. Celles-ci sont situées à 40 et 85 m du pied de taille et servent uniquement de hublot pendant la marche des bacs.

Le montage initial fut préparé à partir de la cheminée sans laisser de stot. La tête de taille a été avancée de 15 m par rapport au pied, par enlevures successives au marteau-piqueur.

C'est à ce moment que l'engin mécanique a été introduit dans la taille. On a continué à faire pivoter le front autour du pied de taille jusqu'à obtenir une avance de 45 m à 50 m de la tête par

rapport au pied. A ce moment, le front était suffisamment bien placé sur l'ennoyage pour faciliter le maintien de l'outil de coupe contre le charbon et pour bénéficier de la poussée due à la composante, suivant la plus grande pente, du poids des chaînes et des bacs (fig. 2).

traînent des chutes de pierres et des blocages assez fréquents. Cette zone n'a pu être franchie que grâce à une application particulièrement réussie du boulonnage des bancs du toit. Pendant ce mois, l'ouverture de la veine descend fréquemment à 25 et même 22 cm.

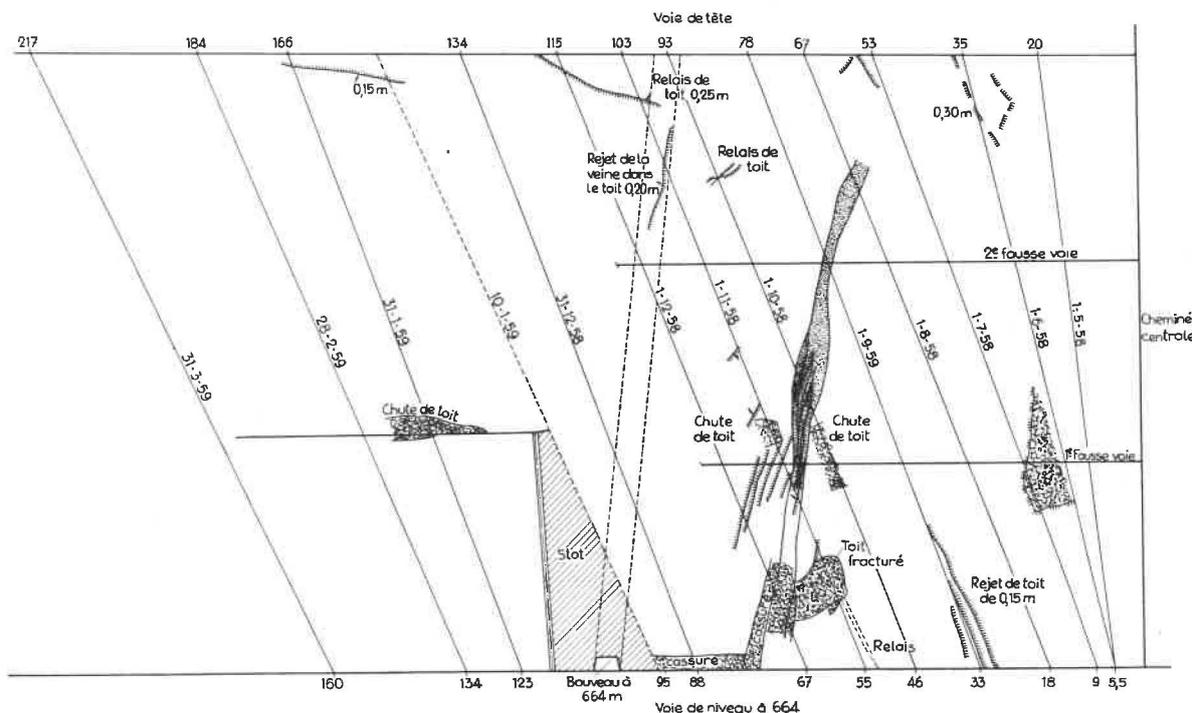


Fig. 2. — Plan détaillé du chantier d'essai avec les avancements mensuels et les dérangements rencontrés.

La taille a franchi quelques rejets en tête, dont l'un de 0,35 m, et a subi un coup de charge sur toute sa longueur après avoir progressé de 20 m environ. Les effets de ce coup de charge dû au démarrage de la taille se sont fait particulièrement sentir à hauteur de la première fausse voie. Là, le toit était constitué d'écailles gréseuses dont l'épaisseur variait rapidement de 5 à 30 et même 40 cm. Les roches étaient farcies de gros débris de végétaux qui offraient des plans de moindre résistance et favorisaient les chutes de pierres.

Au début du mois de juillet, le front de taille est régulier pendant 15 jours environ, puis une zone dérangée apparaît en tête de taille et descend vers le pied.

Au mois d'août, le pied de la taille rencontre 3 à 4 dérangements de 10 à 15 cm de rejet et sensiblement parallèles au front. Ces dérangements sont difficiles à traverser et donnent lieu à de fréquents blocages des bacs.

A la fin du mois de septembre, la zone dérangée qui vient de la tête de taille s'amplifie et finit par couvrir un front de 25 m de largeur pendant le mois d'octobre.

Le toit est affecté de plus de 25 cassures de 5 à 20 cm de rejet qui se succèdent sans interruption à 1 à 1,50 m d'intervalle. Ces dérangements en-

Au cours du mois de novembre, la zone dérangée descend vers le pied de taille. Elle est plus aisément accessible et les arrêts dus aux blocages sont de plus courte durée, ce qui explique l'amélioration du rendement. Il faut cependant encore recourir 2 ou 3 fois au boulonnage pour retenir le toit derrière les dérangements.

En décembre, la zone dérangée, affectée de nombreuses cassures bourrées de calcite, se localise au pied de taille et la marche du chantier devient plus régulière.

Au début de janvier, un nouvel obstacle se présente, il faut franchir le bouveau qui donne accès au chantier. La machine de la voie de pied doit faire un bond de 25 m en une fois.

Pendant la progression normale du front, on prépare un nouveau montage qui vient déboucher dans la taille à environ 65 m du pied. Ce montage est revêtu de petits cadres métalliques trapézoïdaux et, pour faciliter la reprise du rabotage, on enlève une allée de 1,50 m au marteau-piqueur le long du montage.

Ce nouvel obstacle, qui paraissait important, a été franchi avec aisance. Il n'a fallu que 3 jours pour déplacer la machine, enlever au marteau-piqueur un triangle de charbon compris entre

l'ancien front et le nouveau montage, renouveler la havée et aménager le bouveau.

Dès la reprise du rabotage, la grosse bosse dans le front de taille a été rapidement enlevée et la taille a été replacée sur l'ennoyage en avançant à nouveau la tête de 25 m.

Le maintien d'une nouvelle cheminée sur 65 m et le démarrage d'une nouvelle fausse-voie ont occupé un personnel plus nombreux qu'il n'eût été nécessaire si le chantier avait pu progresser régulièrement.

Au mois de février, la progression de la taille a repris normalement, mais les premiers jours ont encore été affectés par un personnel surabondant dû aux séquelles du passage du bouveau et à des modifications importantes dans le déblocage de la voie de tête.

Les deux fausses-voies creusées au démarrage du chantier ont été maintenues jusqu'à la fin du mois de novembre. Sachant qu'il serait possible, en cas de nécessité, de venir à la rencontre du front de taille à partir du nouveau montage, la taille a été menée sans fausses-voies pendant un mois. Etant donné la très faible ouverture de la veine et les difficultés de déplacement en taille en cas de blocage des bacs, il a été jugé utile de reprendre une fausse-voie à partir du sommet de la nouvelle cheminée, c'est-à-dire à 60 m du pied de taille.

Matériel.

Têtes motrices.

Elles possèdent toutes deux les mêmes caractéristiques mécaniques; elles se différencient par leur dispositif de calage prenant appui sur les cadres de voie.

Chaque tête motrice est entraînée par un moteur turbinare à brides de 32 ch, tournant à 1500 tr/min. L'accouplement moteur réducteur



Fig. 3. — Vue de la tête motrice de tête de taille côté arrière. On remarque le levier de commande à 3 positions avec le dispositif de sécurité; le flexible d'admission et les flexibles d'échappement.

est du type à broches. Le réducteur est précédé d'un changement de vitesse à deux rapports, permettant une vitesse de translation de la chaîne de 0,90 m à 1 m/s ou de 1,80 à 2 m/s. Le rapport de réduction du réducteur est de 26,8 à 1. Le réducteur actionne une roue à empreintes montée sur gros roulement à rouleaux, par l'intermédiaire d'un accouplement à plateaux munis de broches cisailables. Celles-ci se brisent lorsque l'effort sur les plateaux dépasse 15 tonnes. Le moteur est muni d'une vanne principale à l'admission et est commandé par un petit levier à trois positions (marche montante — point mort — marche descendante) (fig. 3).

Tête motrice supérieure.

La tête motrice supérieure se place dans la voie côté taille; une poutrelle de 4 m de longueur s'appuie contre les cadres par l'intermédiaire de deux poussards réglables.

Ces poussards sont extensibles, ce qui permet d'écarter plus ou moins la machine; ils peuvent pivoter autour de leur base, ce qui permet un réglage en hauteur. Ces poussards sont entretoisés par un cadre triangulé. L'assemblage de toutes ces pièces et les réglages sont obtenus par un jeu de broches qui s'enfoncent dans des pièces perforées de distance en distance. Ce système simple et solide donne entière satisfaction (fig. 4).

La tête motrice est fixée sur un châssis à parois verticales formant berceau; le bloc réducteur et roue à empreintes peut pivoter autour d'un axe horizontal, ce qui permet de l'orienter suivant la pente de la taille.

Les parois verticales sont percées de trous sur tout le pourtour, ce qui permet de fixer l'ensemble dans n'importe quelle position. De plus, le garant de la roue à empreintes est aussi orientable de façon à le présenter suivant la direction du front de taille. Le front de taille peut donc être oblique par rapport à l'axe de la voie.

Il y a donc 4 réglages :

- un réglage en distance
- un réglage en hauteur
- un réglage en inclinaison
- un réglage en direction.

Le châssis de la tête motrice est monté sur patins et l'ensemble est ripé à l'aide d'un treuil à air comprimé qui peut développer un effort de traction au crochet de 4 à 6 tonnes. Ce treuil peut être mis devant ou derrière la tête motrice, il n'est donc pas indispensable de pousser le bosseyement loin en avant. Le câble est généralement mouflé. La tête motrice de tête est ripée par petits bonds de 10 à 20 cm.

Les manœuvres de chaîne pour le passage des montants des cadres ont été décrites en détail dans

l'exposé de M. Tamo, je n'y reviendrai pas (2). Elles se font très aisément quand la commande est à l'air comprimé. On utilise à cet effet une mâ-

choire spéciale, fixée au châssis de la tête motrice à l'aide d'une chaîne analogue à celle du rabot.

Tête motrice inférieure.

Mécaniquement, les deux têtes motrices sont identiques. La tête motrice inférieure est placée

(2) Installation de scraper-hélier à la Mine de Peissenberg en Haute-Bavière, par P. Tamo, *Annales des Mines de Belgique* 1958, novembre - pp. 961 à 973.

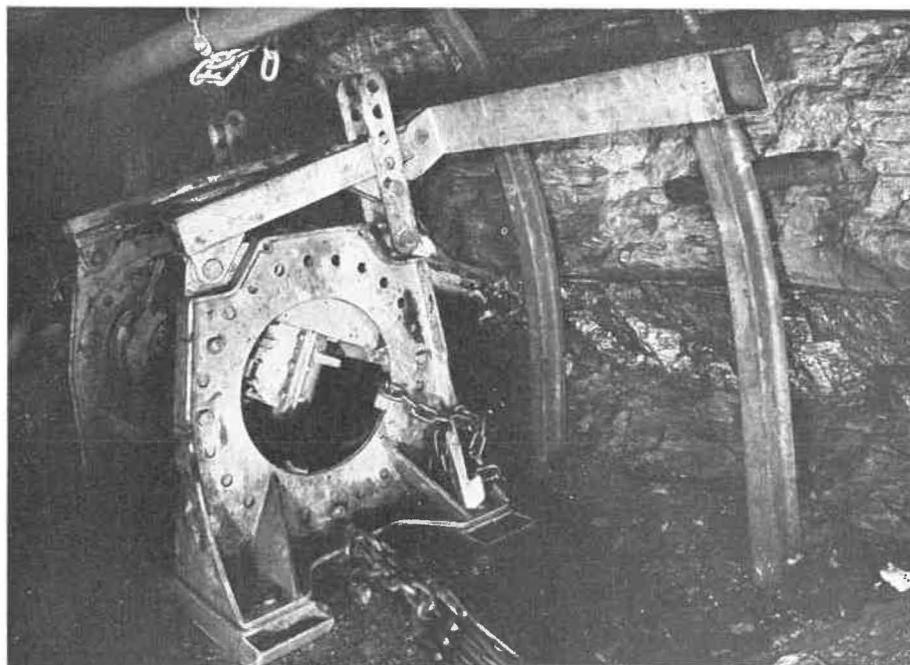


Fig. 4. — Vue de la tête motrice de tête de taille côté avant. On remarque clairement les différents dispositifs de réglage en distance, en hauteur, en inclinaison, etc. On remarque également la mâchoire pour les manœuvres de chaîne.

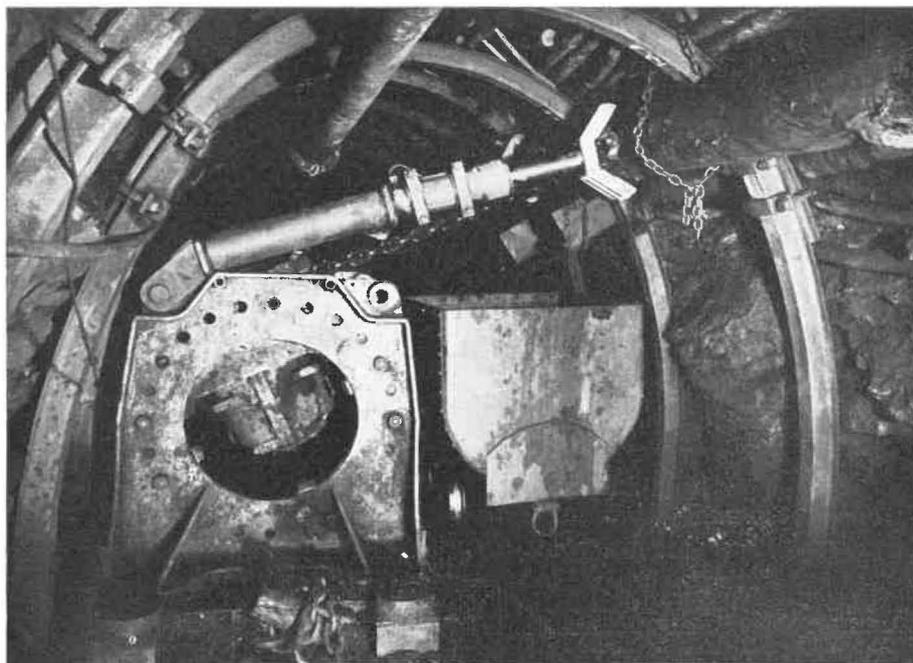


Fig. 5. — Vue de la tête motrice du pied de taille (côté arrière). On remarque clairement le nouveau dispositif de calage hydraulique avec pistons extensibles.

contre le montant aval de la voie de façon à laisser passer la rame de berlines sous la trémie du pied de taille (fig. 5). Le calage de la tête motrice inférieure est hydraulique. Cependant, les pistons hydrauliques n'ayant qu'un faible déploiement, leurs supports sont aussi constitués de tubes extensibles assemblés par broches. Les pistons prennent appui sur un bois de gros diamètre, de 4 m de longueur, qui reprend plusieurs cadres.

Ce bois est supporté par des étriers accrochés aux cadres T.H. La pression dans les vérins est assurée par une petite pompe à main placée sur le moteur (fig. 6).

Les vérins hydrauliques ont un double objectif :

- 1) lors du serrage, ils refoulent la tête motrice et permettent ainsi de tendre ou de retendre la chaîne;
- 2) en cas de blocage, le dispositif bois et vérins hydrauliques amortit les chocs violents et assouplit la commande.

Vérins hydrauliques.

Le front de taille étant orienté obliquement par rapport à la voie de base, les deux brins de la chaîne entrent obliquement en taille, ce qui donne une composante oblique sur la base d'appui des deux vérins hydrauliques (fig. 6). Sous l'effet des secousses et de ces efforts obliques, les têtes de vérins glissaient le long du bois de calage. Ce glissement donnait lieu :

- 1) soit à une déformation de la tige du piston du vérin ou même à son éclatement;
- 2) soit à l'échappement de la tête vers le haut ou vers le bas.

Dans le premier cas, les vérins devaient être remplacés. Dans le second cas, la machine était projetée contre les berlines et contre les cadres, ce qui présentait un grave danger.

Même en fixant la machine aux cadres par de fortes chaînes, il était impossible de la retenir car les montants des cadres étaient arrachés.

En plaçant des sabots Moll sur la tête des vérins, on occasionnait des déformations encore plus rapides des têtes de piston.

Le problème a été posé à un constructeur belge qui a réalisé des vérins hydrauliques de 20 tonnes, très robustes.

Les pistons de gros diamètre sont coiffés de solides fourches qui enserrment convenablement le bois de calage. Ce nouveau dispositif est en service depuis le mois d'octobre et donne entière satisfaction malgré les sollicitations très dures auxquelles il a été soumis pendant cette période (figure 6).

Après trois mois et demi de fonctionnement, il a été démonté et trouvé en parfait état. On a cependant constaté la présence dans le cylindre d'un dépôt de très fines poussières de charbon qui y avaient pénétré par le joint de la tige. Il paraît utile, soit de nettoyer régulièrement le cylindre, soit de trouver un bon joint en caoutchouc pour éviter la pénétration des poussières.

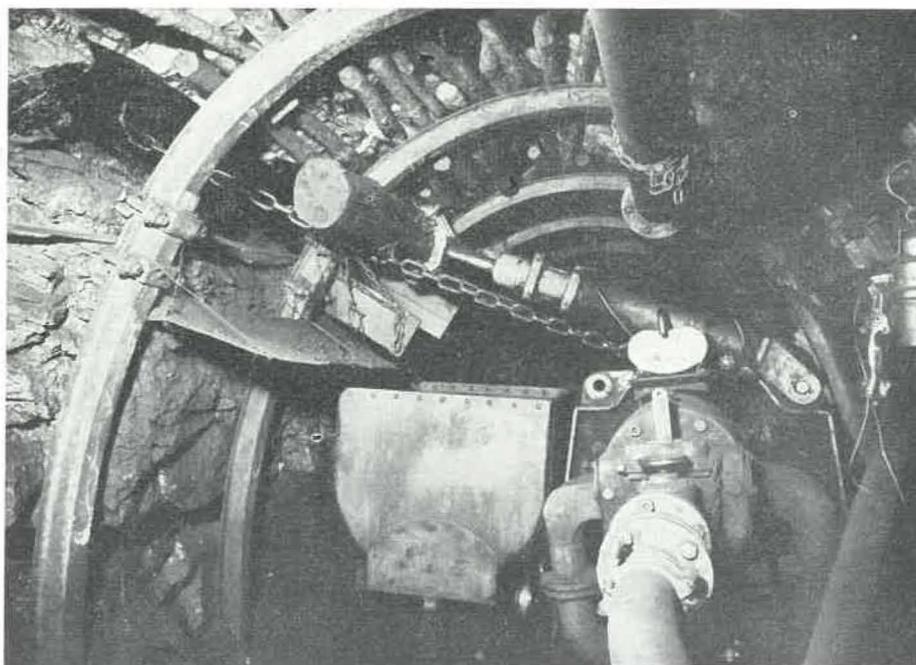


Fig. 6. — Vue de la tête motrice du pied de taille côté avant. On remarque la pompe placée sur le moteur. Le brin de chaîne avant passe en dehors de la base de sustentation des appuis hydrauliques qui sont coiffés de solides fourches.

Pompe hydraulique.

La pompe des vérins hydrauliques est généralement pourvue d'une soupape qui empêche de lever une charge supérieure à celle prévue. Cette soupape fonctionne au moment de la mise en tension de la chaîne. Mais dans l'application qui nous intéresse, le vérin a aussi une deuxième fonction. Il absorbe et amortit les chocs en cas de calage du scraper. A ce moment, il peut encaisser des surcharges importantes qui ont d'ailleurs conduit à l'éclatement d'un des pistons. Pour remédier à ce défaut, le dispositif hydraulique a été pourvu d'une soupape de décharge analogue à celle qui existe dans les étançons hydrauliques et qui évite ainsi des surcharges excessives (fig. 7).

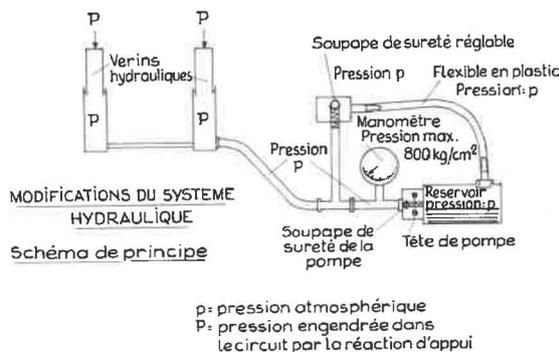


Fig. 7. — Schéma de principe du système de calage hydraulique avec soupape de sûreté réglable.

Un manomètre a été également placé sur la conduite d'alimentation des vérins. Depuis qu'il est placé, on n'a jamais observé de charge supérieure à 150 kg/cm². Les vérins peuvent tenir jusqu'à 450 kg/cm².

Bacs-scrapers.

Les bacs-scrapers ont été longuement décrits lors de la Journée de Charleroi. Il y en a de 4 types suivant qu'on les utilise en train ou isolément. Tous les bacs ont respectivement 1 m de longueur, 0,85 m de largeur et 0,25 m de hauteur. Les couteaux débordent légèrement, ce qui porte à 270 mm la hauteur entre pointes (fig. 8).

Etant donné la très faible ouverture de la veine, les bacs de 25 cm de hauteur ont été remplacés par des bacs de 20 cm.

Pour un train de 3 bacs, il y a 3 éléments différents :

- 1) un bac avant avec crochets de fixation et plaques porte-couteaux à l'avant — plats de jumelage à l'arrière,
- 2) un bac médian avec simplement des plats de jumelage des deux côtés,
- 3) un bac arrière avec plats de jumelage à l'avant et à l'arrière des crochets de fixation une plaque porte-couteaux des portillons.

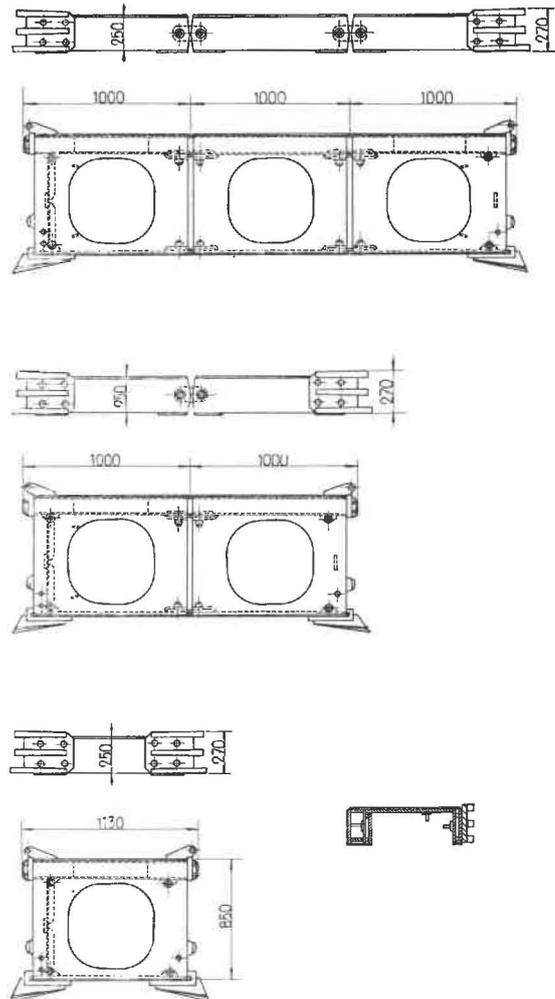


Fig. 8. — Caissons de scraper d'origine à 1, 2 et 3 éléments, équipés de couteaux.

Il existe également des bacs uniques qui possèdent à la fois tous les accessoires prévus sur le bac avant et sur le bac arrière d'un train de bacs. Un bac pèse entre 250 et 300 kg.

Les flasques des bacs sont réunis au-dessus par des plats, ce qui donne une meilleure rigidité à l'ensemble. Ces plats ont aussi pour effet d'empêcher le charbon entraîné par le bac, d'échapper par le haut malgré les larges ouvertures ovales qui sont cependant indispensables pour éviter le soulèvement du bac par la charge.

En pratique, l'emploi du bac unique ne paraît pas intéressant, car sa capacité est trop faible. On constitue des trains de 3, 4, 6 et même 8 éléments. Grâce au système de jumelage articulé qui donne à ces trains beaucoup de mobilité, dans le plan horizontal et vertical, il est aisé de franchir de fortes variations de pente.

En marche normale, on a d'abord travaillé avec 2 trains de bacs respectivement de 2 m et de 4,50 m, mais dans les zones dérangées l'emploi de 2 trains de bacs complique sérieusement la surveillance de l'installation.

En cas de blocage, il est impossible de prédéterminer celui qui est accroché et il faut donc aller voir des deux côtés. Comme les déplacements du personnel sont extrêmement lents et pénibles dans ces ouvertures anormalement faibles, on a décidé de ne constituer qu'un seul train de bacs mais de 6 éléments pour conserver une capacité de déblocage sensiblement équivalente (fig. 9).

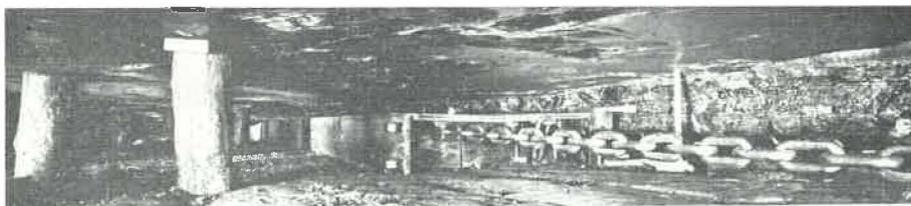


Fig. 9. — Train de 6 bacs en service dans la taille. A l'endroit de la photo la couche a 31 cm d'ouverture.

Avantages d'un seul train de bacs.

Facilité de repérer les ancrages des bacs.

Souplesse dans le déblocage de la taille. En effet, la tête motrice du pied de taille étant ripée de 1 m à la fois, quand il n'y a qu'un seul train de bacs, il est possible d'enlever aisément le coin de charbon du pied de la taille et de monter progressivement vers le haut. On fait des courses de 10 m, 20 m, 30 m, etc., tandis que, quand il y a deux trains de bacs, on est obligé, à chaque course, d'aller chercher au milieu de la taille le charbon apporté par le train de bacs supérieur.

Cependant, avec un seul train de bacs, quand le charbon est tendre sur une certaine longueur et que la chaîne n'est pas bien tendue, il se forme aisément des poches dans le front de taille (figure 10).

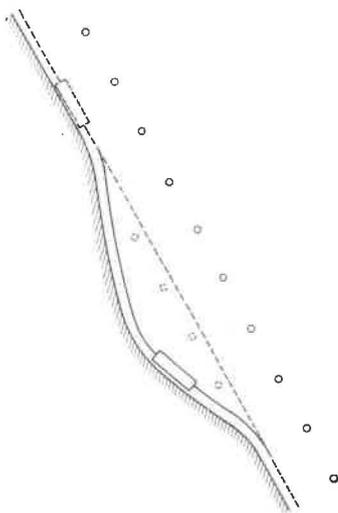


Fig. 10. — Représentation schématique de la formation d'une poche dans le front de taille.

Ces poches favorisent les ancrages dans la course montante et empêchent de boiser près des fronts, car quand le train de bacs sort de la poche, la chaîne se tend suivant la corde de l'arc et arrache le boitage.

Avec plusieurs trains de bacs, la formation de ces poches est moins facile, du moins quand le brin de retour de la chaîne passe à l'arrière des bacs.

Quand le charbon est dur, il y a intérêt à augmenter le nombre de trains de bacs en activité pour multiplier le nombre de couteaux en service et raboter sur plusieurs points simultanément. On multiplie ainsi les points d'attaque.

Couteaux.

Les plaques porte-couteaux sont fixées sur le flasque au moyen de 4 boulons. Celles-ci fournies par le constructeur portent 3 lames de 75, 80 et 87 mm de saillie.

Généralement au Bonnier, on n'a utilisé que des plaques à 2 lames (l'une au mur et l'autre au toit). Lors de la traversée des zones dérangées, on utilise les lames courtes. Les risques d'ancrage sont moins fréquents.

En zone régulière, on utilise une lame longue de 120 à 150 mm au mur et une lame courte au toit (fig. 11). La lame inférieure effectue une sor-

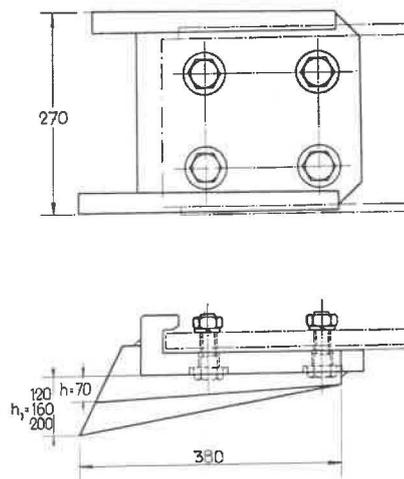


Fig. 11. — Plaque porte-couteaux à deux lames.

te de préhavage. On obtient ainsi une très bonne granulométrie, meilleure qu'au marteau-piqueur comme M. Loop l'a déjà montré dans un tableau présenté en septembre 1958 (3). Une nouvelle décomposition granulométrique effectuée en février a donné des résultats tout à fait analogues.

Chaîne.

Elle est absolument identique à celle utilisée dans les installations de rabot rapide. Les maillons ont 22 mm de diamètre et la chaîne est garantie pour résister à un effort de 45 t. La chaîne est en service depuis 10 mois et se comporte encore parfaitement. Il n'y a eu que 3 à 4 maillons tordus par suite d'une fausse manœuvre.

Les fausses mailles utilisées pour la liaison des tronçons de chaîne s'usent et se disloquent; elles



Fig. 12. — Photographie montrant un ouvrier boiseur au travail.

constituent le point faible dans le système et de plus elles coûtent cher. Il y a donc intérêt à en réduire le nombre. Les brins de chaîne ont généralement 16 m de longueur; prochainement ils auront 24 m et plus encore. Un brin de 60 m est à l'essai actuellement.

Signalisation.

Une signalisation optique et téléphonique de sécurité intrinsèque, avec lampes Friemann Wolff et téléphone Fernsig, a été installée entre le pied et la tête de taille. Le câble passe en dehors de la taille.

Le front de la nouvelle fausse-voie est également relié téléphoniquement aux deux machinistes. Il est possible, en cas de nécessité ou de difficulté, de prolonger une ligne en taille jusqu'à un point critique pour commander les manœuvres en toute sécurité. En cas de chute locale du toit, il est possible d'établir une niche bien protégée dans les remblais à l'arrière. Un observateur peut y prendre place et faire arrêter instantanément l'installation dès qu'il constate une chute de pierres.

(3) Essais de scraper-rabot à chaîne au charbonnage du Bonnier, par M. Loop. *Annales des Mines de Belgique* 1958, nov., pp. 983 à 995, voir tableau II, page 991.

Attelée du chantier et organisation du travail.

Pour pouvoir comparer les rendements obtenus au Bonnier avec ceux qu'on pourrait obtenir dans d'autres chantiers, il est indispensable de considérer séparément :

- 1) le personnel nécessaire à la marche de la taille;
- 2) le personnel occupé au creusement de la fausse-voie;
- 3) le personnel occupé au creusement des voies.

Taille.

L'équipe de la taille comprend 5 hommes à chaque poste (fig. 12) :

- 1 surveillant chef d'équipe
- 2 boiseurs
- 2 manœuvres.

Le travail en taille est continu et le personnel de chaque poste est capable d'assurer tous les travaux. L'abatage se déroule jusqu'à dégagement d'une allée de 1 m, ce qui donne un porte-à-faux de 1,80 m à 1,90 m.

Normalement pendant l'abatage, 3 hommes suffiraient :

- 1 machiniste à chaque tête motrice
- 1 chargeur.

Cependant, on préfère maintenir les équipes complètes, car si une difficulté se présente pendant le poste d'abatage, on peut placer un homme à poste fixe à l'endroit voulu avec un téléphone et une lampe de signalisation. Quand tout est régulier, 2 hommes peuvent soit assurer le transport du bois, soit abattre le charbon à front du bossellement, soit parfaire un travail de garnissage ou de remblayage en tête de taille.

C'est le personnel de l'équipe qui assure lui-même l'entretien du matériel et le graissage des machines.

Au poste de boisage, les 5 hommes sont nécessaires :

- 2 hommes placent les pilots
- 2 manœuvres + le surveillant assurent l'approvisionnement régulier en bois. Ce problème n'est pas encore résolu. Avec la pente de 21°, les bois

descendent assez facilement en taille et un manoeuvre pousse aisément une cinquantaine de bois devant lui.

Cependant, si la pente était plus faible, il faudrait s'efforcer de trouver un autre moyen de transport rapide et peu fatigant.

Les pilotes sont placés à 1 m les uns des autres suivant la pente et suivant l'avancement. Les bois sont abandonnés et constituent en quelque sorte le remblai du chantier. Ces bois, vu leur faible longueur, ne peuvent pas flamber. Ils éclatent et s'écrasent progressivement, ce qui permet un affaissement lent et contrôlé du toit et du haut toit à l'arrière.

Après la pose des bois, l'équipe exécute les travaux annexes suivants :

- avancement de la trémie
- calage du pied de taille côté remblai
- ripage de la machine au pied de taille (1 m)
- aménagement du pied de taille en avant des fronts.

Fausse-voie.

La fausse-voie unique actuelle est creusée à 65 m du pied de la taille. Elle a 1,20 m de hauteur à l'aval, 1,80 m à l'amont et 1,80 m de largeur. Elle est revêtue de petits cadres TH trapézoïdaux. Il s'agit donc d'une fausse-voie beaucoup plus importante que les 2 petits hublots creusés pendant les premiers mois (fig. 13).

Vu la très faible ouverture de la veine, il est difficile de remettre toutes les pierres en taille. On doit parfois en évacuer une partie. A cet effet, la fausse-voie et la nouvelle cheminée sont équipées d'un transport par scraper.

Le creusement de cette fausse-voie occupe 3 hommes par mètre d'avancement. Ces 3 hommes

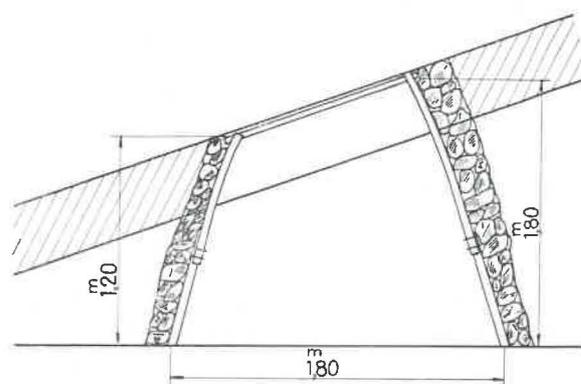


Fig. 13. — Schéma de la section de la fausse-voie et du soutènement en cadres trapézoïdaux coulissants.

apportent également le matériel, les cadres, les tuyaux et les tôles pour le scraper.

Bosseusement des voies.

Au charbonnage du Bonnier, il n'y a qu'une voie à creuser : c'est la voie de tête du chantier. La voie de base existe déjà depuis longtemps.

Si les deux voies étaient à creuser, on aurait :

1 ouvrier à veine pour desserrer les devantures de voie au marteau-piqueur. Cet homme pourrait travailler alternativement un jour sur la voie de base et un jour sur la voie de tête. L'avancement sur une voie serait de 2 m par jour. On peut se permettre de ne pas compter cet homme dans le personnel du chantier, si on néglige la production qu'il fait.

Pour des bosseyements en cadres Toussaint-Heintzmann du type A (c'est-à-dire ayant 3,60 m de largeur à la base) normalement desservis en

TABLEAU I

Avance- ment journalier de la taille en m	Puissance de la veine 0,35 m				Produc- tion journalière t nette	Rende- ment chantier	Puissance de veine = 0,40 m		Puissance de veine = 0,50 m		Puissance de veine = 0,60 m	
	Personnel journalier						Produc- tion journalière t nette	Rende- ment kg	Produc- tion journalière t nette	Rende- ment kg	Produc- tion journalière t nette	Rende- ment kg
	Taille	Fausse- voie	Bossey- voies	Total chantier								
1,—	15	3	8	26	63	2.423	77	2.961	96	3.692	116	4.461
1,10	15	3,3	8,8	27,1	70	2.583	84	3.099	106	3.911	127	4.686
1,20	15	3,6	9,6	28,2	76	2.695	92	3.262	115	4.078	139	4.929
1,30	15	3,9	10,4	29,3	82	2.798	100	3.412	125	4.266	151	5.153
1,40	15	4,2	11,2	30,4	89	2.927	108	3.552	135	4.440	162	5.328
1,50	15	4,5	12	31,5	95	3.015	115	3.650	144	4.571	174	5.523
2,—	20	6	16	42	127	3.023	154	3.666	193	4.595	232	5.523
2,40	20	7,2	19,2	46,4	152	3.275	185	3.987	231	4.978	278	5.991

berlines, on peut admettre un avancement de 25 cm/homme-poste. L'attelée serait donc de :

- 4 hommes par mètre à la voie de tête
- 4 hommes par mètre à la voie de base

Total : 8 hommes.

Une organisation plus poussée de ces travaux ou le creusement préalable des voies, quand le terrain le permet, améliorerait encore ce rendement.

On peut objecter que la section en cadres A est grande pour une couche de faible ouverture. Les profils B et même C suffisent, mais dans le profil C la machine est à l'étroit comme on peut le voir sur la photo figure 5. Elle est encore suffisante avec du personnel entraîné.

Il y a cependant un avantage à creuser la voie de tête en cadres A. Etant donné la bonne tenue des terrains, cette voie reste en très bon état même après le passage de la taille. Elle pourra servir comme voie de base pour l'exploitation du panneau supérieur et, pour ce chantier, il n'y aura encore qu'une seule voie à creuser.

On pourrait donc se contenter de ne compter que 6 hommes par mètre d'avancement pour le creusement des voies, mais on en a compté 8 dans le tableau.

Le tableau I rassemble les données relatives au personnel nécessaire à l'attelée du chantier et aux rendements que l'on peut escompter en fonction de l'avancement journalier et de l'ouverture de la veine.

Pour une puissance moyenne de la veine de 0,33 m telle que celle du Bonnier, un avancement journalier de 1,50 m permettrait d'obtenir un rendement chantier de 3.015 kg. La production journalière serait de 95 tonnes et le personnel occupé de 31,5 par jour.

Ces chiffres paraissent très élevés, mais les résultats des derniers mois montrent qu'on peut raisonnablement les atteindre.

Au mois de mars 1959, le rendement moyen pour tout le mois s'est élevé à 2.829 kg pour une production journalière de 91,5 tonnes et un personnel moyen de 32,5 hommes par jour. Ces résultats ont été obtenus malgré plusieurs essais spéciaux qui ont freiné la production.

Dans la partie droite du tableau I, on trouve les mêmes données pour des veines qui ont respectivement 0,40 m, 0,50 m et 0,60 m de puissance. Pour un avancement journalier de 1,50 m, la production s'élève à 115, 144 et 174 tonnes et les rendements montent à 3.650 kg, 4.571 kg et 5.523 kg.

Jusqu'à 0,50 m d'ouverture, il n'y a pas de problème et le rendement de 4,5 t peut être obtenu aisément. Au-delà de cette ouverture, le contrôle du toit tel qu'il est pratiqué maintenant pourrait donner lieu à des difficultés. Il sera peut-être né-

TABLEAU II

Mois	Puissance moyenne de la veine en m		Avancement du front de taille		Production en tonnes nettes		Personnel en taille réel		Personnel réel fausses-voies		Personnel bosseyement de 2 voies. Chiffre théorique 0,25 m hp		Personnel chartier		Rendement taille en kg		Rendement taille et fausse-voie kg		Rendement chantier kg		Personnel taille par m d'avancement		Personnel fausses-voies par m d'avancement		Personnel chantier par m d'avancement	
	Total du mois en m	Journalier moyen en m	Total du mois	Journalière moyenne	Total du mois	Journalier moyen	Total	Journalier moyen	Total	Journalier moyen	Total	Total	Journalier moyen	Total	Journalier moyen	Total	Journalier moyen	Total	Journalier moyen	Total	Journalier moyen	Total	Journalier moyen	Total	Journalier moyen	Total
Août 1958	0,32	0,57	820	35,6	364	15,83	65	2,83	104	4,52	533	23,17	2253	1911	1538	28	2,5	41	1538	28	2,5	41	1538	28	2,5	41
Septembre	0,35	0,65	1024	44,53	346	15,04	120	5,22	120	5,22	586	25,48	2959	2197	1747	23,07	4	39,07	1747	23,07	4	39,07	1747	23,07	4	39,07
Octobre	0,33	0,42	720	27,71	397	15,27	105	4,04	88	3,38	590	22,69	1814	1434	1220	36,09	4,77	53,64	1220	36,09	4,77	53,64	1220	36,09	4,77	53,64
Novembre	0,35	0,63	835	43,92	293	15,42	66	3,47	96	5,05	455	23,95	2850	2326	1835	24,42	2,75	37,92	1835	24,42	2,75	37,92	1835	24,42	2,75	37,92
Décembre	0,34	0,82	1385	55,41	399	15,96	27	3,38	164	6,56	590	23,60	3471	3251	2347	19,46	2,70	28,78	2347	19,46	2,70	28,78	2347	19,46	2,70	28,78
Janvier 1959	0,32	1,17 m (en tête 1,48 m)	1714	74,52	365	15,87	82	3,42	216	9,39	663	28,83	4696	3834	2585	13,52	3,28	24,55	2585	13,52	3,28	24,55	2585	13,52	3,28	24,55
Février	0,36	1,18	1139	81,36	232	16,57	115	8,21	184	13,14	531	37,93	4967	3321	2145	14,06	16,43	32,18	2145	14,06	16,43	32,18	2145	14,06	16,43	32,18
Mars	0,35	30,00	2014	91,55	340	15,45	80	3,64	292	13,27	712	32,36	5900	4776	2829	11,33	3,08	23,73	2829	11,33	3,08	23,73	2829	11,33	3,08	23,73

cessaire de renforcer le soutènement par des piles et de pratiquer le foudroyage.

Pour des avancements journaliers de l'ordre de 2 mètres, il faudra peut-être atteler le chantier à 4 postes et employer 20 hommes en taille au lieu de 15.

Il y a lieu de signaler cependant que, dès maintenant, des avancements journaliers de 2 m ont déjà été obtenus plusieurs fois avec un personnel de 15 hommes en taille.

Dans une veine de 0,45 m à 0,50 m d'ouverture, on peut aisément supprimer la fausse-voie, ce qui améliorerait encore le rendement du chantier.

Analyse des résultats du chantier depuis le début des essais.

Le tableau II donne les résultats obtenus dans le chantier du Bonnier, mois par mois, depuis le mois d'août 1958 jusqu'au mois de mars 1959.

Pour pouvoir plus aisément transposer les résultats à d'autres chantiers, nous avons repris séparément le personnel en taille, c'est-à-dire le personnel nécessaire à la marche de l'engin et au boisage, le personnel occupé au creusement des fausses-voies, et le personnel théorique nécessaire au creusement de deux galeries (voie de tête et voie de pied) en admettant un rendement de 0,25 m par homme-poste et en comptant que ces voies devaient progresser comme la taille.

Les chiffres du mois de février demandent quelques commentaires. Le rendement moyen a baissé par rapport au mois de janvier, alors que la production moyenne journalière est meilleure. Ceci est imputable aux postes qui ont été nécessaires pour démarrer la nouvelle fausse-voie, aménager

la cheminée, placer les treuils et le matériel de raclage.

Les rendements rectifiés des mois de janvier et février sont portés en traits pointillés sur le diagramme figure 14. Ils donnent un meilleur reflet de l'activité réelle du chantier.

Sur la figure 14, la courbe en traits pleins indique le rendement moyen à ce jour pour toute la durée des essais depuis le 1^{er} mai 1958 jusqu'au 31 mars 1959. Il atteignait alors 1.885 kg. Les lignes horizontales en traits interrompus donnent pour chaque mois le rendement mensuel moyen.

La ligne en traits de chaînette au bas de la figure donne la production cumulée depuis le début des essais. A la fin du mois de mars, elle s'élevait à 11.890 tonnes.

Les rendements les plus faibles s'observent aux mois d'août et d'octobre qui correspondent aux périodes où la taille a traversé des zones très dérangées. Ces rendements sont cependant encore équivalents à ceux qu'on obtient dans les chantiers de cette même couche avec abatage au marteau-piqueur.

Les deux courbes de la figure 15 montrent l'évolution des deux rendements « taille » et « taille + fausse-voie » depuis le mois d'août 1958 jusqu'au 31 mars 1959.

Les courbes indiquent toujours la moyenne des rendements au jour considéré. Au 31 mars 1959, ces deux rendements atteignaient respectivement 3.533 kg et 2.846 kg pour toute la durée des essais depuis le 1^{er} août. Pour le mois de mars 1959, ils étaient de 5.900 kg et 4.776 kg.

La figure 16 montre le détail d'un chronométrage effectué dans le chantier au cours d'un poste d'abatage. Le temps est porté en abscisse et les berlines remplies en ordonnées.

L'analyse de ce chronométrage montre que le temps de marche effectif de l'engin fut de 4 h 10'. On a rempli 115 berlines de 800 litres en 111 courses, soit plus d'une berline par course. Il a fallu en moyenne 2' 10" pour remplir une berline et il n'y eut que 12 courses complètes jusqu'en tête de taille pour réaliser un avancement supérieur à 1 m.

Dans ce cas, l'emploi de 2 trains de bacs n'aurait amené aucune augmentation de débit. En effet, chaque train aurait dû parcourir à chaque course 80 m, soit au total 160 m aller et retour. En admettant une vitesse de 1 m/seconde, il eut fallu 160" ou 2' 40" par course plus les temps de manœuvre.

Quand le charbon est tendre, malgré la longueur de la taille, il est plus avantageux d'em-

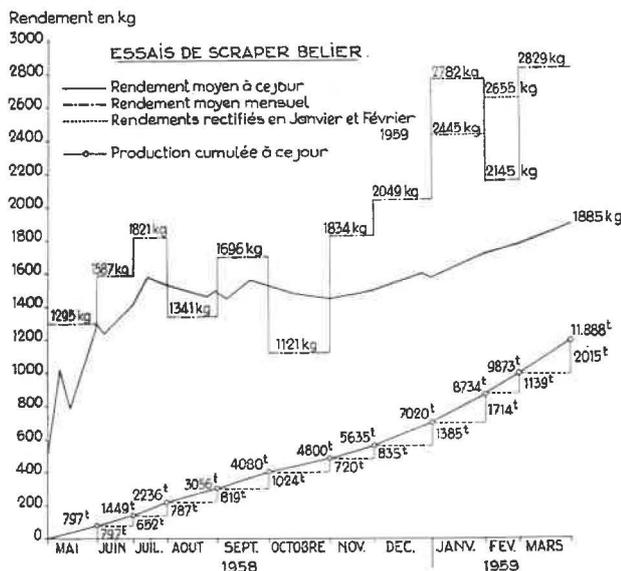


Fig. 14. — Evolution des rendements et de la production depuis le début des essais jusqu'au 31 mars 1959.

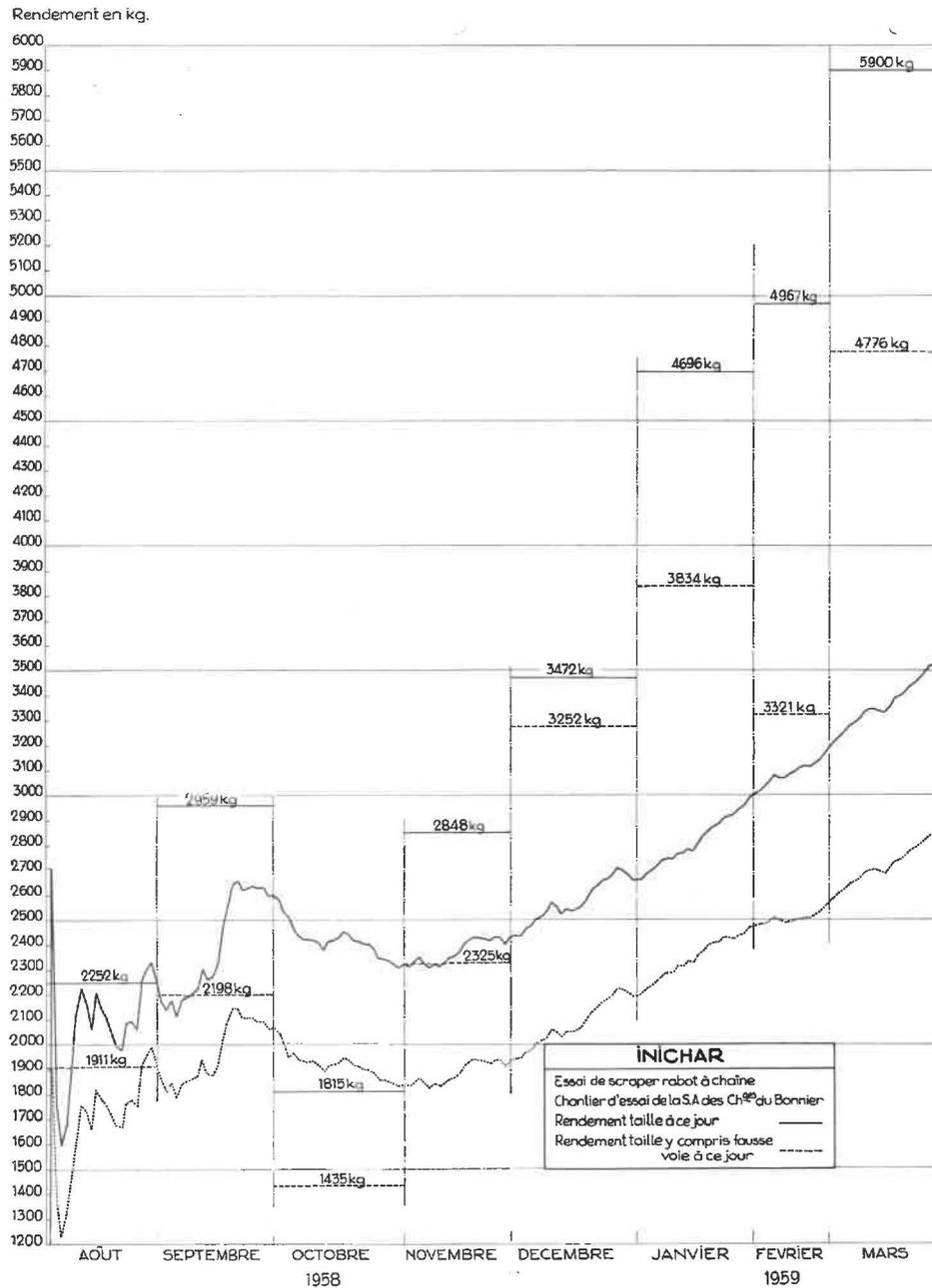


Fig. 15. — Evolution des rendements « taille » et « taille + fausse voie », depuis le mois d'août 1958 jusqu'au 31 mars 1959.

ployer un long train de bacs de forte capacité plutôt que plusieurs trains de bacs en série (4).

Les chronométrages ont permis d'attirer l'attention sur les causes des temps morts. Ceux-ci sont relatifs :

(4) Quand il est possible d'allonger encore le train de bacs inférieur sans nuire à la capacité de déblocage au pied de taille, on peut obtenir de meilleurs résultats avec 2 trains de bacs qu'avec un seul. Au cours du mois d'avril, un nouveau chronométrage a été effectué dans la taille alors qu'elle était équipée de 2 trains de bacs, l'un de 8 et l'autre de 4. On a chargé 150 berlines en 93 courses. Le temps de marche effectif fut de 4 h 36', la durée d'une course fut de 2' 58", mais la durée de remplissage d'une berline a été réduite à 1' 51".

au passage des rames de vides à l'approvisionnement en vides au nettoyage des voies au dégagement des pierres.

L'avancement journalier de 1,50 m prévu au tableau I n'est pas une utopie. Il a été fréquemment obtenu au cours des mois de mars et d'avril avec le personnel théoriquement prévu.

Granulométrie.

Les résultats des analyses présentés par M. Loop au mois de septembre sont reproduits dans les 3 premières colonnes du tableau III.

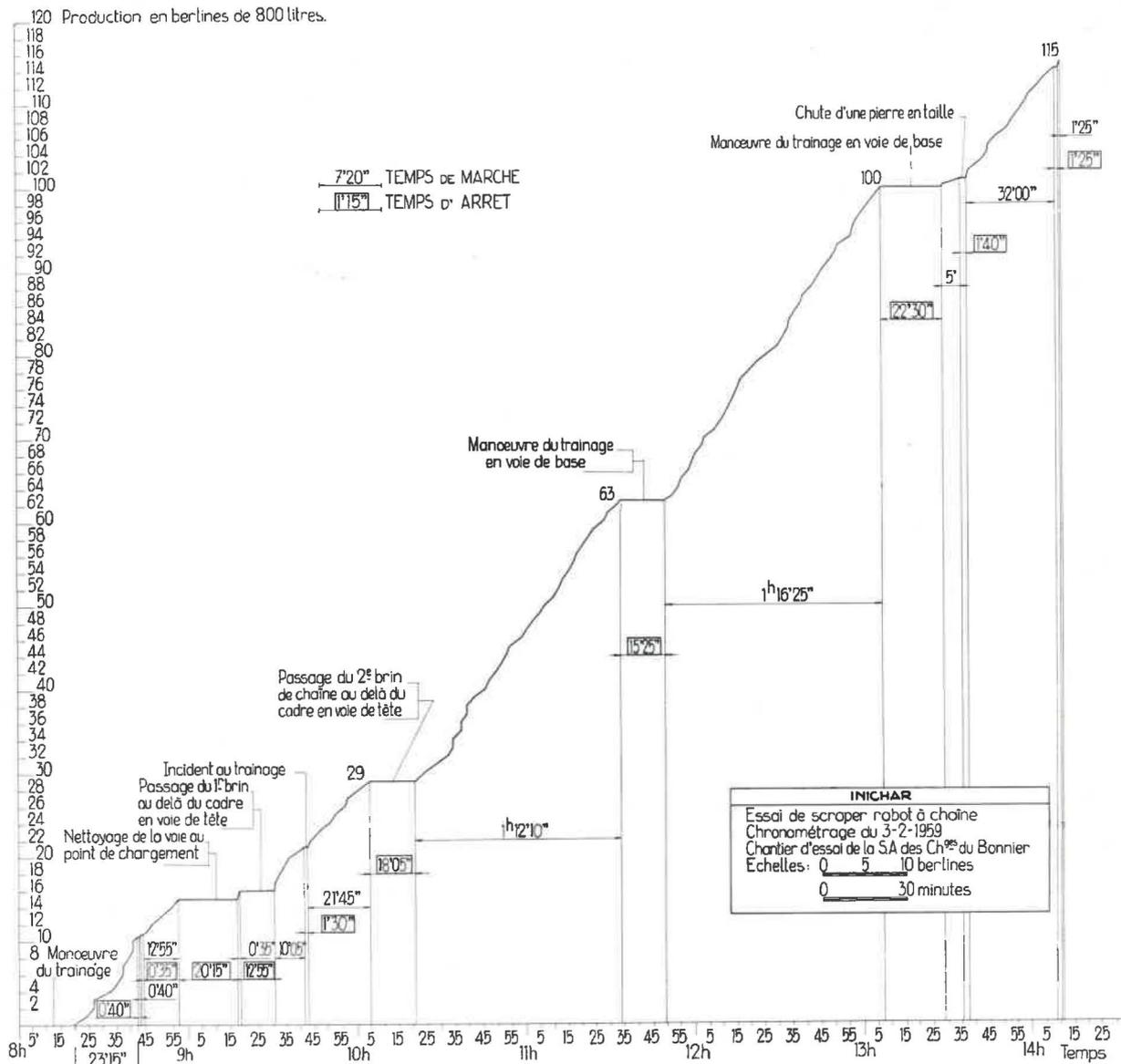


Fig. 16. — Résultats d'un chronométrage effectué dans le chantier quand il n'y avait qu'un seul train de 6 bacs en service dans la taille.

TABLEAU III

Granulo- métrie en mm	Marteau piqueur %	Couteaux Westfalia		Nouveaux couteaux						
		%		%		36,8				
0 - 0,5	15,34	19,7	+ 4,36	8,9	— 6,4	12,8				
0,5 - 6	32,41	49,06	39,5	21	35,3 — 13,76	21,9				
6 - 12	16,65						56,1 + 7,04	14,3	14,9	
12 - 22	13,92	35,60	6,4	14,3	55,8 + 20,2	13,8				
22 - 35	6,50						24,2 — 10,8	13,3	8,9	
35 - 50	5,58							5	9,6	8,4
50 - 80	5,13							3,05	10,5	14,9
+ 80	4,47							3,7	8,1	4,4
	100,—	100,—		100,—						

Poids net de la berline : 670 kg

Une nouvelle décomposition granulométrique a été faite au début du mois de février et les résultats confirment très exactement ceux qui avaient été obtenus au mois de juillet.

Cependant, la granulométrie n'a pas toujours été aussi favorable pendant toute la durée des essais. Dans la traversée des zones dérangées, on est obligé d'utiliser des plaques porte-couteaux à courtes lames qui donnent la granulométrie reprise dans la deuxième colonne. Mais en zone normale, on peut affirmer qu'on obtient une meilleure granulométrie qui améliore le prix de vente et valorise le produit par rapport à l'abatage au marteau-piqueur.

Prix de revient.

Le prix de revient est difficile à établir parce que l'installation n'a encore fonctionné que 10 mois et qu'il faut s'en tenir à des suppositions quant aux durées d'amortissement à prendre en considération pour les différentes pièces de l'installation.

Pour essayer d'obtenir des indications valables, les résultats ont été analysés de différentes façons.

Première méthode.

Amortir l'ensemble de l'installation dès sa descente dans le chantier.

Le prix de revient s'obtient en divisant le prix d'achat du matériel en service (commissions, taxes, frais d'importation compris) par la production en tonnes nettes à ce jour. L'installation complète a coûté 1.573.000 F.

Le procédé a démarré le 1^{er} mai 1958. A la fin du mois de mai 1958, la production réalisée par l'engin s'élevait à 797 t. Le prix de revient à la tonne nette à cette date s'établissait à :

$$1.573.000 : 797 = 1.974 \text{ F.}$$

En sommant la production de chaque mois, le prix de revient à la tonne diminue alors suivant la courbe tracée sur la figure 17.

A la fin du mois de février 1959, la production totale était d'environ 10.000 t et le prix de revient à la tonne de 157 F.

Il faut également tenir compte des pièces de rechange. On pratique de la manière suivante : Quand une pièce est cassée, à un réducteur par exemple, et que, pour maintenir la continuité de la production, il faut descendre un nouveau réducteur, le prix de cet ensemble est totalement imputé à la rubrique « pièces de rechange » le jour de sa mise en service. Ce fut le cas par exemple au mois de novembre 1958. La mise en service d'un nouveau réducteur a fait imputer une somme de 86.000 F.

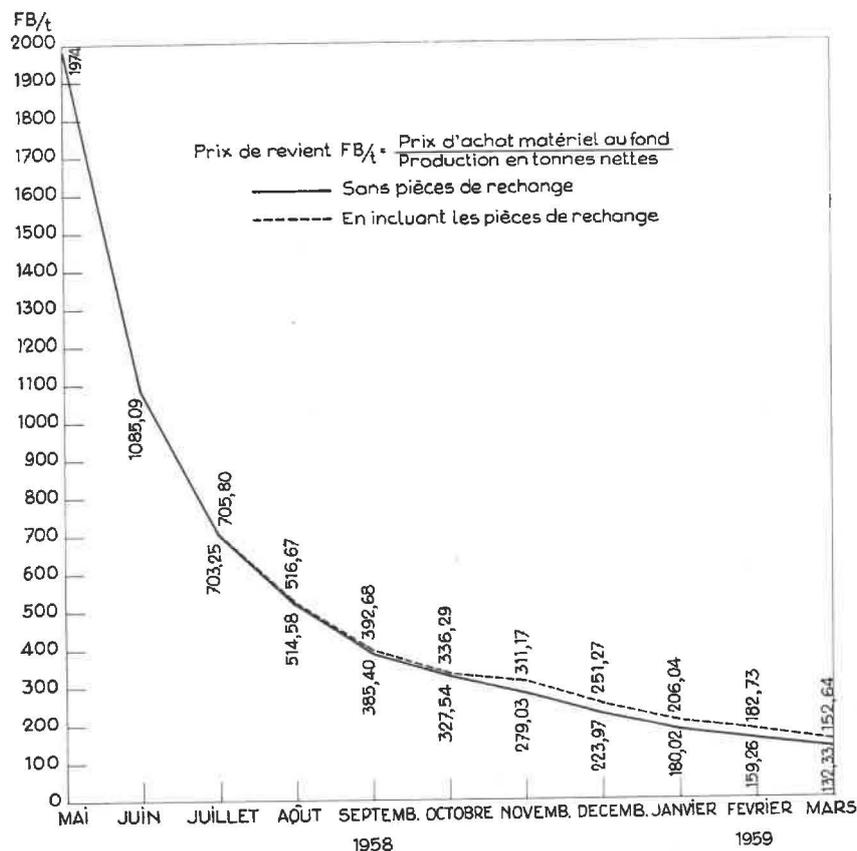


Fig. 17. — Evolution du prix de revient à la tonne nette (installation complète et pièces de rechange) en considérant que l'ensemble du matériel est amorti dès sa descente.

Les frais de réparation du réducteur endommagé se sont élevés à 8.500 F et, le jour où ce réducteur sera remis en service au fond, il n'y aura plus à porter à la rubrique pièces de rechange qu'une somme de 8.500 F.

Les consommations de faux maillons, de broches cisailables, de roulements, etc... sont comprises dans les pièces de rechange. A la fin du mois de mars, ce poste s'élevait à 23,40 F par tonne.

Ces deux courbes vont tendre vers une asymptote, car il arrivera un moment où la diminution du prix du matériel de premier établissement sera égale à l'augmentation due aux pièces de rechange. Cette valeur ne sera obtenue que dans des mois, voire même dans plusieurs années, mais ces courbes permettent de suivre de très près l'évolution des coûts.

Deuxième méthode.

Attribuer des durées d'amortissement probables à chacune des parties de l'installation.

a) Frais de premier établissement.

Le tableau IV a été établi en tenant compte de cette formule et en considérant une taille de 150 m de longueur équipée d'un seul train de 6 bacs réalisant un avancement journalier de 1,25 m, soit une production journalière de 80 tonnes nettes (cette production a été largement dépassée aux mois de mars et d'avril 1959).

Le nombre de jours de travail par an a été estimé à 280 et les charges financières ont été calculées sur la base d'un taux d'intérêt de 6 %.

Les frais de premier établissement s'élèvent ainsi à 22,38 F par tonne pour une veine de 0,33 m de puissance et 14,83 F pour une veine de 0,50 m de puissance.

b) Pièces de rechange et consommation.

Ces prix sont établis en fonction de l'expérience acquise à ce jour. Ils comprennent toutes les consommations rapportées à 10.000 tonnes nettes qui représentent la production du chantier à ce jour.

	F/t
Broches cisailables :	0,54 (\pm 600 broches)
Faux maillons neufs et réparations :	1,42 (17 faux maillons)
Boulons de fixation des plaques porte-couteaux :	0,28
Roulements à billes :	0,43
Huile et graisse :	0,12
Réparation des têtes motrices :	1,13
Entretien des couteaux :	0,83
	4,75

L'entretien des bacs de scraper n'a pas été pris en considération étant donné les modifications nombreuses qui y ont été apportées en vue d'essais. Les frais de réparation sont relativement bas (quelques crochets à remplacer — un arrêteur de portillon — un flasque — un bac déformé lors du passage d'un dérangement).

c) Frais d'énergie.

La consommation d'air comprimé est difficile à établir.

Au charbonnage du Bonnier, quand le scraper-rabot fonctionne, on met généralement en marche un compresseur de 550 ch.

En comptant les heures de marche de ce compresseur et la production réalisée au poste du matin pendant le mois de janvier, on arrive à une

TABLEAU IV

Matériel	Prix d'achat F	Durée d'amortissement	Coût à la t nette F/t	
			1 ^{er} cas P = 0,35 m	2 ^e cas P = 0,50 m
			Prod. journ. 80 t	Prod. journ. 120 t
Têtes motrices, y compris les moteurs à air comprimé	695.000	4 ans	9,62	6,41
Châssis : tête motrice de base et tête motrice de tête	319.600	10 ans	2,32	1,52
Chaîne de rabot de 22 mm, faux maillons et brins de réglage	266.500	2 ans	6,66	4,44
Caisse de scraper de 6 m de long équipée de 2 plaques porte-couteaux	107.000	2 ans	2,67	1,78
Treuil de ripage des têtes motrices	140.000	15 ans	0,79	0,53
Signalisation	45.000	10 ans	0,32	0,15
Total	1.573.100		22,38	14,83

consommation de 37 kWh par tonne nette, soit 40,70 F/tonne nette en comptant le kWh à 1,10 F.

On peut également établir les frais d'énergie d'une autre façon. Lors d'un des chronométrages cités ci-devant, les moteurs ont fonctionné pendant 4 h 10' pour réaliser une production de 74 tonnes nettes. En admettant une consommation de 50 m³/ch et par heure, la consommation totale s'élève à $50 \text{ m}^3 \times 64 \text{ ch} \times 4 \frac{1}{6} = 13.500 \text{ m}^3$. En comptant le prix du m³ d'air aspiré à 10 centimes, on arrive à une dépense totale de 1.350 F, soit $1.350 \text{ F} : 74 = 18,25 \text{ F}$ à la tonne.

Il est bien évident que ce chiffre de 18,25 F est un minimum, car, quand on arrête l'engin pour riper une tête motrice ou pour laisser passer une rame de berlines vides (ces arrêts durent 5', 10', 20'), il n'est pas possible d'arrêter le compresseur en surface pour des périodes aussi courtes. La somme de 18,25 F peut être considérée comme un minimum et celle de 40,70 F comme un maximum.

d) Frais de salaires.

Les frais de salaires du personnel en taille, des boiseurs, et du personnel occupé au creusement des fausses-voies s'élèvent à 129 FB/tonne nette depuis le début des essais.

En ne considérant que la période normale pour laquelle la production journalière moyenne s'établit à 80 t, ces frais s'élèvent à 74 FB/t sans charges sociales.

Si la couche avait 0,50 m d'ouverture, la production serait de 120 t/jour et les frais de salaires s'élèveraient à 50 FB/t.

A titre indicatif, le salaire moyen par ouvrier en taille depuis le mois de mai 1958 a été de 310,56 F.

e) Soutènement.

Les pilots de bois sont débités à partir de bois de pile coûtant 490 F la tonne, une tonne fournit 800 pilots. Le prix d'un pilot de 30 cm de longueur s'établit à 0,60 F et celui d'un pilot de 0,50 m à 1 F.

Les planchettes sont sciées à partir de planches de sapin qui coûtent 35 F le m². Les dimensions

des planchettes sont les suivantes : hauteur : 2 cm, largeur : 10 cm, longueur : 30 cm. Le prix d'une planchette s'élève donc à 1,05 F.

Les coins sont découpés à partir de planches de chêne à 45 F le m², la hauteur des coins est de 2 cm, largeur 10 cm, longueur 20 cm. Le prix d'un coin est de 0,45 F.

Main-d'œuvre.

La main-d'œuvre intervient pour le sciage des bois, planchettes et coins et pour le forage de planchettes et coins, ces frais de main-d'œuvre, y compris 50 % de charges sociales, s'élèvent à 0,30 F pour un pilot muni de sa planchette et de son coin.

Prix de revient du boilage.

Par mètre d'avancement de la taille, on utilise 180 étauçons, d'où coût des éléments de bois : 468 F, soit à la tonne nette : 7,20 F. Ce chiffre ne considère que les bois de taille.

Le tableau V reprend les différents postes du prix de revient, respectivement pour une couche de 0,33 m et de 0,50 m de puissance, et permet de les comparer à ceux de Peissenberg en Haute-Bavière. On constate que le poste « énergie » intervient pour 27 % et 20 % dans le prix de revient.

Ceci montre l'intérêt de remplacer les moteurs à air comprimé par des moteurs électriques. Cependant, malgré cela, il est bien évident que, même à l'air comprimé, le procédé est très rentable. C'est un point qui semble avoir été trop souvent oublié.

Il existe cependant une deuxième raison qui milite en faveur de l'électrification de l'engin pour son application dans les mines belges. En effet, la forte consommation d'air comprimé limite l'extension du procédé dans les charbonnages de moyenne importance équipés d'une batterie normale de compresseurs; ceux-ci pourraient difficilement mettre plus d'une installation en service.

Il est donc indispensable de trouver une solution satisfaisante pour l'électrification de l'engin.

TABLEAU V

		Prix de revient F/tonne nette					
		<i>1^{er} cas</i>		<i>2^e cas</i>		Peissenberg	
		<i>P = 0,33 m</i>	<i>P = 0,50 m</i>	<i>1^{er} cas</i> %	<i>2^e cas</i> %	FB	%
Matériel		22,38	14,83	15,02	14,86	8,28	7,2
Consommations		4,75	3,19	3,19	3,19	6	5,1
Energie	max.	40,70	27,50	27,31	27,55	24	20,6
	min.	(18,25)					
Salaires taille		74	49	49,65	49,09	39,84	34,1
Soutènement		7,20	5,30	4,83	5,31	38,4	33
Total		149,03	99,82	100 %	100 %	116,52	100 %

Le problème a été posé à la firme Westfalia qui, en collaboration avec la firme Siemens, vient de fournir deux installations prototypes qui seront mises en service incessamment dans le bassin de Liège, l'une au charbonnage du Bonnier et l'autre à Quatre-Jean.

Le problème a également été posé aux Ateliers de Constructions Electriques de Charleroi qui réalisent actuellement un projet complet d'électrification et nous avons également fait appel à la firme Evence Coppée qui représente en Belgique l'accouplement électrique « Elcotron » d'origine française. Il s'agit d'un accouplement à courants de Foucault.

Ces installations seront mises en service au siège n° 4 des charbonnages de Monceau-Fontaine dans un chantier ouvert dans la veine Richesse.

Pour mettre l'électrification au point, il est souhaitable de disposer de chantiers aussi favorables que possible, c'est-à-dire où tous les problèmes de contrôle du toit, rabotabilité de la veine, accès au chantier, circulation dans la taille, etc... sont résolus. L'ouverture de la veine doit être supérieure à 0,40 m pour faciliter les déplacements du personnel en taille et la surveillance de l'installation. Pour avancer rapidement dans l'électrification, il faut pouvoir concentrer tous ses efforts uniquement sur la résolution des problèmes électriques et il paraît opportun de pousser simultanément plusieurs solutions.

Avant d'aborder les conclusions, je tiens à remercier les équipes qui se sont attelées aux essais dans les charbonnages du Bonnier et d'Elisabeth, ingénieurs, porions et ouvriers, ainsi que Monsieur Tamo, ingénieur à Inichar, qui depuis plus d'un an, a pris une part extrêmement active à la mise au point de ce procédé.

Je les remercie tous de leur collaboration totale et entière et du courage dont ils ont fait preuve dans les périodes difficiles. Il convient de leur rendre ici le juste hommage qu'ils méritent.

Conclusions.

Malgré les conditions difficiles dans lesquelles les deux premiers essais se sont déroulés en Belgique, il est permis d'affirmer que les résultats obtenus sont encourageants.

Les zones dérangées traversées au Bonnier au mois d'octobre 1958, eussent été considérées comme inexploitable au marteau-piqueur et il a fallu la certitude d'atteindre un gisement meilleur pour persévérer et réussir à franchir l'obstacle avec l'engin mécanique. Même pendant cette mauvaise période, le rendement chantier est resté voisin du meilleur rendement obtenu dans les tailles avec abatage au marteau-piqueur.

Appréciations techniques.

Le matériel de la firme Westfalia est robuste et puissant. Il a été soumis à rude épreuve au cours de ces dix mois de travail, par suite des blocages et des ancrages fréquents dans les zones dérangées.

Les restrictions émises à la Journée du mois de septembre, concernant le calage hydraulique, n'existent plus depuis que les Etablissements Baquet ont apporté à ce problème une solution qui donne entière satisfaction.

C'est d'ailleurs la puissance mise en œuvre et la robustesse du matériel qui font la supériorité de ce procédé sur d'autres engins analogues.

Champ d'application.

Le procédé est au point pour les gisements dont la pente est comprise entre 15° et 70° (je dirais même de 10 à 70° en cas de charbon tendre) moyennant certaines adaptations éventuelles pour chaque cas particulier :

- 1) dans les plateaux comprises entre 10 et 35°, on emploiera le scraper-bélier ou le scraper-rabot suivant la dureté du charbon;
- 2) dans les semi-dressants et dressants, entre 35° et 70°, on utilisera le bélier ou le rabot à chaîne.

L'ouverture de la couche peut varier entre 27 et 70 cm et les rendements seront d'autant plus favorables que l'ouverture est grande. Dans les couches extra-minces, les rendements augmentent plus que proportionnellement avec l'ouverture, car la circulation en taille est beaucoup plus aisée, les risques de blocage diminuent et le creusement des fausses-voies n'est plus nécessaire. Jusqu'à l'ouverture de 0,70 m et pour les conditions énoncées ci-dessus, cet engin paraît nettement supérieur aux autres, même au rabot rapide, du fait de la simplicité du matériel mis en œuvre.

Cette technique n'est donc pas seulement intéressante pour exploiter des couches jugées inexploitable, mais elle doit permettre d'exploiter avec un beaucoup meilleur rendement des couches de plus grande ouverture.

Tenue du toit.

Pour pouvoir appliquer le procédé, il faut un toit assez bon qui peut au minimum supporter un porte-à-faux de 1,50 m à 1,60 m sans soutènement.

Le bac a 0,80 m de largeur, mais celle-ci peut être ramenée éventuellement à 0,60 m dans une couche plus puissante.

Il est possible, quand le toit est mauvais, de boiser en quinconce et de placer les files de bois à 0,50 m comme ce fut le cas plusieurs fois au Bonnier. Le porte-à-faux peut alors être réduit à 1,30 m.

Au cours de la Journée de septembre, un auditeur a demandé s'il était possible d'envisager de boiser pendant l'abatage, comme dans une installation de rabot rapide.

Dans la taille du Bonnier, où l'ouverture est voisine de 30 cm, cela ne paraît pas réalisable. Dans une couche de 40 à 50 cm d'ouverture, où la pente ne serait pas supérieure à 20°, il ne doit y avoir aucune difficulté à boiser pendant le rabotage mais les équipes de boiseurs devraient être pourvues d'un téléphone.

Dans ces ouvertures, le transport du bois peut être organisé à l'arrière, à l'aide d'une barquette glissant sur le mur et halée par câble.

Le mur doit être moyennement bon pour supporter le scrapage sans être arraché.

L'outil s'accommode facilement des variations de pente et est capable de franchir des dérangements tectoniques.

La granulométrie des produits obtenus peut être satisfaisante et même améliorée dans le cas de certains charbons. Ceci n'est valable que dans les tailles où le charbon est transporté par scraper. Dans les tailles en dressants, la chute libre des blocs ne doit pas permettre un contrôle aisé de la granulométrie.

Découpe du gisement.

L'exploitation des couches très minces et extra-minces implique généralement une découpe du gisement en petites tailles. Les tailles sont courtes (50 à 65 m), ce qui nécessite le creusement d'un grand nombre de voies, où le transport est souvent assuré par scraper.

En gisement régulier, une installation de béliet ou de scraper-béliet peut aisément attaquer un front de taille de 150 m de longueur. Dans un gisement dont la pente est comprise entre 20° et 30°, on peut alors se contenter d'un seul niveau intermédiaire entre deux étages principaux. Ce niveau intermédiaire doit être accessible par un bon plan incliné ou par un burquin équipé pour le transport en berlines.

La mécanisation du creusement des voies en veine de tout un faisceau de couches minces serait ainsi possible en n'immobilisant qu'un matériel réduit. Une seule équipe d'hommes avec une bonne pelle mécanique de chargement pourrait suffire au creusement de plusieurs voies. Le travail pourrait être organisé comme à front d'un bou-

veau, ce qui permettrait d'atteindre des avancements de 6 ou même de 12 m par jour.

Les charbons abattus dans le panneau supérieur seraient immédiatement chargés en berlines, ce qui serait favorable à la granulométrie dans les gisements anthraciteux.

Il est bien évident que ces considérations ne s'adressent qu'au gisement où la production est trop faible pour justifier l'emploi de convoyeur continu pour débloquer chacune des unités au niveau intermédiaire.

Production et rendements.

Par rapport à la période des premiers mois, le diagramme de la production journalière devient beaucoup plus régulier. Dans une taille normale de 0,35 m d'ouverture et de 150 m de longueur, il est aisément possible d'atteindre une production nette de 100 tonnes par jour.

Cette production moyenne a d'ailleurs été obtenue au cours des 8 premiers jours ouvrables du mois de mars, dans le chantier du Bonnier, avec un rendement chantier de 3.078 kg.

Une telle production dans une seule taille en couche extra-mince, est déjà notable dans un siège qui extrait 500 à 600 tonnes par jour, comme il en existe beaucoup dans le bassin sud. Elle représente 16 à 20 % de la production du siège.

Le rendement de 3 tonnes nettes au chantier représente 2 1/2 fois les meilleurs rendements obtenus dans cette couche par l'abatage au marteau-piqueur.

À Peissenberg, le rendement total fond est de 1.700 kg et le rendement quartier, dans les chantiers équipés de béliet, dépasse 4,5 t. On peut espérer des rendements analogues en Belgique, dans des couches de 40 à 60 cm d'ouverture. Ce procédé d'abatage est puissant et robuste et semble intéressant pour les gisements du Sud de la Belgique. Sa portée économique et sociale est considérable, il faut tout mettre en œuvre pour étendre son champ d'application.

L'installation actuelle à air comprimé est déjà rentable, mais pour donner un vaste champ d'application à l'engin, il faut l'électrifier. Ce sera l'objectif de cette année 1959. Trois solutions sont en vue et vont être incessamment mises à l'épreuve. On peut en espérer un outil bien adapté à l'exploitation des couches minces et extra-minces des gisements difficiles du Sud de la Belgique.

DISCUSSION

M. LOOP.

Expose l'application du boulonnage des bancs de toit imaginée au Bonnier pour éviter les chutes de toit après le passage des zones dérangées. Des

boulons d'ancrage de 1,20 m de longueur sont enfoncés dans le toit parallèlement à la couche à environ 0,30 m au-dessus de celle-ci (fig. 18). Un plat de 100 mm de hauteur appliqué contre le toit

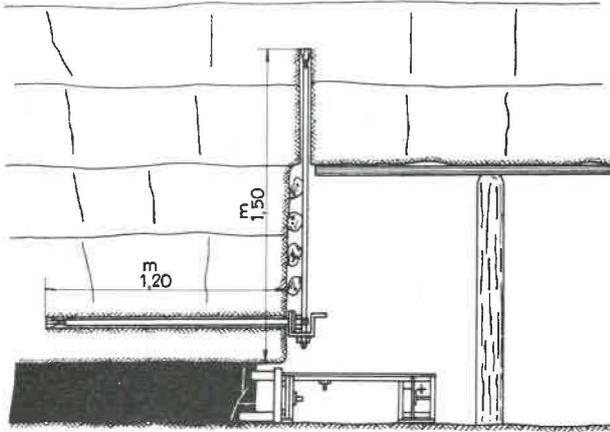


Fig. 18. — Application du boulonnage imaginée au Charbonnage du Bonnier pour repasser sous des bancs de toit coupés.

relie plusieurs boulons entre eux. Des crochets recourbés sont encastrés à intervalle d'environ 1 m entre la roche et le plat longitudinal. Ces crochets servent de support à des boulons de 1,50 m de longueur enfoncés perpendiculairement dans le haut-toit. Grâce à cet assemblage, il fut possible de repasser sous le toit gréseux. Dès que le scraper a avancé d'un mètre sous le banc ainsi retenu, des pilots de bois sont posés à l'arrière dans l'ouverture de la veine. Un homme surveille continuellement cette partie de taille à partir d'une niche creusée dans les remblais, en arrière de la zone affectée. Il dispose d'un appareil téléphonique qui le relie aux machinistes de pied et tête de taille. Il peut donc intervenir immédiatement en cas de nécessité. Les boulons utilisés sont du type « Bostich ».

M. DUBOIS.

Dans une veine de 0,60 m à 0,70 m, peut-on envisager l'emploi de bèles articulées en porte-à-faux ?

M. STASSEN.

On peut se permettre de placer des bèles en porte-à-faux dans de telles ouvertures. Toutefois, la hauteur des bacs de scraper ne doit pas dépasser 0,35 m ou moins si la taille présente des variations de pente importantes. Si la pente est inférieure à 20° et pour des ouvertures de 0,60 à 0,70 m, on peut mettre du personnel en taille pendant le fonctionnement de l'engin. La circulation du personnel est possible sans danger dans les allées de l'arrière-taille; lorsque la pente est inférieure à 20° et que la taille est bien placée sur l'ennoyage, on ne doit pas craindre les venues de charbon ou de pierres vers l'arrière.

Dans des veines d'ouverture aussi faible que celle du Bonnier et d'Elisabeth et dont la pente est

voisine ou supérieure à 25°, il est dangereux de mettre du personnel en taille lorsque l'engin fonctionne.

M. GALAND.

Le danger dans l'emploi du soutènement en porte-à-faux réside dans le fait que le soutènement sera localement arraché par les réactions de l'appareil. Or, si l'on place ce soutènement, c'est que le toit n'est pas spécialement bon. En outre, si l'appareil enlève plusieurs étançons consécutifs, on peut avoir un éboulement local qui risque de provoquer un éboulement total de la taille.

M. STASSEN.

Dans les charbons très tendres, les réactions sont très faibles, sauf si la taille présente un dérangement. A cet endroit, on risque d'avoir un recul prononcé de l'engin.

M. URBAIN.

N'est-ce pas plutôt le charbon emporté par l'engin qui risque de culbuter le soutènement ? Dans le cas du panzer, ce n'est pas le mouvement de celui-ci qui provoque l'enlèvement de bèles, mais le charbon qu'il transporte.

M. STASSEN.

Dans le cas du scraper, le charbon est maintenu dans le bac par le couvercle. Si l'abatage se fait en gros blocs, on peut craindre la formation d'un amas à l'avant des bacs, sauf si la pente est suffisante pour permettre un écoulement par gravité.

M. URBAIN.

En pendage plus faible, le charbon pourrait être poussé entre le dessus du bac et le toit de la veine.

M. DUBOIS.

Entre certaines limites de pente et d'ouverture, on a le choix entre divers procédés de mécanisation d'abatage : béliet et rabot sur panzer. Peut-on délimiter le domaine de chacun ?

M. STASSEN.

Une mine qui a la pratique du béliet ou du scraper-rabot dans des couches extra-minces et très minces, peut aisément exploiter par ces procédés des veines dont l'ouverture atteint 0,70 m. A Peissenberg, on exploite même par cette méthode des veines dont l'ouverture dépasse 1 m.

Ceux qui ont la pratique du rabot rapide et qui l'utilisent dans des ouvertures de 1 m peuvent aisément descendre jusqu'à 0,60 m et exceptionnellement à 0,50 m. A ce moment, l'emploi du

bélière devient souhaitable, car cet engin est beaucoup plus simple et ne nécessite aucun creusement de niche.

La limite s'établit donc vers 0,60 m quand la pente dépasse 15°.

M. LANCEL.

Dans les chantiers d'essai actuels, la pente est utilisée comme agent abatteur. Est-il possible d'utiliser l'engin dans une veine faiblement pentée, avec une pente de 0° à 10° ?

M. STASSEN.

La chaîne utilisée en taille pèse environ 10 kg par mètre, un caisson de scraper environ 250 kg; au Bonnier, le poids des éléments en mouvement dans la taille est de l'ordre de 4,5 tonnes. Ces masses en mouvement et l'ennoyage de la taille donnent une composante assez importante qui facilite certainement l'abatage.

Lorsque le charbon est tendre, il doit être possible de descendre à 10° et peut-être à 7 ou 8° ou moins.

On peut aussi envisager la solution suggérée par M. Huberland à la Journée de Charleroi. Quand la pente est comprise entre 0 et 15°, on prendrait une taille descendante et on ferait circuler le scraper-bélière entre 2 cheminées creusées suivant la pente. L'engin serait ainsi convenablement appliqué contre le front. Un essai de ce genre mérite d'être entrepris et fait partie du programme des investigations ultérieures.

M. VENTER.

Les spécialistes envisagent-ils la taille sans hommes et dans quelles conditions ?

M. STASSEN.

Dans les couches à toit raide, il paraît dangereux de s'aventurer sans soutènement. On arriverait peut-être à faire 3 à 4 allées, mais on risquerait alors un coup de charge. Les terrains peuvent se fracturer jusque contre le front de taille et provoquer un éboulement massif et brutal. Il est préférable de ne pas se lancer maintenant dans cette technique.

A Peissenberg où les terrains sont beaucoup plus souples, six tailles ont été exploitées sans soutènement et sans éboulement depuis 1951. Ce chiffre est relativement faible sur l'ensemble des chantiers exploités par ce procédé.

M. LEPARLIER.

Dans la couche Petite Veine des Haies, où les essais se poursuivent actuellement au siège Elisabeth, on ne peut envisager la taille sans homme.

Le chantier a subi l'influence d'exploitations antérieures dans la veine sous-jacente.

M. CRISPIN.

Connaissez-vous des applications du bélière dans des tailles à pente supérieure à 30° ou 40° ? Le chargement au pied de taille ne présente-t-il pas de difficultés à cause du passage des chaînes à la trémie ? Peut-on envisager le système actuel de trémie dans des pentes de 50° ?

M. STASSEN.

Presque tous les chantiers de Peissenberg avaient une pente voisine de 50° et le chargement s'effectuait immédiatement en berlines. Cette façon de faire n'offrait aucune difficulté. Actuellement, les berlines sont en partie remplacées par un petit convoyeur sur rail; le problème du point de chargement reste le même.

M. CRISPIN.

Ne doit-on pas craindre la destruction de la trémie par les battements de la chaîne ?

M. STASSEN.

Ceux-ci sont évités par l'enlèvement d'une partie du mur et en maintenant les chaînes au toit.

M. VENTER.

Il faut remarquer que la différence de prix entre les deux machines rabot et bélière est énorme.

M. STASSEN.

L'installation de bélière est moins coûteuse et beaucoup plus facile à utiliser, surtout en couches très minces, étant donné qu'il n'y a pas de matériel en taille. Toutefois, le débit est intermittent et plus faible que celui d'un rabot rapide à marche continue.

M. MARTIN.

Lorsque la pente est de 10 à 20°, le déchargement au pied de taille d'un bac de 6 m de longueur ne présente-t-il pas de difficultés ?

M. STASSEN.

Pour des pendages de 15 à 20°, il suffit de poser des planches contre la dernière file d'étaçons dans la partie inférieure de la taille, le charbon glisse alors assez facilement. Il n'y a pas de difficulté spéciale.

M. MARTIN.

Le système Porte et Gardin ne permet d'accumuler le charbon au pied de taille que sur une

longueur de 3 m, sinon le scraper monte sur le tas et se coince au toit.

M. STASSEN.

L'évacuation ne pose pas de problème pour des pendages de 15°. Le matériel est beaucoup plus lourd que celui de Porte et Gardin et le brin de retour de la chaîne applique le scraper contre le mur au pied de taille. Dans le système Porte et Gardin, l'élasticité du câble favorise la montée des bois et le calage au toit.

M. URBAIN.

Comment la surveillance s'effectue-t-elle en période de régime ? Le machiniste du pied de taille commande-t-il le travail ?

M. STASSEN.

Le machiniste du pied de taille conduit toute l'installation. Au cours de l'abatage, le machiniste de pied mène l'installation, le machiniste de tête suit les mouvements en observant la vitesse de la chaîne. Lorsque le débit diminue au pied de taille, le surveillant téléphone au machiniste de tête qui ripe son treuil.

M. URBAIN.

Quel est le rôle précis du surveillant ?

M. STASSEN.

Le surveillant est compris dans l'équipe de 5 hommes. Pendant le poste d'abatage, il actionne généralement la machine du pied de taille. Pendant le poste de soutènement, il accompagne l'équipe de boiseurs en taille.

M. ROEGIERS.

La roche du mur doit-elle présenter des qualités particulières ?

M. STASSEN.

Le mur doit être de bonne qualité. Il ne doit pas se laisser entailler par le scraper. Si le mur s'enlève en écailles, les étauçons risquent d'être arrachés en même temps que les plaques de mur. Plutôt que de poser les étauçons sur un banc de faux mur, il est préférable d'enlever ce banc à l'abatage.

M. REY.

L'abatage du charbon par rabotage est limité par la dureté de la couche. Existe-t-il une limite supérieure pour ce procédé ?

M. STASSEN.

Au Bonnier, le charbon est bien clivé et pourrait aisément être abattu au rabot rapide si la veine était plus grande.

A Elisabeth, la couche est très dure et ne serait certainement pas rabotable tandis que le bélier travaille efficacement.

M. DUBOIS.

Dans le cas d'un charbon tendre et d'un mur beaucoup plus résistant, l'enlèvement de celui-ci peut ralentir considérablement l'avancement.

M. STASSEN.

Si le mur est suffisamment dur, il restera en place, tandis que si le mur est tendre, il sera abattu en écailles par l'outil.

M. LOOP.

L'engin est suffisamment puissant pour attaquer un mur dur. Quand la veine était très mince, les couteaux ont attaqué le mur sur une longueur de 20 mètres pour réaliser la hauteur nécessaire au passage des bacs.

M. ANCIAUX.

Peut-on traverser des zones qui représentent des variations de pente très importantes, par exemple de 15° à 60°, sur une longueur de 45 m ?

M. STASSEN.

On peut aisément franchir des zones avec fortes variations de pente. Ce fut le cas à Elisabeth dans le dérangement de 1,50 m de rejet.

M. COCHET.

Au charbonnage du Gouffre, l'installation de scraper-rabot Porte et Gardin fonctionne dans une taille dont la pente est de l'ordre de 50° au pied et 0° en tête. La taille a une longueur de 100 m, la variation de pente est dans le bon sens, c'est-à-dire que la traction a pour effet d'appliquer les bacs au mur.

Conférence sur les propriétés mécaniques de matériaux cassants non métalliques

organisée par le Mining Research Establishment du National Coal Board,
en collaboration avec la Building Research Station,
les 1^{er} et 2 avril 1958, à Londres.

Compte rendu par INICHAR

INLEIDING

Zevenentwintig mededelingen werden op deze conferentie ingediend, waarvan de teksten, evenals de besprekingen, integraal verschenen zijn in een boekdeel van 500 blz., voorbereid en samengebundeld door W.H. WALTON, Assistent-Director bij de « Mining Research Establishment » van de National Coal Board (*).

Een bondige samenvatting van ieder dezer mededelingen wordt hierna gegeven. Deze werden ingedeeld in vijf hoofdstukken :

I. Proeven over de weerstand van materialen.

- A. Eenassige proeven op kolen
gesteenten
beton
grafiet
baksteen
gips
keramiek
glas

- B. Drieassige proeven op kolen
gesteenten

C. Thermische schok-proeven.

II. Proeven over de schaaftbaarheid van kolen.

III. Proeven in uitvoering in het proefstation Isleworth om een machine voor de delving van galerijen te verwezenlijken.

- a) proeven op het boorgereedschap ;
b) proeven op het snijgereedschap voor het afvlakken van de wanden.

IV. Studie van de granulometrie van het stof verwekt door het schaven en het schieten.

V. Studie van de energie voortgebracht door het schieten.

Huidige aflevering van de *Annalen der Mijnen van België* bevat het eerste hoofdstuk. De overige worden behandeld in een volgende aflevering.

(*) Uitgegeven door « Butterworths Scientific Publications », te Londen.

INTRODUCTION

Vingt-sept rapports ont été présentés à cette Conférence et les textes des communications, ainsi que les discussions, ont été intégralement publiés dans un volume de 500 pages préparées et rassemblées par W.H. WALTON, Assistant-Directeur au Mining Research Establishment du National Coal Board (*).

Nous donnons ici un bref résumé de chacun des rapports présentés et nous avons divisé le travail en cinq chapitres :

I. Essais de résistance des matériaux.

- A. Essais uniaxiaux sur charbon
sur roches
sur béton
sur graphite
sur briques
sur gypse
sur céramique
sur verre

- B. Essais triaxiaux sur charbon
sur roches

C. Essais de chocs thermiques.

II. Essais de rabotabilité du charbon.

III. Essais en cours à la station de recherches d'Isleworth dans le but de réaliser une machine de creusement de galeries.

- a) Essais des outils de forage ;

- b) Essais des outils de coupe permettant l'égalisation des parois.

IV. Etude de la granulométrie des poussières lors du rabotage et au moment du minage.

V. Etude de l'énergie due au minage.

Ce numéro des Annales des Mines de Belgique contient le premier chapitre. Les autres seront traités dans un prochain numéro.

(*) Edité par « Butterworths Scientific Publications », Londres.

I. ESSAIS DE RESISTANCE DES MATERIAUX

A. ESSAIS UNIAXIAUX

1) Sur charbon.

I. Evans et G. Pomeroy - Résistance du charbon (aux pressions uniaxiales).

Les premiers essais de compression du charbon ont été effectués en Allemagne en 1875. La charge de rupture d'un bloc de charbon est proportionnelle au côté du cube à la puissance 1,5 ; la tension de rupture est proportionnelle à l'inverse de la racine carrée du côté du cube.

Afin de vérifier ces rapports, des essais systématiques sur un grand nombre d'échantillons ont été effectués en Grande-Bretagne. Pour le charbon de la couche « Barnsley Hards », la tension de rupture est inversement proportionnelle à la racine quatrième du côté du cube, avec une dispersion des résultats de 20 % par rapport à la moyenne.

Pour les cubes de charbon de la couche « Deep Duffryn », la tension de rupture est inversement proportionnelle à la racine troisième du côté du cube, avec une dispersion des résultats (par dimen-

sion de cubes) de 50 % par rapport à la résistance moyenne.

Le tableau I donne les résultats des essais de compression effectués sur des cubes de charbon provenant de la couche Deep Duffryn.

TABLEAU I.

Longueur du côté d'un cube mm	Nombre de cubes essayés	Résistance moyenne kg/cm ²	Ecart moyen kg/cm ²
6,3	262	258	107
12,7	164	200	59
25,4	62	166	50
50,8	23	127	53

La figure 1 donne, pour quelques dimensions de cubes, le nombre d'éprouvettes ayant cédé à la compression sous les différentes charges de rupture. La courbe enveloppe donne la résistance moyenne à la compression et la dispersion des résultats.

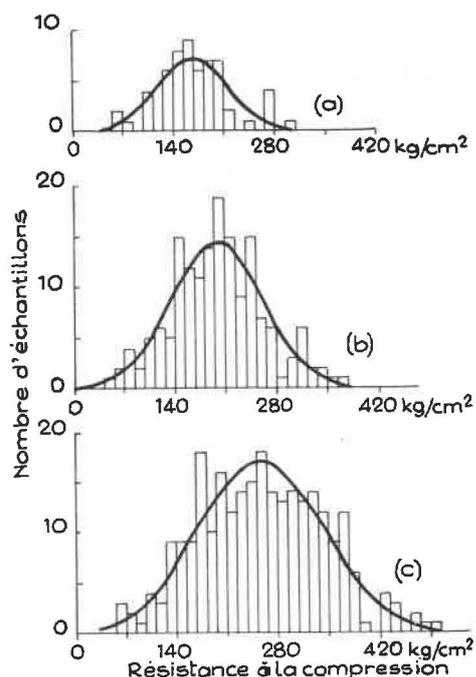


Fig. 1. — Histogramme de la résistance à la compression de cubes de charbon provenant de la couche « Deep Duffryn ».

- a) cubes de 25,4 mm de côté; essais sur 62 cubes;
 b) cubes de 12,7 mm de côté; essais sur 164 cubes;
 c) cubes de 6,3 mm de côté; essais sur 262 cubes.

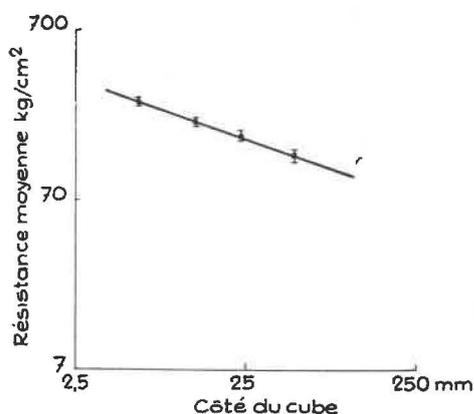


Fig. 2. — Relation entre la résistance moyenne à la compression et la longueur du côté du cube.

La figure 2 montre la relation entre la résistance moyenne à la rupture et le côté du cube de charbon.

Comme la tension de rupture d'un cube croît quand la longueur du côté diminue, on peut appliquer la théorie du maillon le plus faible.

Appelons P_a la probabilité que possède un cube de côté a de résister à une pression déterminée. Le tableau II donne ainsi les probabilités pour des cubes de charbon de Deep Duffryn de dimensions données de ne pas céder à une tension de 182 kg/cm^2 .

TABLEAU II.

Côté moyen du cube en mm	Probabilité P
5,8	0,73
12,7	0,59
23,6	0,28
48,7	0,15

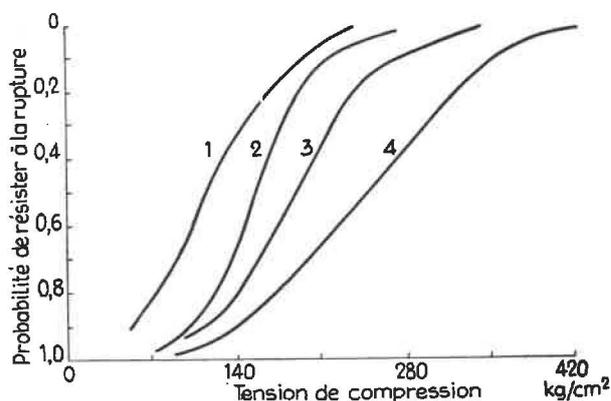


Fig. 3. — Courbes cumulatives donnant les probabilités de rupture de cubes de charbon provenant de la couche « Deep Duffryn ».

- Côté du cube : courbe 1 : 48,7 mm
 » 2 : 23,6 mm
 » 3 : 12,7 mm
 » 4 : 5,8 mm

La figure 3 donne les courbes de probabilité de résistance de cubes de « Deep Duffryn » en fonction de la tension de compression.

Mais, pour chaque tension, il existe une relation entre les diverses probabilités offertes par des cubes de dimensions différentes.

Il suffit de connaître une courbe de probabilité pour des cubes de dimension choisie, par exemple 12,7 mm, ainsi que le coefficient de correspondance d'une dimension à l'autre.

On obtient $P_b = P_a \frac{(b)^{\alpha}}{(a)^{\alpha}}$ où P_b et P_a sont les probabilités qu'ont des cubes de dimension b et a de résister à une tension déterminée; α est le facteur de correspondance qu'on peut trouver par essai, connaissant P_b et P_a pour une tension déterminée.

$$\alpha = \frac{\log \left(\frac{\log P_b}{\log P_a} \right)}{\log \frac{b}{a}}$$

Le tableau III donne quelques valeurs de $\frac{\log P_b}{\log P_a}$ où a a été choisi égal à 12,7 mm.

TABLEAU III.

Côté moyen d'un cube en mm	P	$\frac{b}{a}$	$\frac{\log P_b}{\log P_a}$
5,8	0,73	0,46	0,60
12,7	0,59	1	1
23,6	0,28	1,86	2,4
48,7	0,15	3,84	3,6

La figure 4 montre la linéarité du rapport $\frac{b}{a}$ par rapport à $\frac{\log P_b}{\log P_a}$ pour des cubes de charbon provenant de « Deep Duffryn ».

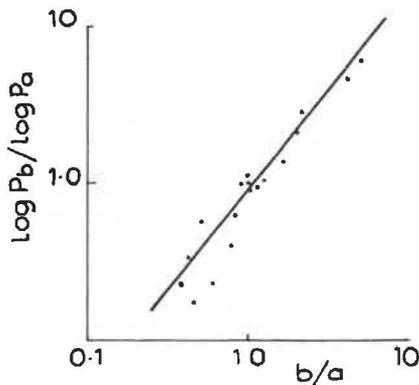


Fig. 4. — Relation entre la probabilité de résistance offerte par un cube de charbon de « Deep Duffryn » en fonction du côté du cube.

Par extrapolation, on peut estimer que, si l'on comprimait un cube de charbon dont le côté n'aurait que quelques Å°, on obtiendrait $\sigma = 7.000 \text{ kg/cm}^2$. Cette valeur est obtenue en estimant la contraction maximum égale à 0,2 ; on a ainsi $\sigma \text{ limite} = 0,2 \times E$.

Les valeurs des pores mesurées par rayons X varient de quelques Å° à 5.000 Å°. Certains auteurs ont trouvé 4 à 5 Å° comme limite inférieure.

Le tableau IV donne la probabilité que possède un cube de charbon de « Deep Duffryn » de résister à une tension de compression de 7.000 kg/cm^2 .

TABLEAU IV.

Côté du cube en Å°	P
206	0,1
59	0,5
10	0,9

Pour des cubes provenant de la couche de « Barnsley Hards », on aura :

Côté du cube en Å°	P
30	0,1
9	0,5
1	0,9

N. Terry et W. Morgans - Etude sur le comportement rhéologique du charbon.

Une étude complète sur les propriétés mécaniques du charbon n'est guère facile, car on a affaire à un matériau très hétérogène par suite de sa formation organique. Les mouvements orogéniques ont de plus créé dans la plupart des charbons un double réseau de fissures perpendiculaires à la stratification et faisant souvent entre elles un angle de 90°. Le charbon est poreux et certains pores peuvent atteindre quelques Å°.

Il semble que la valeur du module de Young varie au maximum de 1 % suivant que l'échantillon est sec ou humide. L'influence de la température semble de même négligeable.

La mesure dynamique de E est donnée par la mesure de vibration du charbon sous un courant d'une fréquence connue.

$$E = C^2 \delta \text{ où } \delta \text{ est la densité du charbon}$$

C est la vitesse de l'onde élastique dans le charbon.

Bien que la fréquence ait varié de 5 kc/s à 90 kc/s, la valeur du module E est restée constante. Le E dynamique mesuré sur un échantillon perpendiculairement à la stratification est plus petit que le E dynamique mesuré parallèlement à la stratification, le E dynamique est plus grand que le E statique (de 15 à 25 %) par suite de la vitesse beaucoup plus grande de l'essai et de la macrostructure du charbon. Les pores du charbon contiennent de l'air et du méthane. La présence des nombreuses micro- et macrofissures occasionne des diminutions des valeurs de E mesurées. Les différences entre les E statique et dynamique proviennent de la nature élastique visqueuse du charbon.

Le tableau V contient quelques données sur du charbon provenant de la veine « Barnsley Hards ».

Burgers a établi une étude analogique du comportement du charbon en assimilant celui-ci à un ressort et à un dash-pot.

TABLEAU V.

	Orientation par rapport à la stratification	Nombre d'échantillons essayés	Module de Young en 10^4 kg/cm ²
Compression de cubes de 38 mm de côté	Parallèle	20	3,35
	Perpendiculaire	10	2,70
Vibration de prismes rectangulaires Section : 3,2 × 3,2 mm Longueur : 20 à 50 mm	Parallèle	9	4,03
	Perpendiculaire	6	3,27
Prismes rectangulaires 1) Dynamiques 2) Statiques par flexion Section : 3,2 × 3,2 mm Longueur : 100 mm	Parallèle	10	4,01
	Parallèle	10	3,20
Flexion de lames de 2,5 à 30 mm de largeur de 2,5 mm d'épaisseur	Parallèle	52	3,36

2) Sur roches.

T. R. Seldenrath, J. Cramberg - Courbes, déformations, tensions et rupture de roches.

Dans les mines, la fracturation augmente avec la profondeur et les dimensions des galeries ; il importe d'étudier le comportement des roches en laboratoire. Les résistances varient avec chaque roche et suivant l'orientation des sollicitations par rapport aux clivages et à la stratification.

On peut diviser les roches en roches à grains fins et roches à gros grains.

a) *Roches à grains fins* : Calcaire lithographique - pyrite dense - verres. Ces matières soumises à compression se rompent suivant des plans parallèles à la direction de l'effort de compression indépendamment de la stratification et des clivages. La figure 5 montre la rupture par traction de ces éprouvettes.

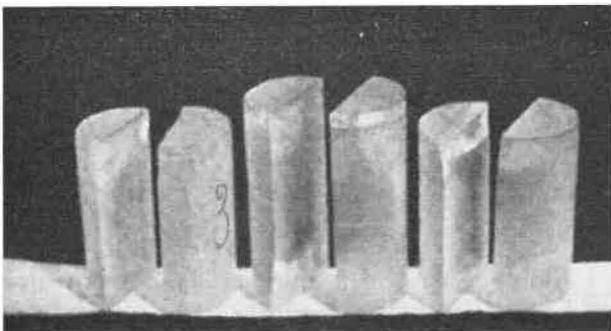


Fig. 5. — Essais de compression d'éprouvettes cylindriques de verre : rupture des éprouvettes par traction à 4.220 kg/cm² (éprouvettes de gauche), 2.620 kg/cm² (éprouvettes du milieu) et 3.985 kg/cm² (éprouvettes de droite).

Un essai de compression varie suivant :

- α) les formes et les dimensions des éprouvettes ;
- β) la façon dont la force lui est transmise ;
- γ) l'emprisonnement ou non des extrémités.

Pour un essai de compression sans emprisonnement de la tête, on peut atteindre :

4.510 kg/cm² pour le verre ;

2.600 kg/cm² pour le calcaire lithographique (grains de 5 à 10 μ).

Si la tête est serrée par un anneau métallique, la résistance à la compression augmente de 50 %. La figure 6 montre l'échantillon avec ses deux anneaux de serrage.

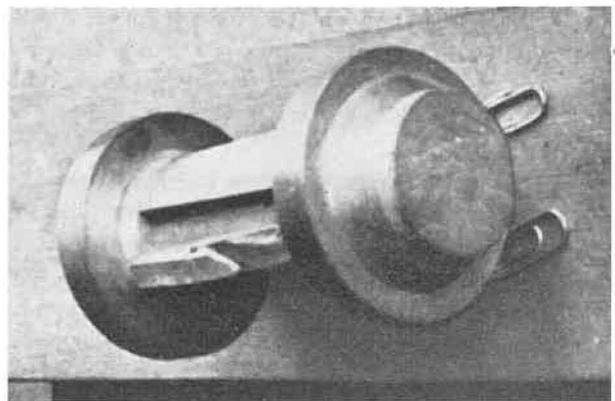


Fig. 6. — Eprouvette cylindrique frettée à ses deux extrémités. La figure montre un cylindre en calcaire lithographique, dont la charge de rupture a atteint 3.310 kg/cm² ; une écaïlle limitée par deux plans de fracturation radiaux et un plan concentrique s'est détachée de l'éprouvette.

— Le module de Young du calcaire est de 700.000 kg/cm²

— Le nombre de Poisson du calcaire est de 3,1.

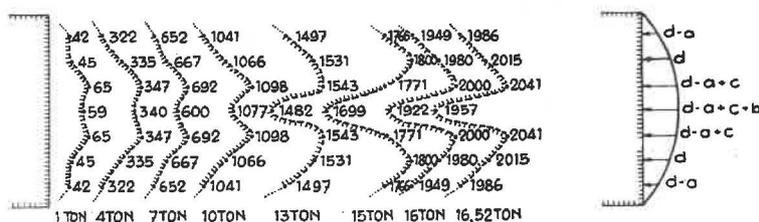


Fig. 7. — Déformations latérales sous diverses charges d'un cylindre de calcaire lithographique avec ses extrémités non frettées circulairement.

On a observé des déformations plus grandes au 1/4 de la hauteur de l'éprouvette qu'au milieu de celle-ci. La figure 7 montre les déformations de l'éprouvette à différentes hauteurs.

b) *Roches à gros grains* : Ces échantillons soumis à compression rompent suivant des surfaces coniques à partir des extrémités de l'échantillon. On constate des fractures parallèles à ces surfaces et les grains sont pulvérisés le long de ces plans, ce qui montre que la rupture a eu lieu par cisaillement. Il n'y a pas d'augmentation de la résistance si la tête est emprisonnée ou non. La figure 8 montre la rupture par cisaillement de ces éprouvettes.

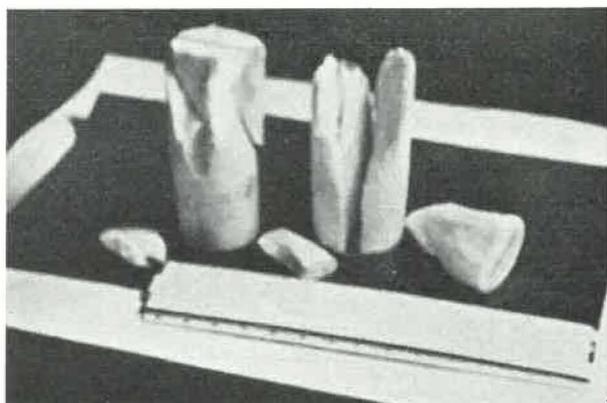


Fig. 8. — Essais de compression d'éprouvettes cylindriques de marbre à grains fins : rupture des cylindres par cisaillement à 843 et à 872 kg/cm². On remarque nettement les cônes limitant les plans de fracturation.

Les figures 5 et 8 indiquent clairement la différence très caractéristique existant entre la rupture d'éprouvettes par traction et la rupture par cisaillement.

3) Sur béton.

A. D. ROSS - Elasticité, fluage et retrait du béton.

Par suite du resuage de l'eau, les déformations relatives d'un bloc de béton comprimé seront plus importantes immédiatement après le bétonnage que quelques années plus tard.

Pour un bloc de béton soumis à l'essai de compression, on peut établir trois courbes différentes

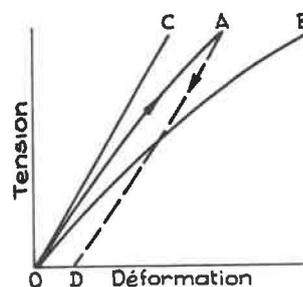


Fig. 9. — Courbes donnant la déformation en fonction de la tension appliquée par diverses vitesses de mises en charge.

des déformations en fonction des pressions. La figure 9 donne différentes courbes de la déformation en fonction de la tension appliquée suivant diverses vitesses de mises en charge :

- a) droite OC obtenue pour une mise en charge instantanée ;
- b) courbe OA obtenue pour une vitesse de mise en charge normale (durée de compression de quelques minutes) ;
- c) courbe OB obtenue en faisant augmenter la charge très lentement (durée de compression de plusieurs heures).

La droite OC peut être obtenue avec l'essai habituel, en s'arrêtant à plusieurs paliers, et en établissant à chacun de ceux-ci la courbe de fluage en fonction du temps, par mesure des déformations toutes les 10 ou 15 secondes, puis en extrapolant la courbe vers le temps zéro. Cette droite peut aussi être obtenue par une méthode électronique.

Les valeurs du module de Young données par cette droite OC seront toujours supérieures à celles fournies par les autres courbes.

En soumettant un béton neuf à la compression sous charge constante durant quelque temps, on obtient une déformation qui est la somme de la déformation élastique, du retrait et du fluage.

Le retrait est indépendant de la charge appliquée, mais dépend du temps, du moins pendant les premières années. Il peut être estimé en plaçant un bloc de béton de même fabrication dans les mêmes conditions de milieu que le bloc étudié, mais sans le comprimer.

Le fluage dépend du temps et de la tension appliquée sur le béton.

Après un an et pour des charges inférieures à la moitié ou au tiers de la charge de rupture, on peut avoir une déformation totale qui vaut six fois la déformation élastique initiale. La moitié de la déformation totale doit être attribuée au fluage et le reste, soit un tiers, au retrait.

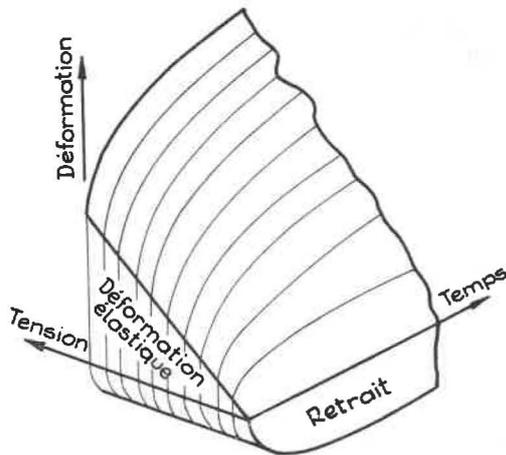


Fig. 10. — Représentation dans les trois dimensions donnant les relations entre tension, déformation élastique, retrait, fluage et le temps.

La figure 10 est une représentation dans les trois dimensions, montrant les relations entre tension, déformation élastique, retrait, fluage et le temps.

E. N. Fox - Essais sur la résistance des poutres en béton aux charges dynamiques.

On a réalisé, à l'Université de Cambridge, une machine permettant l'application très rapide (en 2 à 4 ms) de la charge. On maintient ensuite celle-ci constante durant 4 à 100 ms, puis on retire la charge en 2 à 4 ms. La figure 11 donne la valeur de la charge appliquée en fonction du temps.

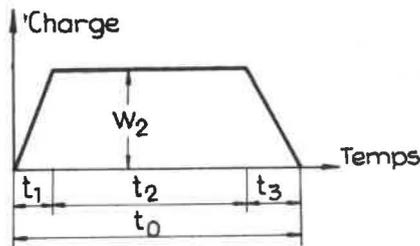


Fig. 11. — Variation de la charge appliquée en fonction du temps.

Cette rapidité de mise en charge et de retrait de celle-ci est basée sur l'allongement d'un fil d'acier avant rupture.

Pour l'ensemble de tous les essais effectués jusqu'à présent, la charge dynamique de rupture obtenue au moyen de cet appareil est 35 % supérieure à la charge de rupture statique. Cette augmentation est due en partie à l'inertie dont l'in-

fluence se fait surtout sentir lorsque les variations de tensions ont lieu dans des temps très courts par rapport à la fréquence propre de l'éprouvette essayée et en partie au fait que la résistance intrinsèque du béton dépend de la vitesse de la déformation et augmente lorsque cette vitesse croît.

R. Evans - Effets de la vitesse de mise en charge sur les propriétés mécaniques du béton.

Pour le béton et certains matériaux de construction, il est difficile de déterminer exactement la valeur du module de Young par suite de la striction subie par ces matériaux. On peut déterminer trois déformations :

- la déformation instantanée ;
- la déformation élastique dépendant du temps d'application de la charge ;
- la déformation plastique permanente.

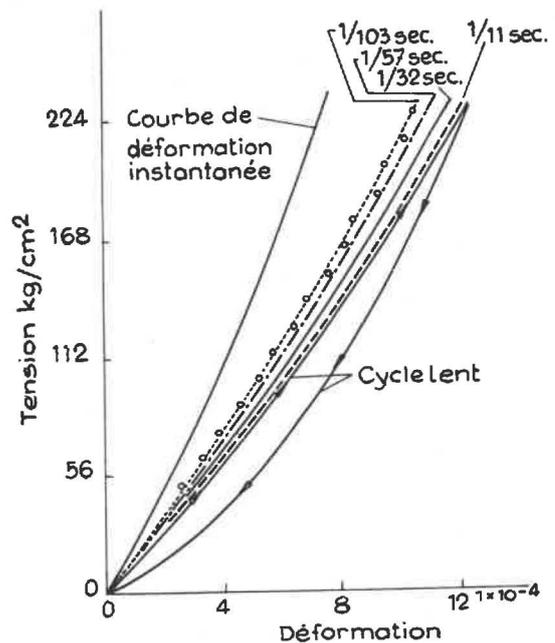


Fig. 12. — Courbes de déformation d'un cylindre de grès en fonction de vitesses de mises en charge de plus en plus rapides.

La figure 12 donne les courbes de déformation d'un cylindre de grès en fonction de vitesses de mises en charge de plus en plus rapides.

Pour une même durée de chargement et pour une même charge finale de deux éprouvettes, la déformation sera plus grande pour l'éprouvette mise en charge lentement que pour l'éprouvette mise en charge rapidement et sur laquelle on maintient quelque temps cette charge finale.

La vitesse instantanée est celle qui permet à l'onde de pression d'atteindre l'autre extrémité de l'échantillon. On applique une charge de 200 à 300 kg/cm² en des temps de plus en plus réduits (1/11 s — 1/103 s). D'après les calculs, il semble qu'il faille exercer une pression de 200 à 300 kg/cm²

en 1/500 de seconde pour obtenir la courbe tension-déformation instantanée.

Pour une même charge, le fluage diminue rapidement avec la durée de mise en charge ; il est déjà en grande partie produit durant les premières secondes d'application de la charge.

En grandeur, le fluage varie proportionnellement avec la charge jusqu'au tiers de la charge de rupture, puis augmente rapidement.

Pour déterminer la charge de rupture d'échantillons de béton, il convient d'adopter toujours la même vitesse de mise en charge. On recommande 140 kg par cm² et par minute. La résistance du cube de béton peut augmenter de 20 % en appliquant la charge en quelques centièmes de seconde.

Il y a une grande différence entre les modules de Young statique et dynamique. Avant d'adopter un module dans le calcul du comportement d'un corps, il convient de connaître la façon dont la charge sera appliquée. Aux faibles charges, on constate de grandes variations dans la valeur des modules de Young par suite de l'existence de tensions internes.

La figure 13 montre les variations du module d'élasticité en fonction de la charge de compression appliquée.

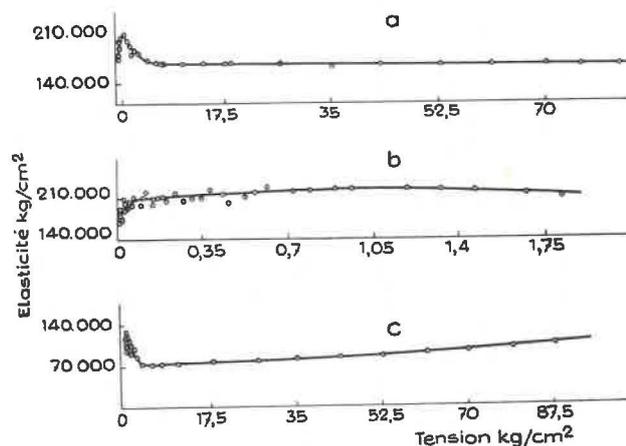


Fig. 13. — Variations du module d'élasticité en fonction de la charge de compression appliquée.

- courbe a dans le cas de béton
 b dans le cas de béton, mais pour les très faibles charges.
 c dans le cas de grès.

La courbe a donne la valeur du module d'élasticité pour du béton

b donne la valeur du module d'élasticité du béton pour de très faibles charges

c donne la valeur du module d'élasticité du grès.

R. Jones - Etude de la fissuration du béton lors des essais de compression et de flexion.

En observant les échantillons essayés au moyen de méthodes à ultrasons, on a pu remarquer que les premières fissures apparaissent dans le béton pour

des charges de 50 à 70 % de la charge de rupture à la compression suivant la nature et la forme des agrégats.

Ces microfissures apparaissent entre la pâte de ciment et les agrégats et proviennent de la différence de comportement mécanique de ces composés lors de la compression. Ces premières fissures sont parallèles à la direction d'application des efforts, car c'est suivant cette direction que les tensions de cisaillement sont maximums entre le mortier et les cailloux.

Il y a un rapport constant entre la charge où apparaît la première fissure en compression et la charge de rupture par flexion pour tout béton.

La déformation sur la face tendue d'une dalle soumise à un essai de flexion est la même que la déformation latérale d'un cylindre comprimé lors de l'apparition des premières fissures.

H. Green - Les essais de choc sur du béton.

Pour pouvoir comparer utilement les résultats des essais d'un auteur à l'autre, il faut baser ces essais ou sur l'énergie absorbée par le choc ou sur le nombre de coups ayant provoqué la première fissure puis l'éclatement de l'éprouvette.

Le Building Research Station a mis au point un pendule balistique pour les essais de choc.

D'après certains auteurs, la résistance au choc augmenterait avec la résistance à la compression des éprouvettes en béton ; d'autres, elle diminuerait au contraire ; d'autres encore, ces deux résistances sont indépendantes l'une de l'autre.

La résistance au choc augmente avec la vitesse de frappe : si le marteau est appliqué en 1/500 de seconde, la résistance au choc sera de 17 à 35 % supérieure à celle obtenue si le marteau est appliqué en plus de 1/20 de seconde.

La résistance à la compression dynamique (en 1/5000 de seconde) est 84 % plus grande que la résistance statique avec la vitesse de mise en charge habituelle.

La déformation à la rupture de l'éprouvette est supérieure dans le cas de charge dynamique que dans le cas de charge statique.

Si l'on mesure l'énergie absorbée par le choc, on remarque que cette énergie diminue à chaque coup jusqu'au moment de la première fissure pour augmenter ensuite à nouveau jusqu'au moment de la rupture.

La résistance au choc est notablement plus élevée pour des bétons constitués de graviers concassés que de galets roulés.

Si le cube est conservé dans l'eau, la résistance au choc mesurée à l'apparition de la première fissure est plus grande que si l'échantillon est conservé à l'air. Par contre, la fracturation complète se produira plus vite pour l'échantillon conservé dans l'eau.

4) Sur graphite.

H. W. Davidson - H. H. W. Losty - Propriétés élastiques et plastiques du carbone et du graphite.

Le graphite employé comme modérateur dans l'industrie nucléaire doit être soigneusement étudié au point de vue de ses propriétés mécaniques. Bien qu'il soit plus homogène que le charbon, car il peut être obtenu synthétiquement, il possède des propriétés très variables d'un essai à l'autre.

Il n'obéit pas complètement à la loi de Hooke car il subit une importante déformation plastique. Le graphite est composé de deux structures de cristaux possibles : des cristaux hexagonaux et des cristaux rhomboédriques.

Ces cristaux sont répartis par nappes et les propriétés mécaniques diffèrent notablement suivant l'orientation de l'essai par rapport à ces nappes. La résistance à la traction varie de 70 à 210 kg/cm² à la température ordinaire et est doublée à 2.000° C. La résistance à la compression peut atteindre 350 kg/cm². Le module de Young croît avec la température et atteint son maximum à 1.750° ; ce maximum est 30 % plus grand que la valeur de E à la température ordinaire. Le graphite est poreux ; sa résistance à la compression croît avec l'augmentation de sa densité.

5) Sur briques.

A. Newman - La résistance des briques.

Il a été indispensable d'uniformiser les méthodes d'essais pour arriver à des résultats concluants. Les essais peuvent avoir deux buts :

- mesurer la tension structurelle de la matière formant les briques ;
- mesurer la tension réelle de rupture d'une brique entière ou d'un assemblage de briques.

Une première série d'essais a montré que les essais les plus réguliers sont obtenus sur une brique posée à plat, ses deux faces étant rendues exactement planes et parallèles au moyen de mortier dont la résistance à la compression est comprise entre 140 et 280 kg/cm². Les vides sont ainsi remplis par du mortier.

Des essais ont alors été faits avec différentes compositions de mortier dont la résistance variait de 140 à 770 kg/cm² et même sans mortier. Pour chaque mortier, on faisait un essai avec vides remplis et non remplis par le mortier.

D'après cette deuxième série d'essais, les résistances à la compression les plus fortes sont obtenues en effectuant les essais sans mortier, sauf si celui-ci offre une résistance supérieure à 500 kg/cm².

Les nouvelles normes anglaises stipulent d'effectuer les essais sur briques en remplissant les vides existant à la surface des briques au moyen d'un

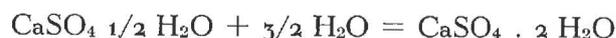
mortier d'une résistance de 280 à 420 kg/cm² et, dans le cas de briques à faces lisses, d'interposer entre les briques et les plateaux de la presse, un panneau en bois contreplaqué.

6) Sur gypse.

K. Schiller - Porosité et résistance du gypse.

La résistance du gypse dépend beaucoup de la teneur en eau de la pâte au moment de la mise en place. Cette teneur est choisie en général suivant l'utilisation qu'on doit en faire.

La teneur théorique est donnée par la formule :



145,15 g semi-anhydrite

+ 27,03 g eau → 172,18 g gypse.

La teneur en eau pratique dépasse cette teneur en eau théorique de plusieurs multiples. C'est l'évaporation ou cet excès d'eau qui produit la porosité du plâtre.

Le gypse a une structure polycristalline.

La résistance du gypse dépend de :

- sa porosité
- sa teneur en impuretés
- ses microfissures
- des bulles d'air qui peuvent remplir les microfissures.

L'auteur a fait les calculs en supposant d'abord les grains sphériques, puis en supposant les grains cylindriques. En imaginant ces deux structures, on aperçoit tout de suite que la résistance du faisceau à grains cylindriques est plus sensible à la porosité que le faisceau à grains sphériques. La porosité peut atteindre 50 %.

La résistance diminue avec la porosité. La figure 14 donne la valeur des tensions de rupture à la compression et à la traction, ainsi que le module de rupture en fonction de la teneur en eau et de la porosité du gypse.

La résistance diminue proportionnellement à la racine troisième de la porosité dans le cas de grains sphériques et à la racine carrée dans le cas de grains cylindriques.

En appliquant la formule donnant la résistance du plâtre en fonction de la résistance intrinsèque du plâtre et de la teneur en eau, on peut trouver la porosité limite pour laquelle la résistance offerte par le plâtre serait nulle.

Pour un plâtre commercial, cette porosité critique est de 56 %, ce qui donne une teneur en eau de 80 cc par gramme de plâtre.

On peut remarquer sur la figure 14 que, à cette porosité critique, la résistance à la traction, ainsi que la résistance à la compression, sont nulles.

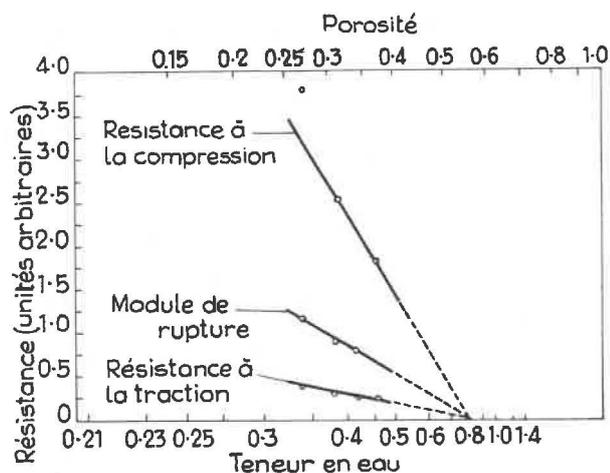


Fig. 14. — Droites donnant la relation entre la résistance et la porosité d'un plâtre commercial.

7) Sur céramique.

A. Dinsdale et W.T. Wilkinson - Mesure des résistances des matériaux céramiques, 1^{re} partie : Essais de chocs.

L'étude complète d'un matériau quelconque peut se faire de la façon suivante :

- Essais fondamentaux sur éprouvettes circulaires avec étude des propriétés telles que frottement interne, fatigue, microstructure.
- Essais pratiques sur éléments tels qu'ils sont utilisés.
- Essais de recherche où l'on étudie la meilleure forme à donner aux objets en fonction des résultats des essais fondamentaux.

Les essais fondamentaux pour les matériaux céramiques sont :

- Essais de Charpy avec mesure de l'énergie nécessaire pour briser l'échantillon.
- Essais par chute d'une bille d'un poids connu, d'une hauteur déterminée.
- Essais avec un marteau en acier suspendu à un pendule avec détermination de la première cassure, puis de la rupture de l'éprouvette.

Pour l'essai à la bille, on observe que, si une bille pèse la moitié de l'autre, la hauteur de chute doit être plus que doublée pour obtenir la rupture d'un même échantillon ; ceci est dû au fait que l'énergie absorbée dans la bille augmente quand son poids diminue.

Pour ces essais, on remarque qu'une éprouvette soumise à un essai déterminé résiste à un effort plus grand si elle est soumise à un seul essai que si elle est soumise à des essais avec des sollicitations croissantes.

W. R. Davies et J. F. Clements - Mesures des vitesses d'ondes sonores.

Cet article comporte :

- Une étude du rapport des modules élastiques, statiques et dynamiques des échantillons de matériaux céramiques.

Le module de Young est donné par la formule :

$$E = 4 n^2 l^2 d \text{ en dynes/cm}^2 \text{ où}$$

— n est la fréquence de résonance en cycles/s.

— l longueur en cm de l'éprouvette.

— d densité en g/cc.

Le rapport E dynamique et E statique varie de 1,05 à 1,30 pour des matériaux à base de silice et jusqu'à 5,2 pour des matériaux de nature aluminosiliceuse.

- La détermination au moyen d'ondes sonores de l'apparition des premières fissures dans un matériau céramique sous l'effet d'un choc thermique.
- La mesure des valeurs de E à la température ordinaire et à des températures croissantes jusqu'à 1.000° C.

K. Pate et W. Noble - Détermination des courbes Tension-Déformation dans le cas des produits argileux.

Ces courbes sont mesurées dans diverses conditions d'humidité et de température (chaleur et gel), on mesure aussi les variations de ces courbes en soumettant les échantillons à plusieurs cycles de tension.

La résistance d'une brique varie de 140 à 1.400 kg/cm².

La résistance à la rupture varie du simple au double, suivant que la température de cuisson varie de 900 à 1.100°, mais la résistance à l'action du gel diminue si la température de cuisson augmente de 900 à 950° C.

8) Sur verre.

P. Walton - Aperçu de la résistance des verres en fonction de la grandeur des éléments essayés.

Le verre se comporte comme un matériau fragile et il obéit à la loi de Hooke au point de vue élasticité, mais ne possède pas de plasticité. La tension pratique de rupture à la traction du verre est d'environ 350 kg/cm². Cette tension varie suivant le diamètre des fibres. Elle décroît avec l'augmentation de diamètre. La figure 15 donne la tension de traction en fonction du diamètre des fibres.

La tension de rupture à la traction atteint 35.000 kg/cm² pour des fibres d'un diamètre de 0,0025 mm.

La résistance à la traction décroît rapidement avec le temps à partir de sa fabrication. Cette ré-

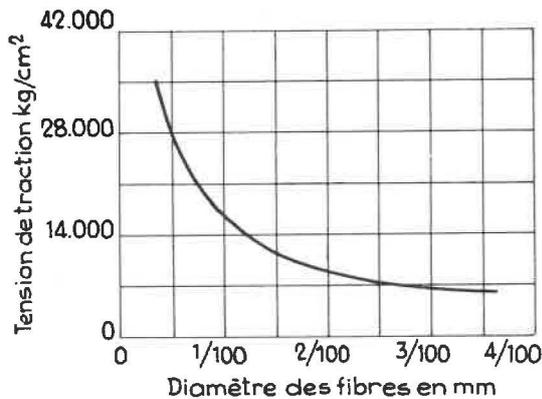


Fig. 15. — Variation de la résistance à la traction de fibres de verre en fonction du diamètre.

sistance diminue aussi avec la longueur de l'éprouvette. Les verres subissent le phénomène de fluage à charges constantes. Après un temps indéfini, soumis à une charge assez faible, le verre finit par se rompre. On peut remarquer que l'essai de traction effectué sous vide donne des tensions plus fortes qu'à l'air libre et n'occasionne pas de fluage. Par contre, sous eau, la tension de traction diminue. La tension de rupture passe par un minimum si l'essai a lieu à une température comprise entre 150 et 300° C.

Les différences obtenues pour les tractions sur des éléments très petits et sur les éprouvettes habituelles proviennent de la micro-hétérogénéité des verres. Les verres peuvent être considérés comme un liquide très visqueux, au point de vue thermodynamique.

B. ESSAIS TRIAXIAUX

1) Sur charbon.

S. Murrel - Essais triaxiaux sur du charbon.

Dans une taille, le charbon est soumis à des charges bi- ou triaxiales. La pression verticale est due à la pesanteur et à une pression supplémentaire provenant de l'exploitation. Cette dernière pression peut atteindre plus de 5 fois la première. Pour la plupart des charbons, la résistance uniaxiale est fort inférieure aux pressions verticales auxquelles le charbon est soumis dans les travaux du fond. Ce sont les contraintes latérales auxquelles il est soumis qui permettent au charbon de résister aux pressions importantes qui existent près des fronts de taille.

La résistance uniaxiale du charbon provenant de la couche « Schuckman » en Haute-Silésie est de 200 kg/cm². Si l'on soumet ce charbon à une pression latérale de 750 kg/cm², la résistance verticale offerte par ce charbon est dix fois plus forte.

Pour le charbon provenant de la couche « Barnsley Hards », la résistance du charbon à la compression, qui est de 247 kg/cm² à l'essai uniaxial, s'élève à 1280 kg/cm² s'il est soumis à une compression latérale de 280 kg/cm².

Pour du charbon provenant de « Cwmtillery », la résistance à la compression qui est de 58 kg/cm² à l'essai uniaxial, s'élève à 1150 kg/cm² s'il est soumis à une compression latérale de 280 kg/cm².

On peut remarquer que le rapport des pressions de ruptures uniaxiales est d'environ 5 à 1 pour les 2 charbons « Barnsley » et « Cwmtillery » ; mais si on applique à ces deux charbons une pression latérale de 280 kg/cm², on obtient des tensions de rupture à la compression équivalentes pour les deux charbons, soit respectivement 5 et 20 fois les pressions de rupture uniaxiales.

L'angle de rupture varie peu avec les pressions latérales. On remarque que les angles de rupture réels sont en général inférieurs à ceux mesurés sur le cercle de Mohr obtenu par les essais, par suite de l'anisotropie du charbon. Les ruptures se produisent par cisaillement le long des surfaces de glissement.

Pour les divers charbons essayés, la tension de rupture à la compression uniaxiale varie de 60 à 300 kg/cm². Pour un effort latéral de 280 kg/cm², la tension de rupture à la compression atteint 1200 kg/cm² ; pour ce même effort latéral, les tensions de rupture à la traction passent respectivement de 5 à 60 kg/cm² et celles au cisaillement de 15 à 70 kg/cm².

Les ruptures du charbon se produisent par ouverture des fissures qui naissent sous les efforts de traction.

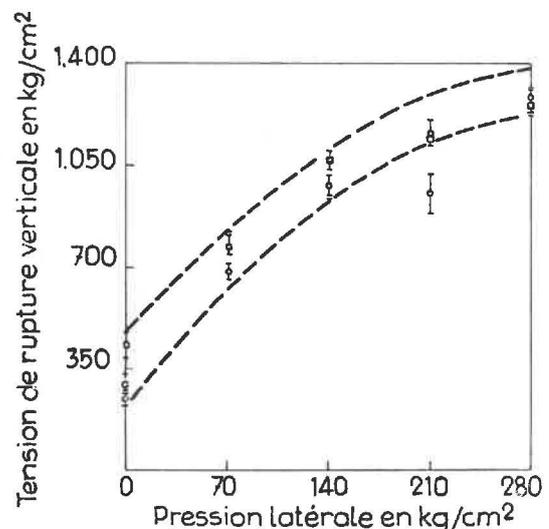


Fig. 16. — Variation de la charge de rupture verticale d'une éprouvette de charbon de la couche « Barnsley Hards » en fonction de la pression latérale.

- stratification parallèle à l'axe de compression.
- stratification perpendiculaire à l'axe de compression.

Le tableau VI et la figure 16 donnent les valeurs des tensions de rupture et les cycles de rupture lors d'essais triaxiaux effectués sur des cylindres de charbon provenant de la couche « Barnsley Hards ». Ces cylindres ont 25 mm de diamètre et 50 mm de longueur.

TABLEAU VI.

Orientation des faces du cylindre	Pression latérale kg/cm ²	Pression verticale de rupture kg/cm ²	Angle de rupture	
			mesuré en degrés	calculé d'après le cercle de Mohr en degrés
Stratification parallèle à l'axe	0	247	—	—
	70	680	13,4	24
	140	980	14,6	30
	210	900	17,3	31
	280	1.280	15,9	38
Stratification perpendiculaire à l'axe	0	436	—	—
	70	780	16,1	26
	140	1.072	18,4	32
	210	1.143	19,6	36
	280	1.258	20,7	44

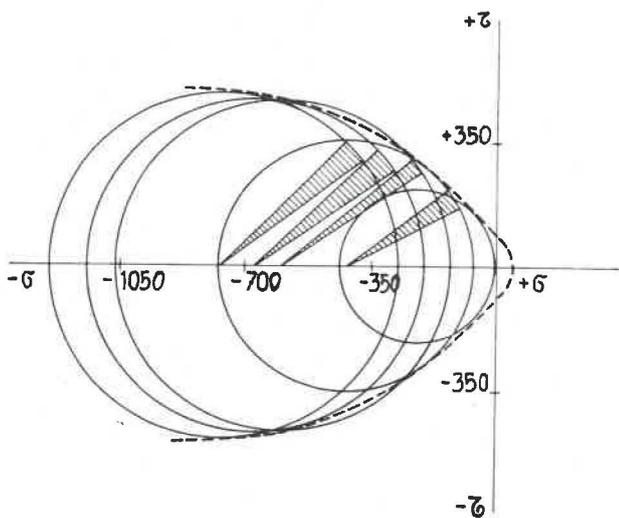


Fig. 17. — Courbes enveloppes de Mohr pour des éprouvettes de charbon provenant de la couche «Barnsley Hards» dans le cas de la stratification perpendiculaire à l'axe de compression.

La figure 17 donne les divers cercles de Mohr pour des éprouvettes de charbon de la couche «Barnsley Hards» dans le cas où la stratification est perpendiculaire à l'axe de compression.

2) Sur roches.

N. J. Price - Etudes des essais triaxiaux effectués sur roches.

Comme, dans les mines, les roches sont soumises à des pressions latérales, il importe d'étudier le comportement de ces roches en les soumettant à des essais triaxiaux. Ces essais peuvent être influencés par divers facteurs tels que pression latérale, teneur en eau, température, vitesse de mise en charge, durée de l'essai.

Les essais triaxiaux permettent de tracer les cercles de Mohr et ensuite de tracer la courbe enveloppe de ces cercles. La figure 18 montre le schéma

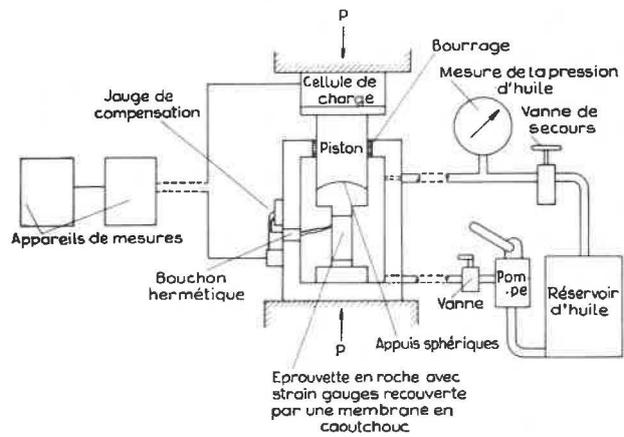


Fig. 18. — Schéma de l'appareillage utilisé pour les essais triaxiaux.

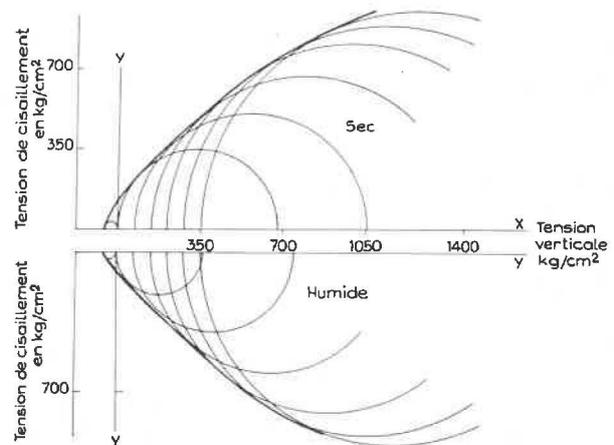


Fig. 19. — Courbes enveloppes des cercles de Mohr pour des éprouvettes de grès provenant du banc «Darley Dale». La courbe supérieure se rapporte à des cylindres secs, tandis que la courbe inférieure donne la courbe enveloppe pour le cas d'éprouvettes humides.

de l'appareillage utilisé et la figure 19 les courbes enveloppes obtenues avec du grès provenant de «Darley Dale».

Si la teneur en eau augmente, on observe une diminution des résistances à la traction et au cisail-

ment. L'angle de rupture mesuré sur l'échantillon diffère peu de celui calculé par le cercle de Mohr pour les matériaux homogènes, mais est inférieur si le matériau est hétérogène. Le cisaillement peut être calculé sur le cercle de Mohr ou être trouvé par la formule :

$$c = \sqrt{\frac{r}{R}} \text{ où } \begin{cases} r \text{ est la résistance à la traction} \\ R \text{ est la résistance} \\ \text{à la compression uniaxiale} \end{cases}$$

La résistance augmente avec la teneur en cristaux de quartz.

La résistance à la compression du grès Pennant est de 1.500 kg/cm² et le module de Young 700.000 kg/cm².

La résistance à la compression vaut environ 4 à 5 fois la résistance au cisaillement et 10 à 16 fois la résistance à la traction.

Le module de Young est plus grand si la stratification est parallèle à l'axe de compression que si elle est perpendiculaire à cet axe. Ce module augmente avec les contraintes latérales (de 3 à 10 % par augmentation de la pression latérale de 70 kg/cm²).

Comme il n'y a pas de déformation latérale possible pour les roches dans le fond, le rapport tension-déformation n'est plus E mais vaut

$$A = \frac{m(m-1)}{(m+1)(m-2)} E$$

où m est le module de Poisson.

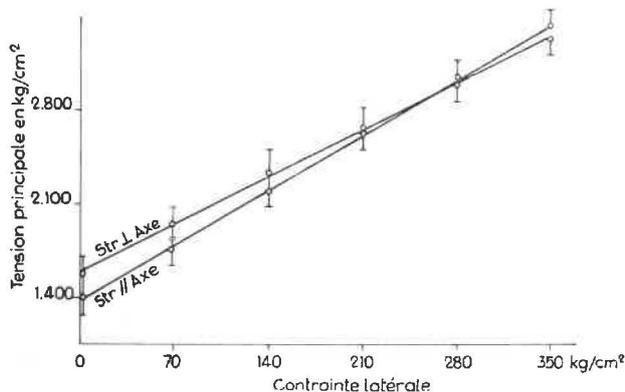


Fig. 20. — Variation de la tension principale de rupture par compression en fonction de la contrainte latérale, sur du grès provenant du banc « Pennant », suivant que l'axe de compression est perpendiculaire ou parallèle à la stratification.

La figure 20 donne les courbes de résistance à la compression des cylindres de grès provenant du banc « Pennant » en fonction des contraintes latérales.

La figure 21 montre la diminution de résistance d'un échantillon de grès du banc « Darley Dale » avec l'augmentation de sa teneur en eau.

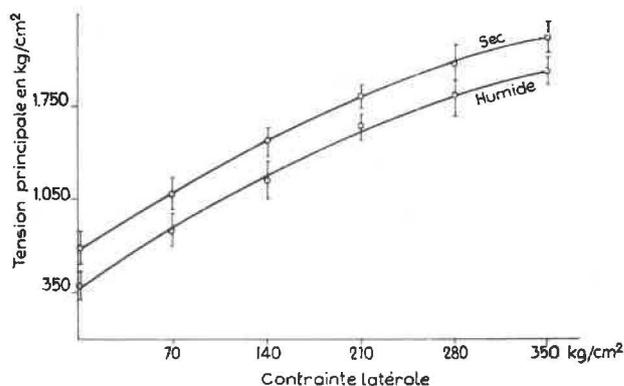


Fig. 21. — Variation de la tension principale de rupture par compression en fonction de la contrainte latérale pour des échantillons de grès du banc « Darley Dale » dans le cas de cylindres secs et humides.

C. ESSAIS DE CHOCS THERMIQUES

1) Effets de l'élévation de température sur les propriétés mécaniques du charbon.

F. Hiorns - Mesures des propriétés mécaniques dynamiques du charbon.

L'auteur étudie l'influence de la température et de l'eau sur le comportement du charbon. Il étudie surtout les variations du module de Young et du frottement interne.

Les mesures sont faites en observant la vibration propre de l'éprouvette.

Le module de Young est proportionnel au carré de la fréquence propre du matériau.

La fréquence propre d'un matériau varie avec l'amplitude des impulsions.

La fréquence propre d'un échantillon croît et décroît avec les variations de température. Pour un charbon, E présente un minimum à 60°, croît jusqu'à 120°, puis décroît à nouveau jusqu'au-delà de 180°.

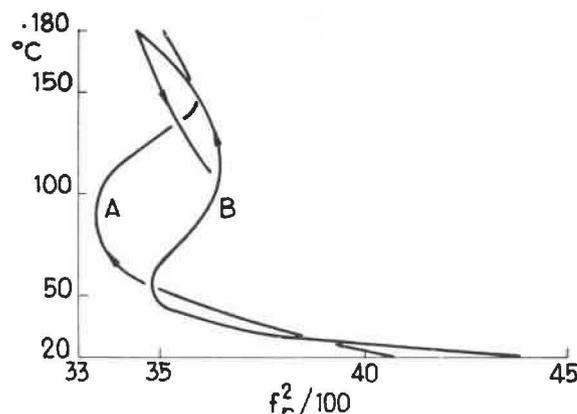


Fig. 22. — Variation du carré de la fréquence en fonction de la température à laquelle l'éprouvette de charbon est soumise. La courbe A représente la variation de fr² lors du premier essai; tandis que la courbe B donne la variation de fr² lors du second essai effectué après refroidissement de l'éprouvette.

La figure 22 donne la variation du carré de la fréquence en fonction d'une élévation de température du charbon.

La fréquence diminue avec l'humidité par suite probablement des gonflements des pores produisant une diminution de l'énergie superficielle.

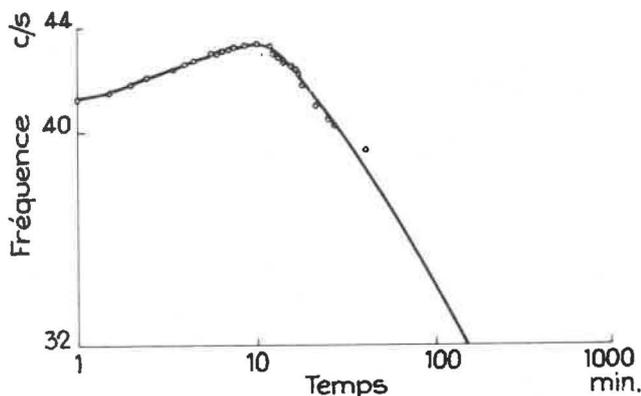


Fig. 23. — Variation de la fréquence en fonction de la durée pendant laquelle l'éprouvette de charbon est soumise à un gaz saturé d'eau.

La figure 23 donne la variation de la fréquence en fonction de la durée d'exposition de l'échantillon à un gaz saturé d'eau.

La valeur du frottement interne est proportionnelle à la largeur de l'onde d'amplitude maximum et inversement proportionnelle à la fréquence propre du matériau.

Le frottement interne diminue avec l'élévation de température jusque vers 100 à 150° C, puis augmente à nouveau.

2) Effets de chocs thermiques sur des matériaux réfractaires.

P. Murray, J. Williams et D.T. Levey - Facteurs influençant la résistance au choc thermique de matériaux réfractaires.

L'auteur a effectué une étude théorique, puis a estimé les résistances à partir des données théoriques. Des essais pratiques ont ensuite été faits pour vérifier l'étude théorique.

La résistance au choc thermique est proportionnelle à la conductivité thermique, à la résistance de l'éprouvette à la traction, au facteur $1 - \nu$ (où ν est le rapport de Poisson)

et inversement proportionnelle au module de Young et au coefficient de dilatation thermique.

Le facteur principal est le coefficient de dilatation thermique.

La résistance au choc thermique croît avec la diminution de porosité (celle-ci varie en moyenne de 20 à 1 %).

La conductivité thermique varie aussi avec la porosité.

La résistance des matériaux réfractaires varie inversement proportionnellement à la racine carrée du diamètre des grains.

(à suivre)

COMMISSION DE L'ECLAIRAGE DES MINES (C.N.B.E.)

**Essais d'ampoules
et de batteries pour lampes portatives de mine**

SAMENVATTING

De Commissie voor Mijnverlichting van de C.N.B.E. besloot in 1954 een reeks proeven uit te voeren ten einde experimenteel de ontladingskurven van zure en alkalische accumulatoren over gloeilampen te bepalen, om er de waarde van de proefspanning der laboratorium-proeven op gloeilampen uit af te leiden en deze laatste te beproeven op duur- en verlichtingsvermogen.

Doel van deze proeven was een werkbasis te vinden voor het opstellen van een ontwerp van normalisatie van de proeven op gloeilampen voor draagbare mijnlampen.

Professor Brison preciseerde dat het er in hoofdzaak om ging de beproevingsvoorwaarden en de karakteristieken van de gloeilampen, in functie van de kenmerken der stroombronnen, te omschrijven, m.a.w. een gemeenschappelijke taal te vinden voor gebruikers en producenten, ten einde het aantal gloeilampentypes te verminderen en hun verkeerd gebruik te voorkomen.

Ontladingskurven werden door verschillende ledenproducenten van de Commissie opgesteld en einde 1954 stelde Generaal Wiener, Voorzitter van het C.E.B. en Algemeen Voorzitter van het C.N.B.E., voor het probleem van de beproefing der gloeilampen onder constante spanning op + of - 1 % aan het Centraal Laboratorium voor Electriciteit te onderwerpen.

Deze proeven werden uitgevoerd door dit laboratorium onder leiding van professor Morren en de onderstaande nota brengt verslag uit over de bereikte resultaten.

En vue d'établir une base de travail pour la mise au point d'un projet de normalisation des essais des ampoules destinées aux lampes portatives de mine, fonctionnant sur batteries, la Commission de l'Éclairage des Mines du C.N.B.E. décidait, dès 1954, d'entamer une série d'essais ayant pour objet de déterminer expérimentalement les courbes de décharge sur ampoule, tant de batteries du type acide que du type alcalin, d'en déduire les valeurs des tensions d'essai des ampoules en laboratoire, de soumettre ces dernières à des essais de durée et d'efficacité lumineuse. Mr. le Professeur Brison signalait que le but était de préciser les conditions d'essai et les caractéristiques des ampoules, en fonction des caractéristiques des sources de courant, autrement dit, de définir un langage commun entre utilisateurs et constructeurs. Ceci afin de limiter le nombre de types d'ampoules et de prévenir leur mauvaise utilisation.

Des courbes de décharge furent établies par plusieurs membres constructeurs de la Commission et,

fin 1954, le Général Wiener, Président du C.E.B. et Président Général du C.N.B.E., proposait de soumettre, au Laboratoire Central d'Electricité, le problème des essais de lampes sous tension constante à + ou - 1 %.

Mr. le Professeur Morren, Directeur du Laboratoire s'étant montré d'accord, le programme définitif des essais était arrêté en juin 1955 et l'approvisionnement en batteries et ampoules fut aussitôt réalisé.

Le rapport des essais, remis à la Commission par le Laboratoire Central, ne pouvant être reproduit tel quel in extenso, nous le résumons ci-après.

Spécification des échantillons.

Un total de 170 ampoules pour lampes de mine, de provenances diverses, a été confié au Laboratoire Central d'Electricité, pour permettre d'effectuer les essais demandés, à savoir :

Lots	Lampes	Tension nominale	Courant nominal
lot 1	25	2 V	0,85 A
lot 2	25	2 V	0,90 A
lot 3-4-5	3 × 25	4 V	0,80 A
lot 6	25	4 V	0,46 A
lot 7	8	2 V	0,90 A
lot 8	6	2,6 V	1,50 A
lot 9	6	2,6 V	1,75 A

Toutes ces ampoules sont à remplissage gazeux, sauf celles du lot n° 7 qui sont du type à vide. Les ampoules des lots 1 et 9 sont claires ; les autres sont satinées intérieurement.

Neuf lots d'accumulateurs de diverses provenances, neufs ou usagés, associés aux lots d'ampoules, ont également été fournis.

Lots	Type	Tension nominale	Capacité	Lot ampoules
lot A	alcalin-neuf	2,5 V	15 Ah	8
lot B	alcalin-usagé	2,5 V	15 Ah	8
lot C	plomb-usagé	2 V	9 Ah	1
lot D	plomb-usagé	4 V	8 Ah	3-4-5
lot E	plomb-usagé	2 V	9 Ah	2,7
lot F	alcalin-neuf	2,5 V	17,5 Ah	9
lot G	alcalin-usagé	2,5 V	17,5 Ah	9
lot H	alcalin-neuf	2,5 V	17,5 Ah	9
lot I	alcalin-usagé	2,5 V	17,5 Ah	9

Les types, tant de lampes que d'accumulateurs, peuvent être considérés comme représentatifs des modèles alimentant le marché actuel.

But des essais et méthode utilisée.

Les essais ont essentiellement pour but de cerner de plus près le problème de la durée de vie des lampes alimentées par accumulateurs. Ils doivent nécessairement débiter par l'examen photométrique des lots de lampes de façon à définir les caractéristiques moyennes de ces dernières et à permettre la constitution d'échantillonnages représentatifs.

Quant à la conduite de l'essai de durée de vie, la méthode directe consistant à faire brûler les lampes sur les accumulateurs a dû être exclue parce que absolument prohibitive à tous points de vue. Aussi, s'est-on arrêté à la méthode indirecte suivante qui allie à une simplicité relative, l'avantage d'une souplesse d'information beaucoup plus grande. Cette méthode repose sur la connaissance de la durée de vie L des lampes en fonction de la tension d'alimentation U .

Si, pour chaque type, on connaît la relation $L = f(U)$ et si, d'autre part, on détermine, pour

l'accumulateur qui y correspond, la courbe de décharge de type $U = \varphi(t)$, il devient possible de calculer la durée de vie des lampes fonctionnant sur batterie.

La méthode en question appelle, toutefois, les commentaires suivants :

a) Pour toutes les lampes à incandescence, la relation $L = f(U)$ prend la forme d'une exponentielle à exposant négatif élevé. En raison de la forte dispersion dans la durée de vie des lampes d'un même lot, la détermination précise de l'exposant demande l'exécution d'essais sur un très grand nombre d'échantillons.

Il ne pourrait bien entendu s'agir d'une telle détermination, mais d'un contrôle destiné à vérifier si, globalement, les valeurs des exposants admises pour les lampes d'usage général (éclairage ordinaire, tensions usuelles des réseaux) restaient applicables aux lampes de mines. Ces valeurs, bien connues, sont de -13 pour les types à vide et de -14 pour ceux à remplissage gazeux.

b) Le contrôle précité s'est effectué comme suit.

À la suite des mesures photométriques initiales, on a constitué dans chacun des lots qui le permettaient (c'est-à-dire les 6 premiers, forts chacun de 25 lampes) deux échantillonnages de 10 ampoules chacun, qui ont été soumis à l'essai de durée sous tension stabilisée, ajustée respectivement à 100 % et à 105 % de la valeur nominale.

Pour ne pas prolonger indûment les essais jusqu'à l'extinction de la dernière lampe, on a considéré comme durée moyenne de chaque essai, la durée obtenue au moment où la moitié des lampes, soit 5, a cessé de fonctionner. (La photométrie des lampes restantes permet alors de vérifier si la durée obtenue est réellement « utile », c'est-à-dire si le coefficient d'efficacité lumineuse reste suffisant et, en tout état de cause, d'apprécier la réduction).

Si l'exposant -14 est valable, la moyenne du logarithme des rapports des durées L_0 sous 100 % et des durées L_{105} sous 105 % multipliées par 1,98 (facteur égal à $(1,05)^{14}$) doit être voisine de zéro.

On encore, si m est la moyenne des logarithmes des rapports L_0/L_{105} , l'exposant n le plus probable sera donné par le quotient de m par $\log 1,05$.

c) Quelle que soit la valeur n de l'exposant précité, il reste à déterminer la durée de vie des lampes fonctionnant sur accumulateurs, lorsqu'on connaît la courbe de décharge $U = \varphi(t)$ de ceux-ci et la durée L_0 des lampes sous tension nominale.

Un intervalle élémentaire dit sous tension U correspond à un intervalle dt_0 sous tension U_0 tel que

$$\frac{dt_0}{dt} = \left(\frac{U}{U_0} \right)^n$$

À un cycle de durée T correspond donc une durée équivalente

$$T_0 = \int_0^T \left(\frac{U}{U_0} \right)^n dt$$

et la lampe pourra subir un nombre de cycles donné par L_0/T_0 .

Sa durée théorique effective L sera finalement donnée par

$$L = \frac{L_0}{T_0} T = \frac{L_0 T}{\int_0^T \left(\frac{U}{U_0} \right)^n dt}$$

Résultats.

Mesures photométriques initiales sur les ampoules.

Ces mesures ont été effectuées après un vieillissement de 1/2 heure sous tension nominale, par la méthode de la sphère intégratrice équipée d'une photopile adaptée à la courbe de sensibilité spectrale C.I.E.

Sans entrer dans le détail de chaque essai, nous donnerons, pour chaque lot, les valeurs moyennes obtenues.

Lots	Tension V	Puissance W	Flux en lm	Coefficient lm/w
1	2	1,77	9,6	5,45
2	2	1,79	9,6	5,25
3	4	3,16	33,4	10,55
4	4	3,25	39,6	12,20
5	4	3,16	37,3	11,80
6	4	1,76	12,5	7,10
7	2	1,77	9,45	5,35
8	2,6	3,90	36,—	9,20
9	2,6	4,62	37,8	8,20

Remarque : Cinq des lampes du lot n° 7 sont parvenues au laboratoire après une durée de fonctionnement inconnue.

Essai de durée de vie.

Seuls les lots comportant un minimum de 20 lampes peuvent être utilement soumis à cette épreuve (lots n° 1 à 6).

Pour chacun de ces lots, deux échantillonnages de 10 lampes chacun sont soumis à l'épreuve de durée sous tension stabilisée à respectivement 100 % et 105 % de la tension nominale des lampes. Les lampes subissent quotidiennement deux interruptions d'un quart d'heure.

Lots	Essai sous 100 % Un	Essai sous 105 % Un	
	Durée moyenne probable (heures)	Durée	Heures équivalentes
1	1158	453	897
2	1712	906	1794
3	1352	280,5	556
4	176	115	229
5	149	210,5	417
6	874	446,5	884

Les heures équivalentes sous tension nominale, renseignées à la suite des moyennes obtenues sous 105 % Un, sont calculées sur la base de l'exposant 14.

Bien que certains résultats paraissent alarmants, la moyenne générale justifie cette valeur de l'exposant.

En effet, la valeur moyenne du logarithme du rapport des durées équivalentes ainsi obtenues sous les deux tensions, est de $-0,015$ correspondant à un rapport moyen 0,965 donc très voisin de l'unité théorique.

L'exposant calculé le plus probable est 13,3.

Vu les conditions des essais, il n'y a aucune raison de se départir des valeurs classiques admises pour l'éclairage général.

Mesures photométriques sur les lampes restant à l'issue de l'épreuve de durée.

Ces mesures sont reprises sous la tension nominale des lampes.

Lampes ayant fonctionné sous 100 % Un				Lampes ayant fonctionné sous 105 % Un		
Lots n°	Puissance W	Fl. lum. lm	Coeff. eff. lm/w	Puissance W	Fl. lum. lm	Coeff. eff. lm/w
1	Moyenne 1,61	8,5	5,3	Moyenne 1,66	8,75	5,25
2	» 1,62	7,3	4,5	» 1,68	7,9	4,7
3	» 2,98	26,—	8,75	» 3,03	28,2	9,3
4	» 3,15	36,8	11,65	» 3,08	33,6	10,85
5	» 3,08	33,6	10,85	» 3,07	33,6	10,95
6	» 1,65	4,85	2,95	» 1,64	5,15	3,15

Courbes de décharge type des accumulateurs.

La courbe de décharge type des différents accumulateurs a été relevée dans chaque cas avec une lampe appropriée du point de vue, non seulement de la tension nominale, mais également de la capacité nominale de l'accumulateur.

Chaque lampe utilisée a été prélevée dans les lots présentés pour les essais photométriques et choisie en fonction des caractéristiques moyennes de chaque lot. Le relevé de la courbe de décharge de l'accumulateur est répété jusqu'à l'obtention d'un

cycle de charge et décharge suffisamment reproductible. La charge de l'accumulateur est effectuée dans tous les cas sous un courant d'une valeur en ampères égale au dixième de la capacité nominale exprimée en ampères-heure (Ah).

Pour les essais de décharge type, les associations lampes/batteries ont été celles indiquées sous la rubrique « Spécification des échantillons ».

Après plusieurs cycles de charges et décharges, le régime de décharge se stabilise et correspond aux diagrammes représentés aux figures 1, 2 et 3.

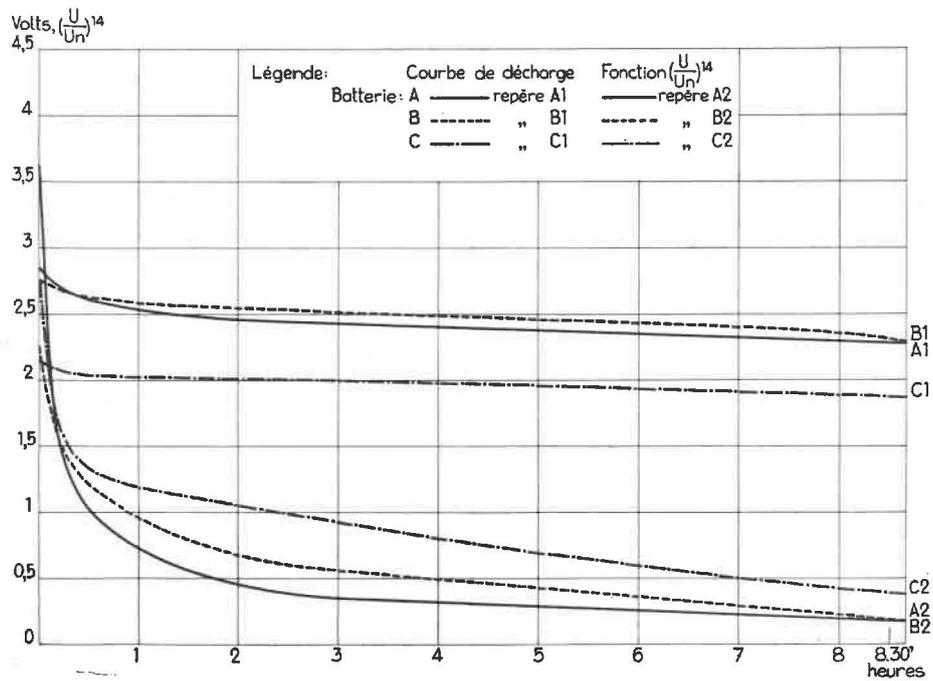


Fig. 1.

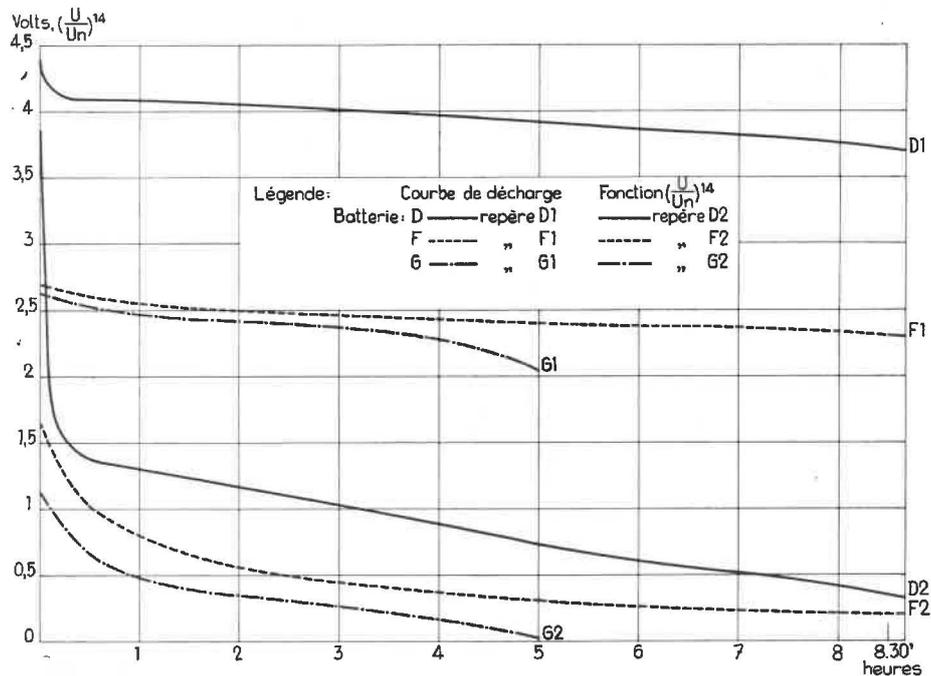


Fig. 2.

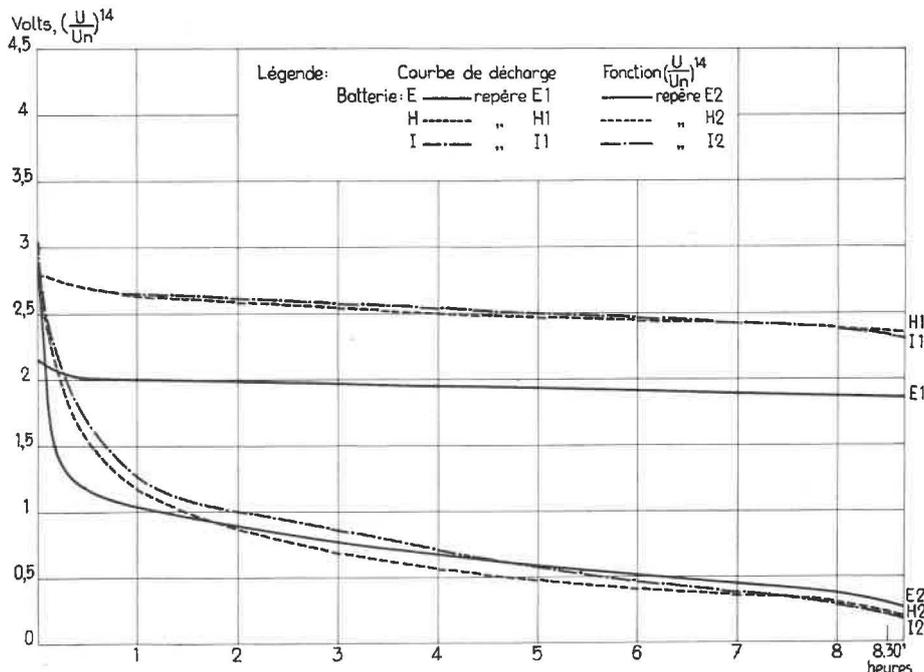


Fig. 5.

Sur ces diagrammes, on a, de plus, fait figurer les courbes, représentant la fonction $(U/U_n)^{14}$ où U_n est la tension nominale de la lampe associée (courbes d'indice 2).

Par planimétrie, on obtient les intégrales

$$\int_0^T \left(\frac{U}{U_n}\right)^{14} dt = kT$$

en désignant par k le facteur par lequel il faut multiplier la durée T d'un cycle normal de décharge pour obtenir la durée équivalente de fonctionnement de la lampe sous tension nominale. Le facteur inverse $1/k$ est donc celui par lequel il faudra multiplier la durée de vie de la lampe sous tension nominale pour obtenir sa durée sous le régime de tension correspondant à son alimentation par batterie.

Les calculs conduisent aux résultats suivants :

Batterie	Durée de décharge utile T	Facteurs	
		k	1/k
A	8 h 30 min	0,42	2,38
B	»	0,56	1,79
C	»	0,83	1,20
D	»	0,90	1,11
E	»	0,72	1,40
F	»	0,46	2,17
G	5 h	0,35	2,86
H	8 h 30 min	0,68	1,48
I	»	0,77	1,29

Compte tenu des associations lampes-batteries prévues, on obtient donc les durées calculées de vies ci-après sur la base de la moyenne des durées expérimentales sous U_n et équivalente sous $1,05 U_n$.

Vu que les lots 7 à 9 n'ont pas comporté un nombre suffisant de lampes pour l'exécution d'essais de vie, on ne peut que reprendre à leur sujet le coefficient de majoration $1/k$ de la durée sous tension nominale d'alimentation. Quant au lot 6, il pose un cas spécial. C'est en effet une lampe de 4 V à consommation réduite (0,46 A) par rapport aux autres lampes de 4 V constituant les lots 3, 4 et 5, lesquelles absorbent un courant de 0,8 A et, pour ce

Lot de lampes	Batterie	Durée de vie	
		sous U_n	sur batterie
1	C	1027	1230
2	E	1753	2460
3	D	954	1050
4	D	202	225
5	D	283	315
6	hyp. 5 Ah	879	975
6	D	879	780
7	E	—	× 1,40
8	A	—	× 2,38
8	B	—	× 1,79
9	F	—	× 2,17
9	G	—	× 2,86 (*)
9	H	—	× 1,48
9	I	—	× 1,29

(*) Par tranches de 5 h d'utilisation.

lot 6, il n'a pas été remis d'accumulateurs à jume-
ler. Si l'accumulateur correspondant était de capa-
cité proportionnellement réduite (5 Ah par exem-
ple), on pourrait supposer le même régime de dé-
charge que pour la batterie D et adopter les mêmes
coefficients.

Si par ailleurs on supposait l'emploi sur batterie
D, une bonne approximation serait fournie par un
changement de l'échelle de temps de la courbe de
décharge pour tenir compte de la réduction de con-

sommation. On serait ainsi conduit à $k = 1,12$ et
 $1/k = 0,89$. Finalement, le tableau s'établit comme
il est indiqué au bas de la page 378.

Rappelons que, à l'exception de la batterie G,
toutes les tranches d'utilisation se rapportent à une
journée de travail de 8 h 30 min.

Il y a également lieu de rappeler en conclusion
les réserves concernant les différences de conditions
de fonctionnement en laboratoire et d'utilisation au
fond d'une mine qui confèrent principalement aux
essais une valeur comparative.

Le nouvel établissement de recherches minières de la Ruhr (*)

Le 27 septembre 1958 ont eu lieu l'inauguration du nouvel établissement de recherches des charbonnages de la Ruhr et l'installation officielle de la « Bergbau-Forschungsanstalt G.m.b.H. » (Société à responsabilité limitée pour la Recherche Minière).

Dès l'année 1940, les dirigeants de l'ancienne société pour la technique charbonnière (Gesellschaft für Kohlentechnik m.b.H.) avaient envisagé de centraliser les organismes de recherche de la Ruhr dans un nouvel établissement ; les circonstances résultant de la guerre ayant empêché la mise à exécution de ce projet, l'étude en fut reprise en 1953 par le Steinkohlenbergbauverein.

Dès le début de 1955, un premier crédit de 9 millions de DM était voté en vue de la réalisation d'une première tranche de travaux. Il a été complété par un second crédit de 5,2 millions de DM, qui a permis d'achever la réalisation de l'ensemble du projet.

Le nouvel établissement est situé à Essen-Kray, en bordure de l'autoroute Essen-Dortmund. Il occupe un terrain de 5 hectares et un terrain attenant, de même surface, a été réservé pour des extensions éventuelles.

Pour limiter les risques de dégâts miniers, les locaux sont répartis en différents bâtiments qui sont eux-mêmes subdivisés en sections indépendantes dont la longueur n'excède pas 20 à 30 m. Les bâtiments sont construits sur des semelles prévues pour résister à des efforts de traction. Ils sont reliés entre eux par des galeries établies en sous-sol, dans lesquelles sont installés les canalisations d'eau, de gaz et d'air comprimé, le réseau de chauffage et les câbles électriques.

L'ensemble actuellement réalisé comporte 8 bâtiments principaux :

- un bâtiment central
- un institut de chimie
- un institut de physique

- six halls d'essais industriels groupés deux à deux
- un hall pour l'étude expérimentale de la ventilation des mines
- une centrale thermique.

A cela viennent s'ajouter quelques annexes de moindre importance : laboratoire des hautes pressions, laboratoire d'étude des isotopes, garages et conciergerie.

Du fait de la pente naturelle du terrain, le rez-de-chaussée des bâtiments principaux se trouve au niveau du sol, côté façade, alors que le sous-sol est de plein pied avec les terrains environnants vers l'arrière et sur les côtés.

Le bâtiment central est une haute construction de sept étages qui groupe les bureaux administratifs et les services communs. En sous-sol se trouvent la centrale téléphonique, les avertisseurs d'incendie et les tableaux de commande des éclairages de secours. En raison des charges qu'elles constituent, les bibliothèques et salles de lecture ont été groupées au rez-de-chaussée.

Au deuxième étage, on trouve une salle de réunion pour 50 personnes et, au cinquième, une salle de 200 personnes qui s'étend sur deux hauteurs d'étages et qui est également destinée à servir de cantine.

L'institut de chimie est un bâtiment de 15 m de largeur et 60 m de longueur, qui comporte un sous-sol et 3 étages. Chacun d'eux abrite quatre grands laboratoires et une série de pièces plus petites : bureaux, salles de balances, etc...

Les portes et fenêtres sont en bois et le sol des laboratoires est couvert de chlorure de polyvinyle. Le sous-sol est réservé pour une série de services accessoires : atelier de soufflage de verre, laboratoire de photographie centrale d'aéragé par air pulsé, sous-stations et vestiaires.

Les bureaux et salles de balances sont chauffés par radiateurs ; tous les laboratoires reçoivent de l'air conditionné, cet air est évacué par les hottes de manipulation chimiques qui sont maintenues en dépression par des ventilateurs à garniture anti-acides, situés au niveau des toits. L'installation est prévue pour renouveler l'air des laboratoires 10 fois par heure.

(*) « Die neue Forschungsanstalt des Steinkohlenbergbaus » par Dr. Ing. REERINK et Regierungsbauassessor a.D. G. FEHLEMANN, Glückauf, 27 septembre 1958, p. 1430/1445.

« Die Einweihung der Forschungsanstalt des Steinkohlenbergbaus », Glückauf, 20 décembre 1958, p. 1853/1861.

L'institut de physique occupe un bâtiment de trois étages de 45 m de longueur, comportant également une installation de conditionnement d'air.

Des conduites d'eau, de gaz et d'air comprimé sont prévues dans tous les laboratoires ; chacun d'eux comporte, au surplus, un tableau électrique principal et un tableau secondaire permettant différents branchements en courant continu ou alternatif. Un important réseau de transmission relie les laboratoires et les bureaux pour permettre des mesures à distance.

extensions, de manière à se trouver au centre de gravité du complexe lorsque celui-ci aura atteint son développement final.

L'installation de chauffage central comporte une chaudière de 2.250.000 kcal/h, alimentée au coke, et une chaudière à gaz de 1.500.000 kcal/h.

La centrale de production de vapeur dispose d'une unité de 200 kg/h et une de 1.000 kg/h.

Toutes deux sont timbrées à 25 Atü et chauffées au gaz.

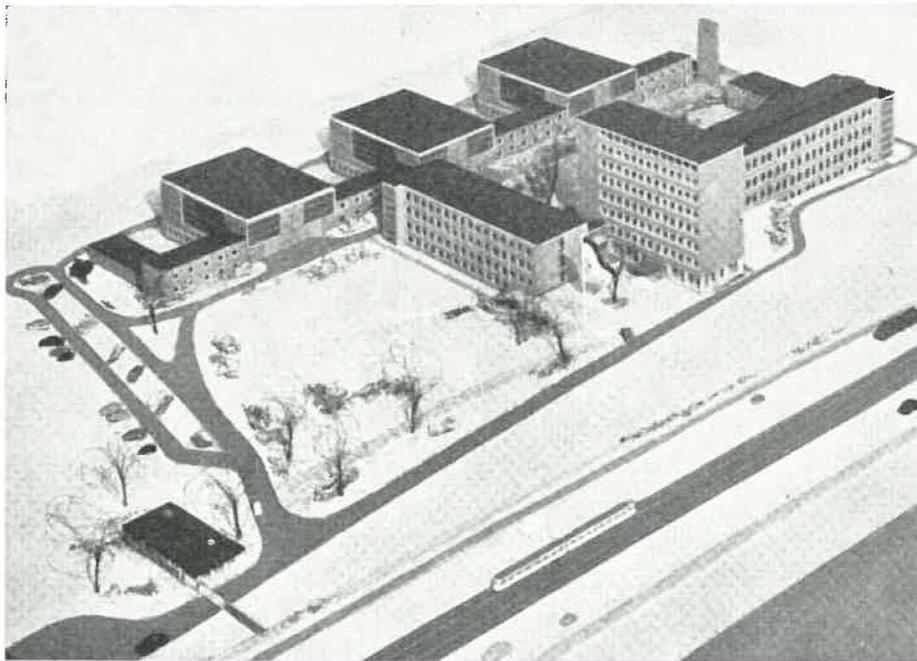


Fig. 1. — Vue de face de la maquette.

Les six halls semi-industriels totalisent un volume de 33.000 m³.

Chacun d'eux a 32 m de longueur, 12 m de largeur et 10 m de hauteur, les manœuvres y sont assurées par des ponts roulants de 3 tonnes.

Les murs latéraux comportent de larges surfaces vitrées ; le chauffage est réalisé par radiateurs et aérothermes.

Chaque hall comporte un sous-sol de 3,50 m de hauteur, accessible aux camions par la face arrière des bâtiments et destiné à abriter de petits ateliers, des laboratoires et des chambres de travail ; au même niveau se situent les vestiaires et les bains-douches, installés dans de petits bâtiments intermédiaires qui assurent la liaison entre les différents halls.

En plus de leurs réseaux d'eau, de gaz, d'air comprimé et d'électricité, trois des halls semi-industriels sont pourvus de conduites de distribution de vapeur à 4 et 25 atm.

L'emplacement de la centrale de chauffage a été choisi en tenant compte des terrains réservés aux

Deux appartements sont annexés à la centrale thermique pour le logement du personnel de surveillance.

La construction du nouveau centre de recherches a débuté en mai 1956 pour être achevée vers la fin de l'année 1958. 150 firmes ont participé aux travaux qui ont coûté 160.000 journées d'ouvriers.

La « Bergbau-Forschungsanstalt G.m.b.H. », à laquelle a été remis le nouvel établissement de recherche, succède à l'ancienne « Gesellschaft für Kohlentechnik » ; son champ d'activité est cependant sensiblement plus vaste et divers organismes s'occupant des recherches sur la silicose (Hauptstelle für Staub und Silikosebekämpfung) et sur la ventilation des mines (Forschungsstelle für Grubenbewetterung) ont été regroupés dans les nouveaux locaux.

Le nouvel établissement de recherches, qui a été placé sous la direction du Pr.-Dr. Grossinsky et des Dr. Reerink et Reintges, groupe actuellement 275 personnes dont 60 universitaires et 130 techniciens.

Deux sections principales ont été prévues, dont l'une traite des questions de technique minière et l'autre de la valorisation du charbon.

Dans chaque section, des groupes de travail sont constitués pour l'étude des problèmes posés par l'industrie charbonnière ou pour le développement des recherches fondamentales. Le département de physique comporte des groupes de travail pour l'étude des techniques de mesure et de régulation et pour l'étude pétrographique et minéralogique des houilles. Dans ses laboratoires sont traités les problèmes de microscopie électronique, de mesure des surfaces internes par adsorption gazeuse, d'études structurales des houilles par diffraction des rayons X et par thermoanalyse différentielle.

Les problèmes généraux de ventilation peuvent être étudiés par analogie électrique dans deux vastes salles équipées à cet effet. On peut également recourir à des modèles réduits en tunnels aérodynamiques ou en milieu liquide.

Le hall n° 3 est destiné à l'essai des machines et du matériel minier, à l'étude des pressions de terrain sur modèles réduits et à l'expérimentation du matériel de lutte contre les poussières.

Le hall n° 4 est réservé aux études chimiques au stade semi-industriel.

Le hall n° 5 comporte des fours de carbonisation de 80, 200, 270 et 300 kg de capacité, ainsi que le matériel nécessaire à l'étude des propriétés mécaniques des charbons et des coques.

Le hall n° 6 est consacré à la préparation mécanique du charbon et à l'étude de l'agglomération.

De très nombreuses personnalités ont pris la parole à l'inauguration du nouvel établissement de recherches, et notamment :

— le Dr. F. Blücher, Ministre représentant la C.E.C.A.,

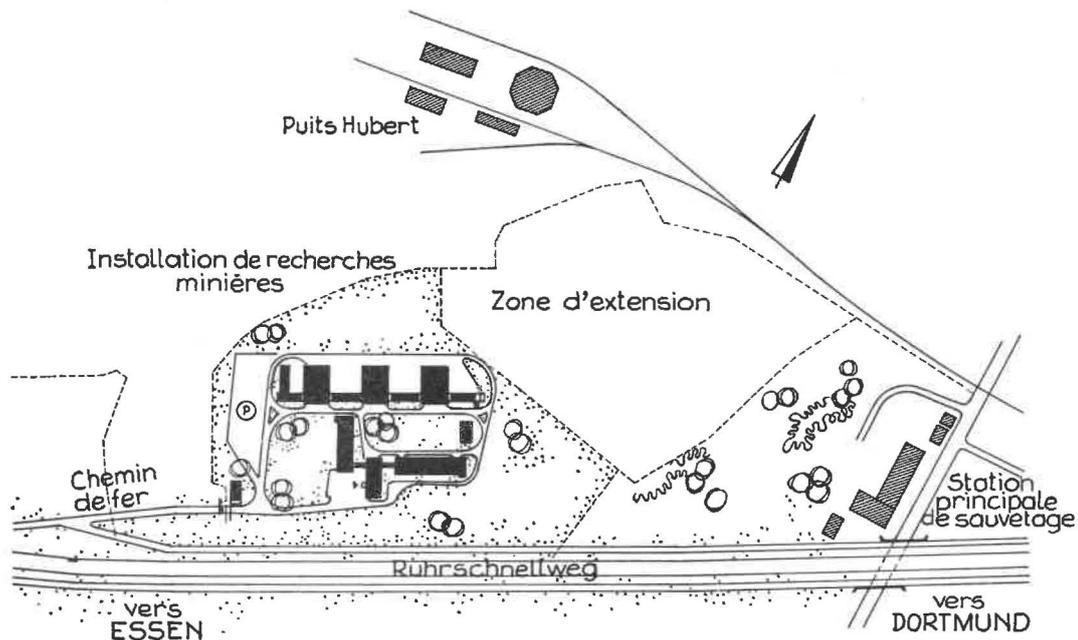


Fig. 2. — Implantation.

D'autres groupes de travail s'occupent du climat, des dégagements de grisou et de la lutte contre les poussières.

Le département de chimie est orienté vers les problèmes d'analyse et de valorisation chimique de la houille et de ses dérivés.

Le département d'essais des matériaux et des machines occupe les 3 premiers halls semi-industriels.

Le premier est équipé d'une machine universelle pour essais jusqu'à 200 tonnes, d'une machine d'essais avec pulsation de fréquence réglable, d'une presse de 500 tonnes, d'un pendule de rupture par choc, de divers autres appareils d'étude des matériaux.

Le hall n° 2 est occupé par l'atelier de mécanique.

— le Dr. W. Schütz, représentant le Gouvernement fédéral,

— le Bergassessor W. Tengemann et le Bergwerksdirektor Dr.-Ing. H. Broche, représentant le Steinkohlenbergbauverein,

— le Pr. Dr.-Ing. C.H. Fritzsche, représentant des hautes écoles, et

— le Bourgmestre W. Nieswandt, représentant la ville d'Essen.

Le Dr.-Ing. W. Reerink, parlant au nom du nouvel organisme, a fait un bref historique du développement de la recherche minière en Allemagne. Il a ensuite souligné l'étendue des problèmes qui se posent à l'industrie houillère, en insistant sur le désir de collaboration du nouvel institut avec les orga-

nismes de recherche des universités et des hautes écoles.

Les jeunes industries du pétrole et de la pétrochimie, plus ouvertes aux idées neuves et au progrès scientifique, ont montré la voie à suivre pour l'organisation méthodique des recherches. Le nouvel établissement pourra s'inspirer des mêmes méthodes pour aider l'industrie charbonnière à résoudre ses problèmes et mettre à sa disposition le fruit

des découvertes scientifiques les plus récentes ; il dispose de tous les éléments nécessaires au succès : des moyens en hommes et en matériel, un esprit d'équipe et de coopération et des conditions matérielles qui assurent la joie au travail.

Le Dr. Reerink termine son exposé en remerciant les dirigeants du Steinkohlenbergbauverein et tous les organismes officiels et privés qui ont contribué à la réalisation du nouvel établissement.

La chargeuse-benne sur pneus de la firme Atlas-Copco

Nouvel engin de chargement en voie de chantier (*)

H. van DUYSE

Ingénieur à Inchar.

I. Généralités.

1. Conditions de gisement.

Le gisement est constitué de couches de charbon à coke, disposées en plateaux mais coupées et rejetées par des failles radiales.

Les morts terrains ont une épaisseur de 350 m.

La pente des couches est de 8 à 12°.

La teneur en matières volatiles varie de 26 à 28 %.

La mine est peu grisouteuse ; la teneur en méthane des courants d'air de ventilation est toujours inférieure à 0,5 %.

Le siège a été mis en activité en 1953.

Les installations de surface ont été entièrement renouvelées après la guerre.

Les deux niveaux d'exploitation sont situés à 400 et 500 m de profondeur.

La distance moyenne des tailles au puits est de 2.000 m.

Les puits d'entrée et de retour d'air ont 7,40 m de diamètre utile. Le puits d'entrée est équipé de deux machines Koepe avec commande entièrement automatique.

L'extraction du charbon est assurée par skips (Demag).

Le puits de retour d'air est équipé d'une seule machine Koepe et peut en recevoir une seconde.

2. Abatage.

L'ouverture des couches varie de 0,80 à 2,20 m et l'ouverture moyenne est de 1,50 m, ce qui assure des conditions très favorables pour la mécanisation et l'électrification de l'exploitation.

La couche de 2,20 m d'ouverture a par contre un très mauvais toit, ce qui entrave la mécanisation des chantiers ouverts dans cette couche.

Environ 60 % de la production s'effectuent au marteau-piqueur.

Il y a en service 3 rabots et 5 abatteuses-chargeuses à tambour Eickhoff.

Un essai est en cours avec le mineur Dosco et un convoyeur Westfalia. Cette machine, qui travaille par brèche montante, est pourvue d'une tête coupante analogue au mineur continu Joy. Elle est équipée de 7 chaînes de havage armées de pics qui rejettent le charbon sur un convoyeur transversal et celui-ci le déverse sur le convoyeur de taille.

Le rendement de cette taille est de 9 tonnes.

Le transport général est assuré par berlines de 3.500 litres, tirées par des locomotives à trolley.

3. Rendement.

Le nombre total d'ouvriers présents est de 2.700 hommes, dont environ 8 % d'étrangers.

Il y a 14 tailles en activité donnant une production totale de 8.000 tonnes nettes par jour.

Le rendement chantier est de 5,5 tonnes.

Le rendement fond est de 3,3 t/h.

Le rendement fond et surface est de 2,9 à 3 t/h.

Le rapport charbon brut/charbon net est de 1,36.

II. Creusement d'une voie de chassage en veine.

A. Chantier visité.

La galerie visitée servira de voie de pied pour l'exploitation d'un panneau, par la méthode rabatante, dans une couche de 0,90 m d'ouverture.

Les déblais sont déversés par la chargeuse sur un convoyeur blindé qui, à son tour, débite sur un con-

(*) Compte rendu d'une visite effectuée au siège de Pattberg des Charbonnages de Rheinpreussen dans le bassin de la Ruhr, le 24 octobre 1958, en compagnie de plusieurs ingénieurs belges.

voyeur à écaïlles qui aboutit à un descenseur de 80 m de hauteur. Au pied du descenseur, les pierres et le charbon sont chargés en berlines à l'étage d'extraction de 500 m.

Le convoyeur à écaïlles est prolongé à mesure du creusement de la voie et servira pour l'évacuation du charbon lors de la mise en activité de la taille.

La pente de la galerie peut varier de 8 à 12°, mais est plus généralement de 8°.

Le terrain est constitué par des bancs de schistes et par une couche de charbon dont l'ouverture moyenne est de 90 cm. Le toit de cette couche est très bon.

Pour ne pas entailler le toit, on maintient la couche à couronne de la voie et le soutènement est constitué de portiques trapézoïdaux dont le chapeau est placé en contact avec le toit.

La section utile de la voie est de 9 m².

La pression d'air comprimé est de 5 kg/cm².

L'attelée comporte 2 hommes à front à chaque poste et un troisième à l'arrière qui surveille les divers engins de transport et amène le matériel aux deux hommes des fronts.

Cette équipe réalise un avancement de 2,40 m par poste.

B. Description et caractéristiques de la chargeuse utilisée.

Les déblais sont chargés au moyen d'une chargeuse Atlas-Copco T 2 G.

Cette machine, combinaison de la chargeuse et du wagonnet, assure à la fois le chargement des terres et le transport de celles-ci vers l'arrière. Elle est montée sur pneus et a été mise au point en Sardaigne par la Société Minière de Montevecchio.

Il existe deux types : la T 2 G et la T 4 G dont les caractéristiques sont reprises au tableau I et à la figure 1.

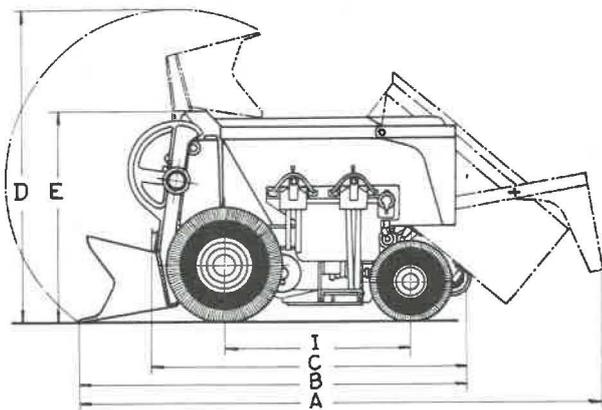


Fig. 1. — Dimensions d'encombrement de la chargeuse-benne sur pneus Atlas T 2 G.

TABLEAU I.
Caractéristiques des 2 chargeuses.

Type	T 2 G 21	T 4 G 21
Capacité } du godet de la benne	120 litres	270 litres
	0,7 m ³	1,6 m ³
Moteur de godet, puissance à 6 kg	11 ch	13 ch
Moteur de traction, puissance à 6 kg	8 ch	2 × 6,2 ch
Vitesse de déplacement	1,5 m/sec	1 m/sec
Pression de travail	5-7 kg/cm ²	5-7 kg/cm ²
Pente maximum susceptible d'être gravie à pleine charge	1 : 6	1 : 6
Poids net	2000 kg	3500 kg
Rayon de braquage	2,35 m	5,50 m
Roues directrices	8,25 × 10"	10,50 × 16"
Roues motrices	6,00 × 9"	7,50 × 10"

Encombrement	T 2 G	T 4 G
A	3260 mm	4390 mm
B	2500	3280
C	2150	2582
D	2070	2600
E	1360	1700
I	900	1530

Ces deux types de chargeuse déversent les déblais au niveau du sol (fig. 2).



Fig. 2. — Vue de la chargeuse T 2 G en cours de déchargement dans un puits

On vient de mettre au point le modèle T 2 G H (fig. 3) qui permet le déchargement de la benne à 46 cm au-dessus du sol. Cette machine peut ainsi déverser les déblais sur un convoyeur blindé sans obligation d'édifier un talus ou de creuser une tranchée pour la poulie de retour du convoyeur.

L'encombrement en largeur de la chargeuse est de 1,46 m avec marchepied et de 1,20 m sans marchepied.

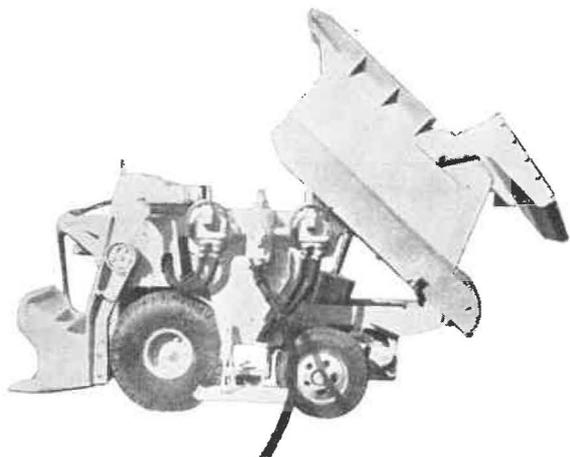


Fig. 3. — Vue de la chargeuse modifiée T2GH en position de déchargement.
(La cote de déchargement est relevée de 0,40 m).

Sa hauteur est de 1,56 m, mais la hauteur minimum pour le chargement est de 2,07 m.

La vitesse de translation est de 1,50 m/s. La distance entre le front et le point de déversement était de 10 m le jour de la visite. Cependant, par suite de la pente du talus, nécessaire pour le déversement sur le convoyeur blindé, la durée de trajet aller et retour était de 15 secondes.

La machine est alimentée en air comprimé par un flexible de 37 mm de diamètre.

Du fait que la chargeuse est montée sur pneus, elle peut rouler sans inconvénient sur le flexible d'alimentation. Les pneus sont gonflés en surface à une pression de 6 kg/cm² ; pour assurer le maintien de cette pression, un gonfleur spécial est utilisé dans le fond.

Le prix d'une roue complète est de 10.000 F.

Depuis le début de l'utilisation de cette machine, il n'y eut que deux pneus crevés par accident.

Pour faciliter le transport des machines dans les galeries fond, celles-ci peuvent être démontées en pièces aisément manipulables ; la benne basculante peut être séparée en deux pièces dans le sens de la longueur.

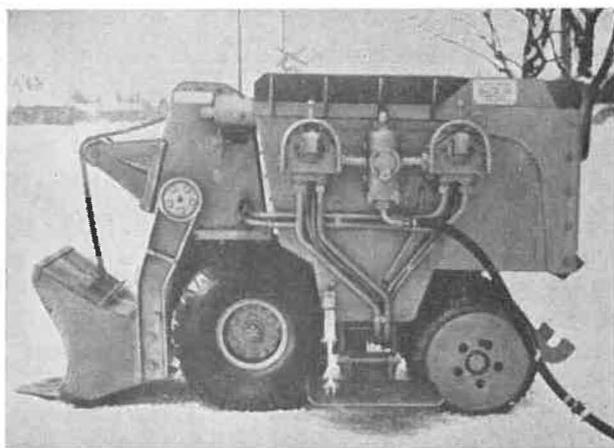


Fig. 4. — Poste de commande de la T2G.

Les commandes sont identiques pour les deux modèles et disposées sur le côté gauche de la machine (fig. 4). Les marches avant et arrière, la direction et le mouvement de chargement sont commandés par deux leviers seulement. Pour éviter toutes manœuvres intempestives sur la chargeuse à l'arrêt, les commandes peuvent être bloquées à leur position point mort. De plus, une soupape de décharge placée sur la chargeuse permet de couper instantanément l'alimentation en air comprimé.

Les moteurs de traction et de relevage du godet de la T2G sont à palettes, ceux de la T4G sont à pistons.

Les grandes roues avant sont motrices, tandis que les petites roues arrière sont directrices.

Le moteur de traction est commun aux deux roues motrices pour la T2G, tandis que chaque roue motrice est actionnée par un moteur propre dans la T4G.

Sur la T2G, une seule chaîne de relevage roulant sur poulie folle permet les manœuvres du godet. Les relevages et abaissements du godet de la T4G se font au moyen de deux chaînes de relevage s'enroulant sur des cerceaux.

L'admission d'air comprimé est munie d'un filtre. Un graisseur de ligne lubrifie les différents organes de la chargeuse.

La caisse-benne est munie d'un bras manœuvrant la paroi arrière et de 4 petites roues roulant sur deux glissières (fig. 5). Les mouvements avant et

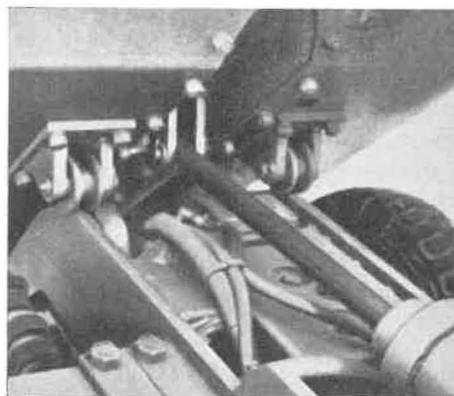


Fig. 5. — Vue des glissières de roulement de la benne avec deux des roues guides et le bras pousseur. Tous ces organes sont situés sous la benne.

arrière de la caisse sont commandés par un petit cylindre à air comprimé. La forme des glissières est telle que la caisse bascule dès qu'elle sort de la chargeuse. La paroi arrière se soulève et permet une vidange rapide de la caisse.

Le bac, en forte tôle soudée, avec angles renforcés, repose sur quatre poulies à gorge, montées sur roulement avec poussoir pneumatique protégé par la benne.

Au basculement, la paroi arrière de la benne se trouve automatiquement relevée par l'action d'un

levier. Cette manœuvre permet, en cas de déversement dans un puits ou de stockage en contre-bas, d'effectuer le basculement sans être obligé d'amener la chargeuse au bord de l'orifice ou de la berge. De plus, elle assure une faible hauteur de chute, ce qui diminue la formation de poussière.

Cette chargeuse, d'une très grande mobilité, est libérée de la servitude des rails et peut être utilisée dans des montages et descenderies d'une inclinaison inférieure à 12° . Elle est indépendante de la largeur de la galerie et de l'écartement du raillage.

Le grand diamètre des roues et leur surface portante, l'important entr'axe et la bonne répartition du poids permettent de travailler avec l'engin, même sur un sol mou, sans perte de vitesse ni de mobilité.

Cette chargeuse donne également la solution du chargement des pierres dans les grandes excavations, tels les accrochages, les salles de pompes, etc...

C. Organisation du travail.

1. Forage.

Pour ne pas entraver l'avancement de la voie, le charbon et les pierres sont chargés simultanément. Le traçage est donc considéré comme un bouveau.

Au début du creusement de cette galerie, on forait et on minait la section entière en une seule volée. Les résultats de cette méthode se sont avérés peu favorables ; il y eut de fréquents renversements de cadres (un tir a même provoqué le culbutage de 15 cadres) et on constata l'existence de nombreux culots de mine.

A la suite de ces difficultés, il a été décidé de séparer le creusement de l'avant-bouchon du reste du minage.

Cet avant-bouchon est toujours creusé une passe en avant du reste de la section. Cette méthode a fortement favorisé et amélioré l'efficacité du tir.

Comme le charbon n'est pas dur, les ouvriers creusent le bouchon au moyen du marteau-piqueur. La profondeur de cet avant-trou est de 2,70 m.

Le plan de tir comporte le forage de 6 trous dans le charbon et de 12 trous dans le schiste (fig. 6).

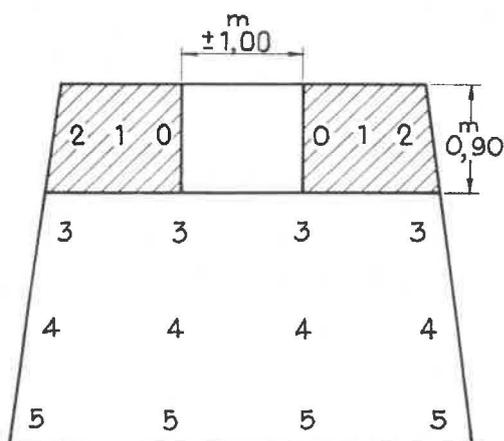


Fig. 6. — Schéma de tir.

Le charbon provenant du creusement de l'avant-trou n'est pas évacué avant le forage.

Le forage est effectué au moyen d'une perforatrice rotative Flottmann pour les mines à forer en charbon et au moyen de marteaux-perforateurs Flottmann pour les mines forées en schiste. Quand le schiste est tendre, les ouvriers n'utilisent que la foreuse rotative pour le charbon et le schiste.

Cette foreuse permet de forer un trou de 2,40 m en 124 secondes, soit à une vitesse instantanée de 1,20 m par minute.

Les cartouches ayant 32 mm de diamètre, les trous sont forés avec des taillants de 35 mm.

2. Minage.

L'explosif utilisé est de la Nobelit B dont le diamètre de la gaine extérieure est de 32 mm.

La charge totale par volée s'élève à 32 kg, ce qui correspond à $1,5 \text{ kg/m}^3$ de terrain en place. Cette forte charge est nécessaire pour obtenir à coup sûr des déblais de granulométrie favorable.

Au moment du tir, la chargeuse est reculée à hauteur de la poulie de retour du convoyeur blindé qui, dans certains cas, ne se trouve qu'à 6 mètres du front.

3. Chargement des déblais.

a) Chargement à front.

La chargeuse aborde le tas de déblais avec son godet en position abaissée.

Au cours de l'opération de remplissage, le godet repose sur un solide nez avant, qui assure la pleine utilisation de la puissance du moteur de traction. Sur les chargeuses classiques, le godet est supporté seulement par des supports fixés obliquement par rapport à la direction de chargement.

Avec les chargeuses sur rails, la plus grande partie de l'opération de chargement s'effectue avec le godet en position oblique par rapport à l'axe de la chargeuse et donc des rails. Cette position oblique diminue la force de pénétration du godet dans le tas de terres et ne permet qu'un remplissage partiel du godet.

La chargeuse se dégage facilement grâce à la forme de son large godet réglable à deux hauteurs différentes. Les chaînes de relevage permettent au godet d'atteindre la plus grande vitesse au moment où il bute contre les amortisseurs et se vide ; le remplissage complet de la caisse réservoir est ainsi assuré sans difficulté.

D'après quelques chronométrages exécutés lors de la visite, nous avons constaté qu'il fallait 8 à 9 coups de godet de 120 litres pour charger complètement le bac de 700 litres ; ceci donne un chargement moyen du godet de 65 % ; avec les chargeuses habituelles, le coefficient de remplissage est de 40 à 50 %. De plus, comme nous n'avons assisté qu'à

la fin du chargement, il est probable que le nombre de coups de godet est encore moindre au début du chargement du tas.

La chargeuse sur pneus avec benne peut être comparée avantageusement à une chargeuse du type classique chargeant dans des berlines de 700 litres, mais sa souplesse est beaucoup plus grande et son poids beaucoup plus faible.

β) Transport.

Après remplissage du bac, la chargeuse recule de quelques mètres pour vider le contenu de la benne au point de déchargement.

La chargeuse T 2 G comporte un servo-moteur de direction qui permet le braquage des roues arrière.

Grâce à ses pneus, la mobilité de la chargeuse est assurée même sur un sol de mauvaise qualité.

En plaçant la prise d'air comprimé à mi-chemin entre le front et le point de déchargement, on obtient une course de la chargeuse double de la longueur du flexible d'alimentation.

Ainsi que nous l'avons déjà signalé, lors du tir, il n'est plus nécessaire de reculer très loin la chargeuse qui, grâce aux pneus, résiste bien aux projections. On recule celle-ci jusqu'à hauteur du talus de déchargement qui peut se trouver à une distance variant de 6 à 16 m du front de minage.

γ) Déchargement.

Avec le type T 2 G, le déchargement se fait au niveau du sol. Dans la galerie visitée, une petite excavation avait été ménagée dans le mur de la galerie pour placer la poulie de renvoi du convoyeur blindé en contre-bas et, de plus, une petite estacade avait été édiflée pour faciliter la vidange.

La chargeuse, cependant, éprouvait quelques difficultés à gravir le talus menant au point de déchargement du bac.

TABLEAU II.

Temps de chargement	Trajet du front au panzer	Temps de vidange	Trajet de retour du panzer à front	Temps total
40"	30"	16"	14"	1' 40"
50"	10"	10"	10"	1' 20"
40"	10"	14"	16"	1' 20"
51"	14"	15"	15"	1' 35"
43"	15"	19"	17"	1' 32"
53"	15"	16"	13"	1' 37"
1' 02"	15"	17"	13"	1' 45"
42"	18"	15"	13"	1' 28"
Moyenne:				
46" ¹ / ₂	15"	15"	14" ¹ / ₂	1' 31"

Avec le type à bac surélevé, la chargeuse pourra déverser ses produits directement sur le panzer en position normale.

δ) Résultats.

A l'arrivée des visiteurs, la chargeuse avait presque terminé le chargement des déblais. Le tableau II donne quelques temps chronométrés sur place.

La durée moyenne totale des chargements observés est ainsi de 1' 31", soit une capacité horaire de 28 m³.

Ces temps de chargement se rapportent à la fin du tas ; de plus, le peignage du front se fait à l'aide du godet, ce qui retarde encore le chargement.

Quelques chronométrages effectués par le charbonnage pendant 3 postes complets au cours du mois d'octobre 1958 ont donné les temps suivants :

88' pour le chargement proprement dit

34' pour le transport et le déchargement du bac

122' pour le chargement net.

La quantité de déblais foisonnés à charger au cours d'un poste est de 48 m³ environ.

La capacité horaire moyenne du chargement est ainsi de 24 m³ depuis le début du chargement jusqu'au nettoyage complet des terres (y compris les travaux de nettoyage du front au moyen du piqueur).

D'autres chronométrages donnent la capacité horaire de chargement en fonction de la distance entre le front et le point de déversement de la benne. Ces données sont résumées au tableau III.

TABLEAU III.

Distance du front au point de déversement	Capacité horaire
10 m	25 m ³
20 m	18,5 m ³
30 m	17 m ³
40 m	15,5 m ³

D'après les chronométrages, le chargement des déblais ne prend que 220' hp sur 835' hp, soit environ 25 % du temps de travail.

Cette chargeuse, très souple, permet de charger les pierres dans toute la section d'une galerie, même dans les coins.

Ces machines paraissent très intéressantes pour le creusement des voies de pied et de tête des chantiers dans lesquelles l'évacuation des produits doit s'effectuer par convoyeurs.

Le siège Pattberg a actuellement 4 chargeuses sur pneus en service et 4 autres sont utilisées dans les autres sièges de la Société Rheinpreussen. Dans le district minier environnant, une vingtaine de T 2 G

sont utilisées en chassage et pour le creusement des voies de tête et de pied de taille à avancement rapide.

4. Pose du revêtement.

Les cadres trapézoïdaux utilisés dans cette voie sont du type Usspurwies à pied coulissant. La distance entre cadres est de 0,80 m d'axe à axe.

La section utile est de 9 m².

Les montants et couronnes sont en forme de caissons et sont de profil PN 12 (fig. 7).

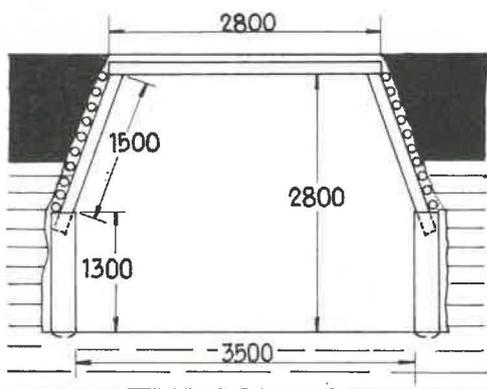


Fig. 7. — Soutènement en cadres Usspurwies. Les éléments sont disposés avec une légère inclinaison, ce qui donne à l'ensemble la possibilité de résister à une pression latérale.

La liaison couronne-montant se fait sans boulon, à l'aide d'un sabot d'assemblage. Les montants ont une hauteur de 1,80 m. Ils s'insèrent dans des boîtes de rallonge de 1,50 m de hauteur. Le serrage est assuré par des coins en bois qui s'écrasent lors du coulissement (fig. 8). A la pose, le montant pénètre de 0,50 m dans la rallonge.



Fig. 8. — Caisson du pied avec fourrure en bois des cadres Usspurwies permettant le coulissement des cadres grâce à la résistance au frottement et à l'écrasement du bois.

Immédiatement après le tir, les 2 ouvriers, aidés du préposé au transport, placent les 3 couronnes sur 2 coras (allonges) de 5 m, constitués par des rails de 56 kg/m.

Comme le toit de la couche est bon et qu'il n'est pas entaillé, on se contente d'un garnissage assez léger. Les bèles sont solidement maintenues à distance par 5 poussards en bois.

5. Personnel.

Le chantier se trouve à environ 2.500 m des puits et la durée du travail effectif n'est que de 5 h 50 min par poste.

Le front est attelé à 2 postes par jour avec :

- 2 × 2 hommes à front
- 2 × 1 homme au transport.

Au troisième poste, 2 hommes préparent le matériel pour allonger le panzer, un jour sur deux, et le second jour, ils prolongent le panzer d'une dizaine de mètres. Ce sont aussi les deux hommes qui avancent les tuyauteries à eau et à air et qui placent les canars ou ventubes. Ils amènent le matériel à front en utilisant le convoyeur à écailles en marche arrière.

Le convoyeur à écailles est allongé tous les 50 m par 6 hommes, soit environ 1 fois par semaine. La longueur du convoyeur blindé intermédiaire varie donc de 12 à 62 m. La longueur actuelle du convoyeur à écailles est de 220 m environ, la vitesse de 1 m/s.

Il faut rappeler ici que le convoyeur à écailles servira au transport du charbon de la taille lors de l'exploitation rabattante.

La longueur de voie, creusée au moment de la visite, atteignait 280 m.

D. Répartition du travail. - Rendement.

1. Répartition du travail à front au cours d'un cycle pour une passe de 2,40 m.

Nous donnons, ci-dessous, les durées totales de travail à front en homme poste (fig. 9).

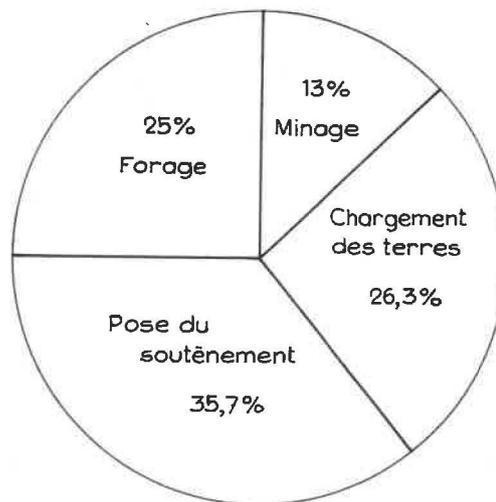


Fig. 9. — Répartition du travail à front en fonction du temps utile.

Forage.

Creusement de l'avant bouchon au marteau-piqueur	83 min hp
Forage proprement dit	126 min hp

Minage.

Chargement des mines et minage	79 min hp
Attente après le tir	30 min hp

Chargement des terres.

Chargement proprement dit	88 min hp
Allées et venues de la benne	34 min hp

Travaux divers, peignage au marteau-piqueur	98 min hp
---	-----------

Pose du soutènement

Travail complet à 3 hommes	297 min hp
----------------------------	------------

Service des engins de transport (cet homme n'est pas compris dans le travail à front).

2. *La durée horaire d'un cycle est ainsi*

Forage 209 min hp/2h soit 104 min 30 s

Minage 109 min hp/2h soit 54 min 30 s

Chargement des terres 220 min hp/2h soit 110 min

Pose des cadres 297 min hp/3h soit 99 min

368 min

soit 6 heures environ

3. *Rendement.*

Le rendement moyen réalisé depuis plusieurs mois est de 116,5 cm/homme poste à front.

E. *Prix de revient.*

Avant l'introduction de la chargeuse, le pelletage s'effectuait à la main. Le salaire des ouvriers était de 65 DM par mètre. Il est actuellement de 35 DM/m. Le salaire moyen d'un ouvrier à front de voie est ainsi de 42 DM, soit 500 FB.

Les charges sociales s'élèvent à 100 % en y incorporant les frais administratifs et à 68 % sans compter ceux-ci.

Le gain réalisé par mètre est de 375 FB, sans les charges sociales, et de 750 FB en incluant les charges sociales et les frais d'administration. Il en découle que la chargeuse serait amortie après 550 mètres de voie et ce, uniquement par l'économie de main-d'œuvre.

Matériel minier

Notes rassemblées par INICHAR

Abatteuse-chargeuse pour couches minces (1)

La Lee Norse LCM 28 est un engin d'abattage et de chargement pour couches de petite et moyenne ouverture (0,76 m à 1,22 m).

Elle est destinée plus spécialement au creusement des traçages et des montages en veine, ainsi qu'à l'exploitation par chambres et piliers.

Les deux bras de havage placés à l'avant sont montés sur pivots et terminés par des têtes coupantes. Ces têtes sont formées de l'empilement de roues garnies chacune de 8 pics d'abattage. Leur hauteur est réglable hydrauliquement. Le mouvement de rotation est transmis par la chaîne de havage.

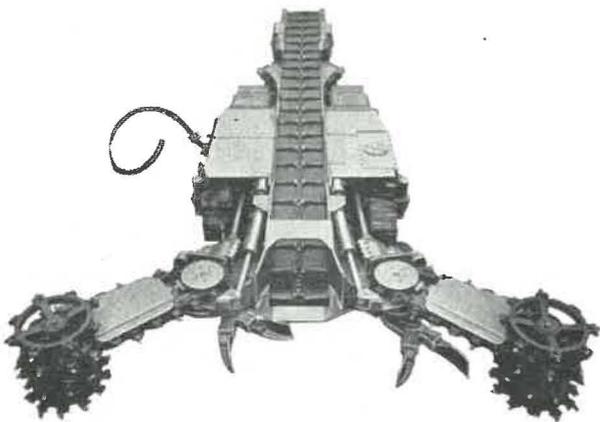


Fig. 1. — Abatteuse-chargeuse LCM 28 pour couches minces.

Les deux bras se déploient en éventail ou se rangent côte à côte dans l'alignement du corps de la machine. Mûs par des vérins hydrauliques, ils balaient chacun un secteur et déhouillent de cette façon un front de 4,80 m de largeur sur une hauteur variable.

Les pics sont calculés de façon à obtenir un produit de grosse granulométrie à raison de 2 à 3 tonnes par minute.

Les produits sont récoltés par les bras d'abattage, puis par des palettes de ramassage que l'on voit bien à l'avant de la machine, de part et d'autre du point de chargement.

De chaque côté, et à même le sol, il existe deux palettes dont l'attache commune pivote autour d'un axe vertical. Leur mouvement de va-et-vient est commandé par des pistons hydrauliques. Le charbon entraîné vers l'arrière est repris par un transporteur souple monochaine de 0,61 m de largeur, qui assure l'évacuation et le chargement.

L'abatteuse-chargeuse est montée sur chenilles. Sa vitesse de progression est réglable. L'engin est donc maniable malgré son poids de 16 tonnes qui lui confère la stabilité et la robustesse nécessaires pour permettre l'abattage de charbons durs.

Chaîne de havage à pics réversibles.

La firme Austin Hoy and Co Ltd, à Saunderton, construit des chaînes de havage appelées « Superkerf » dont les maillons portent un ou deux pics, ce qui permet divers arrangements.

Le constructeur vient d'apporter encore un perfectionnement à l'outil : la réversibilité instantanée des pics.

Ceux-ci pivotent dans leur support et sont maintenus dans l'une ou l'autre position par le jeu d'un ressort pressant une clame de verrouillage. Pour débloquent le pic, il faut agir sur le ressort, ce qui est très facile.

Ce ressort est en effet attaché à un piston plongeur qui émerge dans le trou foré dans chaque pic (fig. 2 et 3). En introduisant dans le trou un

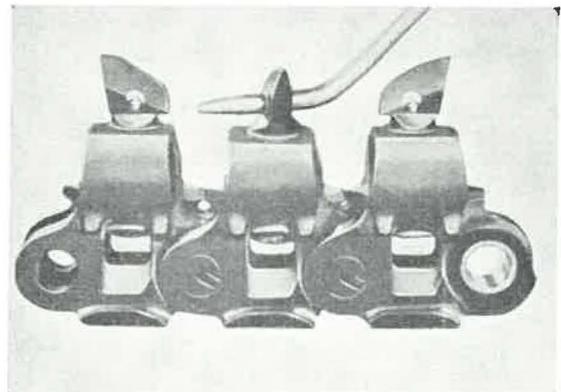


Fig. 2. — Chaîne de havage à pics réversibles. Déverrouillage du pic par l'enfoncement du levier.

(1) D'après Coal Age, octobre 1958, p. 138.



Fig. 3. — Chaîne de havage à pics réversibles.
Le pic est calé dans son logement.

levier métallique à bout conique, on force le piston plongeur à s'effacer et on débloque le pic. Avec le levier, on fait pivoter le pic et on lui donne la nouvelle orientation. En retirant le levier, on libère le piston plongeur et le ressort le ramène dans sa position haute en même temps qu'il provoque le verrouillage de l'outil.

Les premiers essais effectués avec un prototype de la chaîne de havage à pics réversibles ont montré la réduction des temps morts qu'il était possible d'obtenir grâce au changement rapide du sens de marche de la machine d'abattage et cela, dans différentes conditions de travail.

A titre d'exemple, citons le cas d'une machine à trois bras placée dans une veine de 0,60 m d'ouverture, où les 67 pics sont changés en 10 minutes au lieu de 90 minutes requises antérieurement.

Il est intéressant de noter en outre que les pics ne risquent plus de se perdre, qu'il n'est plus nécessaire de disposer de clés de manœuvre et que toutes les pièces du dispositif de verrouillage sont noyées, donc à l'abri des coups et des pertes.

La chaîne présentée convient pour les haveuses ordinaires, les Mecco-Moore et d'autres machines d'abattage continu.

Couloir pneumatique à secousses.

La firme Joseph Riester de Bochum a mis au point un petit engin de transport digne d'être signalé (fig. 4).

Il s'agit d'un petit couloir de 2 m de longueur animé de secousses provoquant le cheminement de la charge.

Ces couloirs conviennent aussi bien en plateaux qu'en dressant. Ils permettent le transport à faible distance des pierres de bosseyement utilisées à la confection du remblai en taille. Placés dans la

taille, ils peuvent assurer l'évacuation des pierres d'un dérangement. Au front d'une voie en creusement, ils alimentent le transporteur de voie dont l'allongement n'est donc plus si fréquent.

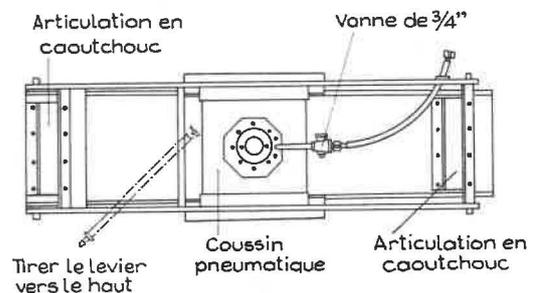
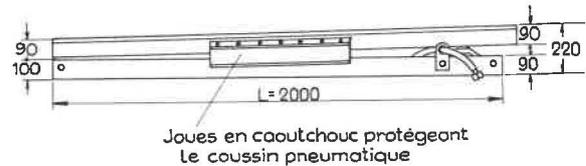


Fig. 4. — Couloir pneumatique à secousses.
En haut : vue en élévation.
Au milieu : vue d'en dessous.
En dessous : coupe verticale à l'emplacement du coussin pneumatique.

Le Dr.-Ing. Alfred Weddige décrit l'application de ces couloirs au remblai de la partie supérieure d'une taille (2). Il mentionne une économie de 4 hommes-poste par jour se chiffrant par un bénéfice de 87 DM. Compte tenu de l'amortissement du matériel, de la dépense d'énergie et de tous frais résultant de l'emploi des couloirs, le gain net réalisé dans ce cas atteint 52 DM par jour.

Le couloir Riester a trouvé en Belgique des utilisations pour lesquelles il est très apprécié. C'est pourquoi il nous a paru opportun d'en donner quelques caractéristiques et le mode d'emploi.

(2) Voir Alfred Weddige : « Die Zitter Rutsche », ein neuartiges Fördermittel und Ladehilfsgerät », Schlägel und Eisen, avril 1956, p. 227/228.

Fonctionnement (fig. 5 a).

Le couloir (1) repose sur son bâti (2) par l'intermédiaire de pièces caoutchoutées (3) fixées aux extrémités. Il appuie sur un coussin pneumatique (4) placé au milieu et en dessous de lui. Le gonflement du coussin soulève le couloir jusqu'à une certaine hauteur pour laquelle le coussin est mis à l'atmosphère par le jeu d'une soupape. Les ressorts en caoutchouc et le poids du couloir font redescendre le couloir sur son support. Il est prêt pour une nouvelle pulsation.

Pendant la course ascendante de la pulsation, le matériau est soulevé et entraîné vers la droite, par suite de la disposition dissymétrique des pièces caoutchoutées (3). Lors de sa chute, le couloir se dérobe sous les matériaux sans ralentir leur progression.

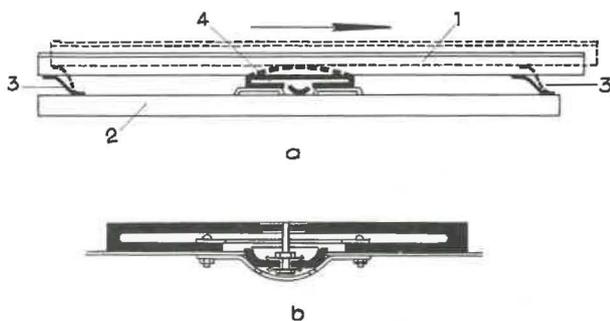


Fig. 5. — Couloir pneumatique à secousses. Principe de fonctionnement (a) et coupe transversale du coussin pneumatique (b).

Le fonctionnement de la soupape est simple (fig. 5 b). La soupape est fixée à la membrane supérieure du coussin. Le siège est solidaire de la membrane inférieure. Après un certain gonflement du coussin, la soupape est tirée vers le haut et décollée de son siège. La course descendante commence et se termine par la remise en place de la soupape sur son siège.

Ainsi qu'on le voit sur les croquis de la figure 4, le couloir est légèrement plus haut côté aval pour permettre la fixation du couloir suivant. Sur les côtés, deux semelles de 0,15 m de largeur sont prévues pour le placement des étaçons de calage. L'alimentation en air comprimé se fait latéralement par flexible à 3 - 3,2 kg/cm² de pression absolue. La consommation est voisine de 110 m³/h, la fréquence de pulsation de 6 à 10 cycles/s et la course de 15 à 35 mm selon la charge. L'engin à vide pèse 85 kg. Il véhicule le produit à 0,5 - 0,7 m/s à plat. La vitesse augmente avec la pente vers l'aval, elle se réduit à zéro pour une inclinaison montante de 12 %. Le débit est déjà faible à 10 % de pente.

Mode d'emploi.

1) Poser une conduite à air comprimé de 2" de diamètre et divisible en tronçons de 2 mètres. Les

tronçons sont réunis par des tés. Chaque té est équipé d'une vanne de sortie à laquelle on raccorde en temps voulu une conduite flexible de 1,5 à 2 m de longueur, solidaire de chaque couloir.

2) Ouvrir la vanne du coussin pneumatique (en plaçant la nervure suivant l'axe de la conduite). Placer les couloirs dans la taille, suivant l'orientation désirée. Caler le premier couloir au moyen d'étaçons dressés sur les pieds amont. Attacher le second couloir au premier en glissant les tenons dans les encoches. Attacher un troisième couloir et le caler entre épontes. Procéder pour le couloir n° 4 comme pour le n° 2, et ainsi de suite. Brancher les flexibles aux vannes individuelles.

3) Ouvrir les vannes à air comprimé jusqu'à l'obtention d'une bonne agitation, c'est-à-dire normalement pour une pression relative de 2 à 2,2 kg/cm².

4) Entretien : aucun entretien spécial. Huile et graisse attaquent le caoutchouc et ne doivent donc pas être employées.

5) Changement de coussin : à l'arrêt, retourner le couloir, retirer le coussin et son support à la manière d'un tiroir et glisser de la même façon le nouveau coussin. Replacer le couloir dans sa position normale et rouvrir l'air comprimé.

6) Etaçons : toute espèce d'étau en bois ou en fer convient. Le rendement de l'engin est maximum quand le bâti de chaque couloir est bien appliqué au mur de la couche.

Tasseur pneumatique pour berlines.

Le coussin pneumatique utilisé dans les couloirs Riester a trouvé une autre application d'intérêt. Attaché à un tronçon du raillage, il agit les berlines au point de chargement et augmente leur capacité de 10 % environ. Il existe deux modèles de ces tasseurs. Le tasseur portatif (fig. 6) se place

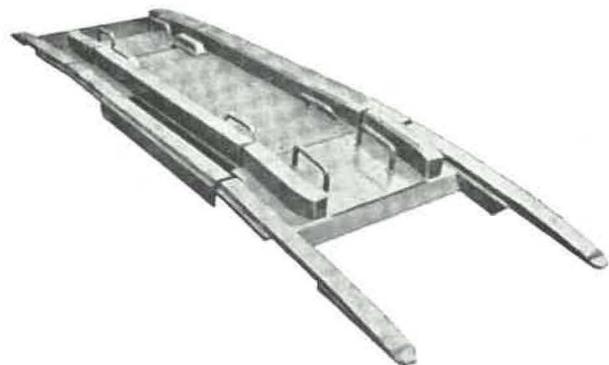


Fig. 6. — Tasseur pneumatique pour berlines. — Modèle portatif.

simplement sur les rails. Aux deux extrémités, il se termine par un plan incliné pour permettre le passage des berlines. Le tasseur, qui pèse 320 kg, se ripe au moyen des 4 poignées dont il est pourvu.

Le fonctionnement est analogue à celui du tasseur stationnaire que nous allons décrire plus longuement. La consommation d'air comprimé se situe pour l'un comme pour l'autre à 100 m³/h environ.

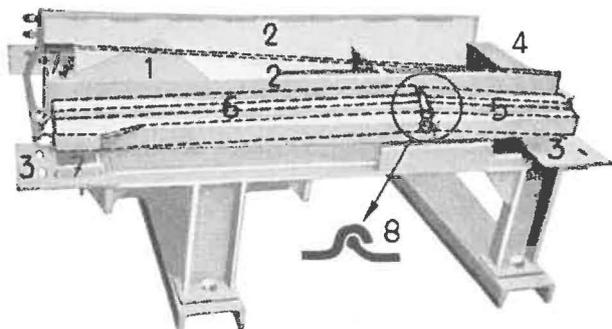


Fig. 7. — Tasseur pneumatique pour berlines. — Modèle stationnaire. — Articulations et mouvements.

Le tasseur stationnaire (fig. 7) pèse 350 kg. Il doit être logé dans une fosse de la largeur des voies et fixé rigidement. Par contre, il a l'avantage de se placer au niveau des voies et ne gêne donc en aucun cas la circulation ou le remplissage des berlines.

Fonctionnement.

Le coussin pneumatique est placé horizontalement sous le bouclier 1 qu'il soulève à la cadence de 6 ondulations par seconde. Ce bouclier 1 transmet le mouvement aux longerons 2 qui reposent sur le bâti 3 par l'intermédiaire du bloc caoutchouté 4. Ce bloc est constitué de lamelles accolées. Il joue le rôle d'une articulation autour de laquelle pivote le tronçon de raillage 5.

L'autre tronçon 6 repose sur le bâti 3 par l'intermédiaire de deux blocs caoutchoutés 7, jouant le même rôle que le bloc 4.

Les tronçons 5 et 6 sont articulés entre eux de la façon représentée au croquis.

Le mouvement oscillatoire vertical du coussin pneumatique est donc transformé en un mouvement de rotation autour de deux axes situés aux extrémités du tasseur. Les articulations caoutchoutées sont souples, silencieuses, résistantes à l'usure. La caisse de berline ne subit aucun choc ni aucune déformation car les oscillations lui sont transmises par les roues et les essieux. Soumis aux vibrations, le charbon fin glisse et remplit les interstices libres. Cette opération dure tout le temps du chargement. Il en résulte une augmentation de la charge utile des berlines, qui peut se traduire par un accroissement de la production sans modification du parc et du trafic.

Cric hydraulique pour panzer.

Les variations d'ouverture de la couche et les ondulations du mur sont monnaie courante de l'exploitation minière.

De telles fluctuations peuvent entraver souvent le travail d'abattage. Beaucoup d'engins de chargement mécanisés sont sensibles à ces changements de conditions naturelles de gisement. C'est le cas en particulier de ceux qui se déplacent sur les transporteurs blindés. L'ouvrier doit y veiller et faire preuve de jugement. En effet, la machine d'abattage montée sur transporteur métallique prend la même inclinaison que celui-ci et, si elle n'est pas munie d'une tête articulée, elle attaque le front de taille suivant des plans d'inclinaison variables sur l'horizon.

On peut observer ce phénomène dans le cas de l'abatteuse-chargeuse Anderton, dépourvue de tourelle. On y remédie en redressant le transporteur au moyen de crics manuels, mais cela demande un temps appréciable, surtout si la veine est mince et la taille encombrée.

Le cric hydraulique.

La firme Bonser-Tristram Ltd a créé un cric hydraulique permettant d'ajuster comme il convient le plan de havage ou d'abattage des machines se déplaçant sur transporteur blindé.

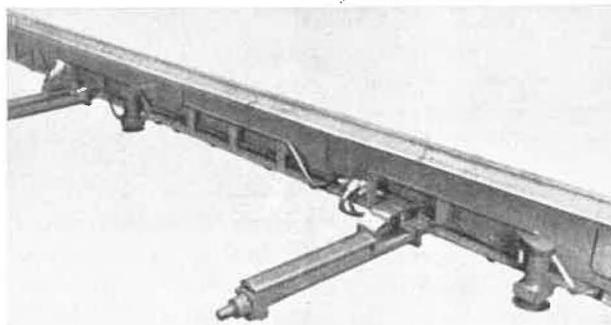


Fig. 8. — Cric hydraulique pour transporteur blindé.

Comme le montre la figure 8, le cric est attaché au transporteur, du côté défruité, et est raccordé par tuyau flexible au réseau d'huile sous pression alimentant les vérins horizontaux de ripage. On dispose généralement autant de crics que de vérins ripeurs, soit par exemple un pour six mètres. Les tronçons intermédiaires du transporteur sont soutenus par toute espèce de matériau adéquat tel que coins de bois, etc...

La figure 9 indique de quelle manière cric et transporteur sont reliés. Un boulon (1) traverse à la fois le talon de levage (2) du cric et le platelage (3) sur lequel est fixée la rambarde (4) que l'on voit bien à la figure 8. Cette rambarde protège les canalisations placées en (5) que l'on abrite des chutes de matériaux par le garant (6). Ce garant est solidaire à la fois du platelage (3) et de la cornière (7) auxquels il est attaché par des soudures longitudinales et des voiles raidisseurs (8). La cor-

nière (7) avance vers le front en même temps que le transporteur (9), quand les vérins horizontaux de ripage fonctionnent. La cornière entraîne dans son mouvement, par le jeu de l'assemblage décrit ci-dessus, le cric hydraulique qui glisse sur le mur.

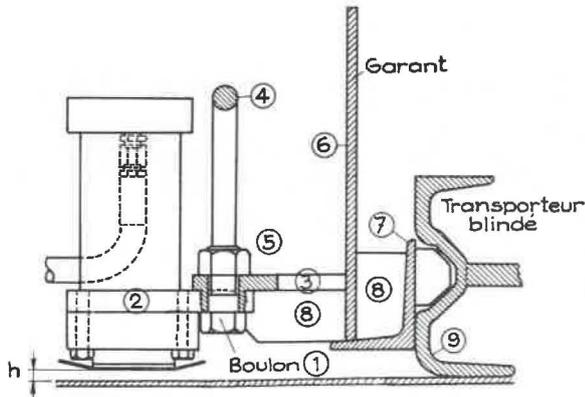


Fig. 9. — Cric hydraulique pour transporteur blindé. Mode d'attache.

Dans le cas de la figure 9, le cric est totalement refermé et ne pose pas sur le mur.

Si on le déploie d'une longueur $l > h$, il contrôle à tout instant l'orientation du bras de havage au passage des ondulations de la couche (fig. 10).

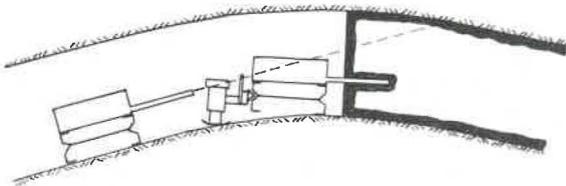


Fig. 10. — Cric hydraulique pour transporteur blindé. Contrôle de l'orientation du bras de havage.

Le cric est en fait un vérin hydraulique (fig. 11) dont le corps cylindrique (1) est en haut et le piston (2) est en bas. Le talon de levage est fixé au corps. Le piston se termine en bas par un patin d'appui sur le mur. En haut, il est muni d'un joint de cuir, bien visible sur le dessin. Le diamètre de 114 m permet de soulever 3,5 tonnes si l'on dispose d'un fluide à 70 kg/cm².

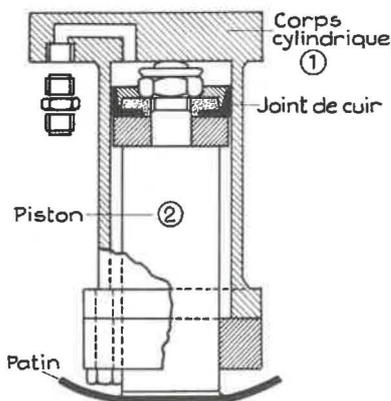


Fig. 11. — Cric hydraulique pour transporteur blindé. — Coupe verticale.

La soupape.

Les raccords des flexibles au circuit général, d'une part, aux vérins de ripage et aux crics, d'autre part, sont vulnérables et les ennuis qui résultent des détériorations qu'ils subissent, perturbent le cycle de travail. C'est pourquoi la firme intéressée a mis au point une soupape en té représentée à la figure 12. Le corps de soupape est en bronze au manganèse et la bille en acier inoxydable. L'usure est réduite au minimum. Le raccord se place et s'enlève rapidement. Il est robuste. L'écrou extérieur, grâce auquel on ouvre ou on ferme la soupape, est muni d'une

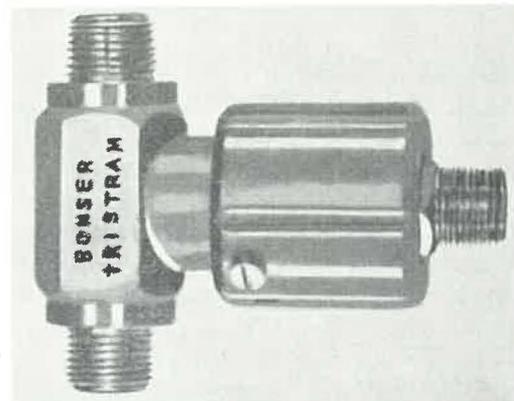
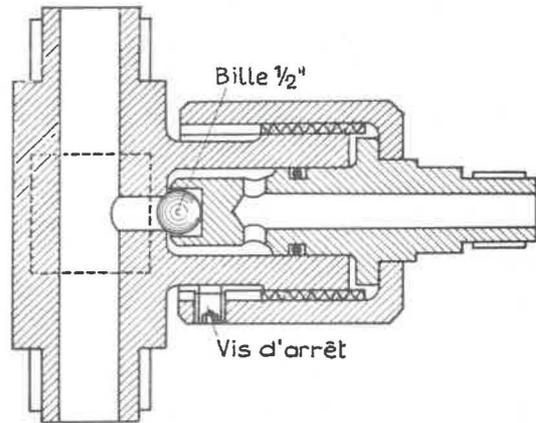


Fig. 12. — Soupape pour circuits hydrauliques à fortes pressions.

petite vis d'arrêt qui le rend prisonnier.

La soupape décrite convient pour toutes les applications hydrauliques sous forte pression.

Boîte de jonction permettant l'envoi de signaux dans un câble à trois conducteurs.

La boîte de jonction pour câble à trois conducteurs (fig. 13) permet à tout travailleur en taille d'envoyer un signal et en particulier un signal d'ar-

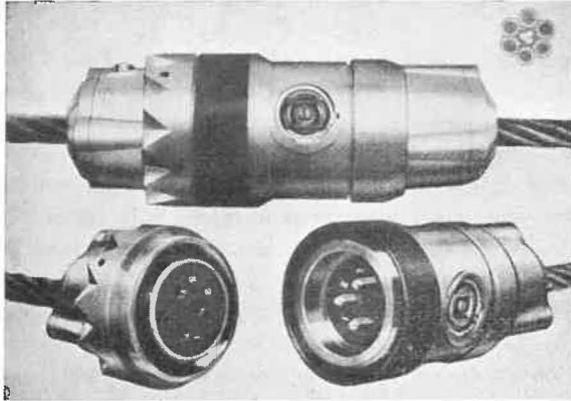


Fig. 13. — Boîte de jonction pour câbles à trois conducteurs.

rêt instantané. La boîte est constituée en fait d'un accouplement mâle-femelle à trois broches. On peut assembler ou écarter les deux pièces très rapidement. C'est la pièce mâle qui porte en outre le bouton-poussoir de signalisation. Ce bouton peut être verrouillé dans la position qui commande l'arrêt de sorte qu'en cas de nécessité, les engins électriques de la taille sont immobilisés sans que l'on doive maintenir la pression du doigt sur le bouton-poussoir.

L'existence de 3 câbles rend possible la signalisation à partir de deux points éloignés, tels le pied et la tête de taille.

La boîte de jonction est de sécurité intrinsèque.

Le signal émis est doublé, si on le désire, d'un signal visuel ou auditif.

La boîte de jonction, très robuste, ne craint pas les conditions sévères des tailles mécanisées. Placée à intervalles variables (4 m par exemple), elle a été construite pour résister aux mêmes efforts de traction que le câble sans se briser ou s'ouvrir. La connexion électrique est à l'abri des coups, de l'eau et de la fine poussière. Réciproquement, le dispositif de signalisation s'inclut parfaitement dans l'ensemble mécanisé de la taille et ne crée aucune perturbation puisqu'il ne provoque ni obstruction ni projection.

L'appareil est produit par la Victor Products (Wollsend) Ltd sous le n° 4603.

Poste émetteur-récepteur de puits et galeries.

L'appareil que nous décrivons est destiné aux radio-communications dans les mines. Il est basé sur le principe de propagation des courants à haute fréquence le long de conducteurs isolés de la terre. La liaison entre le conducteur et les appareils émetteurs-récepteurs est assurée par couplage inductif, ce qui permet le déplacement sur grandes distances des personnes en communication.

Description.

L'appareil May Day 1 F. PT 140 est présenté en boîtier métallique en tôle d'acier emboutie (fig. 14).

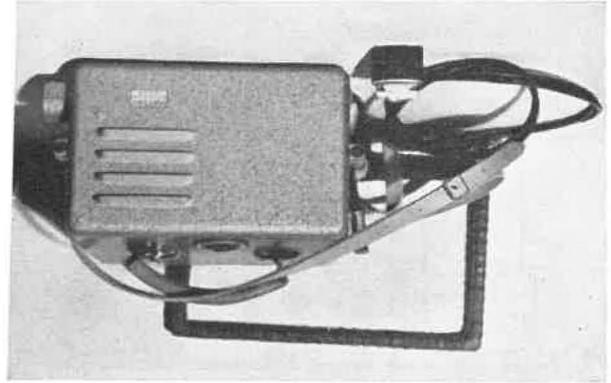


Fig. 14. — Poste émetteur-récepteur à couplage inductif.

Ce boîtier est scindé en deux compartiments par une cloison en tôle d'acier soudée ; le premier compartiment (vers l'avant du poste) contient tous les éléments radio, tandis que les 3 batteries fer nickel (type lampe de mine) et les fusibles sont logés dans le compartiment arrière. L'assemblage de ces deux parties se fait par emboîtement. La fixation est assurée par 4 vis Allen nécessitant la clef spéciale pour le déblocage. La partie électrique est rendue insensible aux poussières et à l'humidité par plastification.

Sur le dessus du poste et en dessous de la poignée, une plaque en caoutchouc flexible recouvre le bouton-poussoir de passage émission-réception, entièrement noyé dans le boîtier. Cette disposition permet de faire fonctionner le poste tout en cheminant dans les travaux, le cadre (antenne) étant passé à l'épaule ou fixé sur le casque. Une sangle de cuir passée dans les brides soudées sur les flancs latéraux du boîtier permet de porter celui-ci en bandoulière.

Le haut-parleur microphone débouche sur le panneau avant et est protégé par un treillis en fibres de verre. La mise en service de l'appareil s'effectue à l'aide d'un interrupteur ordinaire.

Encombrement : 260 × 160 × 160 mm.

Poids : 5,800 kg en ordre de marche.

Caractéristiques.

La station May Day 1 F. PT 140 est un appareil de radiotéléphonie à transistor dont les principales caractéristiques sont les suivantes :

1. *Émetteur* équipé de transistors spéciaux au germanium au nombre de 4 et montés :

1^{er} étage en maître oscillateur

2^{me} et 3^{me} étages Driver

4^{me} étage en amplificateur de puissance ; modulation d'amplitude, puissance haute fréquence dis-

ponible : 0,6 W ; consommation : en veille 200 μ A, en émission 450 μ A.

2. Récepteur type super hétérodyne équipé de 7 transistors délivrant une puissance de sortie basse fréquence de 0,4 W. La sensibilité est d'environ 20 μ V, consommation en veille 15 μ A, avec signal maximum reçu 60 μ A. L'amplificateur basse fréquence sert de modulation en émission.

L'antenne est constituée par un cadre très léger d'un encombrement de 310 \times 200 \times 35 mm.

Applications.

A de très rares exceptions près, aucune installation préalable n'est requise pour l'emploi.

L'utilisation des conducteurs existants, tels que câbles électriques, de téléphone, cordons de sonnette, ou aussi dans certains cas des conduites d'air ou d'eau suffit amplement pour effectuer des liaisons sur des distances très grandes (plusieurs kilomètres).

Dans les très rares cas de propagation difficile, un simple fil d'acier enrobé de plastic (genre fil à sécher le linge), installé sans précautions spéciales, permet d'effectuer les liaisons. Un essai a été fait dans les installations d'un charbonnage sur une distance de 1.500 m sans qu'il soit possible de mesurer un affaiblissement.

Nous citons ici les applications les plus courantes dans les puits et galeries : liaisons entre cage, recette et machine d'extraction, liaison entre recette et locomotives, trainages, transporteurs, etc...

Au cours de très nombreux essais effectués dans des installations belges, il a été intéressant de noter que le poste May Day était adaptable à beaucoup de cas. Par exemple, liaisons entre les différents étages de la surface remplaçant la téléphonie par interphone, manœuvres de coupure de courant ou enclenchement lors des réfections de câbles électriques, ordre ou demande d'aide en cas de pannes dans le trafic le long des galeries ou le long des transporteurs ou du trainage et même liaisons entre surface et un ou plusieurs points dans les travaux.

Des applications peuvent être envisagées en surface également.

Sur demande, des modifications et compléments peuvent être apportés pour l'adaptation à la télécommande et aux télémessures, à la signalisation, etc...

L'appareil May Day 1 F. PT 140 est reconnu de sécurité intrinsèque par l'Institut National des Mines. La Régie des Télégraphes et Téléphones en autorise l'utilisation.

Emploi du cyclone pour le traitement primaire des eaux schisteuses de flottation (3)

Un certain nombre de mines de la Division Sud-ouest du National Coal Board traitent les eaux

schisteuses de flottation au moyen d'un cyclone adapté à cette nouvelle fonction. La modification de l'orifice d'entrée est l'œuvre commune de MM. W.J. Gilbert et W.H. Griffiths, respectivement assistant et ingénieur de la section de préparation de la Division. Les eaux traitées proviennent d'installations où l'on flotte du charbon de granulométrie inférieure à 1,6 mm.

Le résidu est constitué de très fines particules argileuses que l'on floccule généralement et qui se déposent ensuite en se concentrant dans des réservoirs épaisseurs. Un tel concentré ne peut être déversé tel quel sur le convoyeur des schistes du lavoir ; il doit être essoré sur filtre à vide ou filtre-pressé. Le cyclone est apparu ici comme un appareil d'emploi plus simple et plus économique. Néanmoins, il a fallu le modifier en dessinant un autre orifice d'entrée et en prévoyant un lot de six orifices de pointe interchangeables.

L'orifice d'entrée est muni d'un déflecteur ajustable dont la position règle la constriction de la veine liquide à l'alimentation (fig. 15). Cette disposition

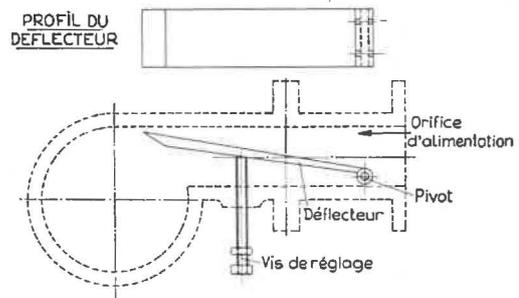


Fig. 15. — Cyclone pour le traitement primaire des eaux schisteuses de flottation.

a pour effet de créer de très grandes vitesses d'introduction de la pulpe à clarifier. Les six orifices interchangeables ont des diamètres différents. Leur montage sur un support attaché au cyclone lui-même permet d'utiliser l'un ou l'autre orifice. Quelle que soit la concentration de la pulpe à l'alimentation, on peut donc obtenir un produit de pointe d'humidité constante.

C'est la purge de l'épaisseur que l'on envoie au cyclone. Le produit de pointe rejoint, avec une humidité suffisamment réduite, les autres rejets du lavoir.

Le produit de débordement contient une certaine proportion de matières solides constituées des particules les plus fines. On les renvoie dans l'épaisseur. Bien qu'une fraction de ces très fines particules s'élimine au second passage dans le cyclone, il y a cependant une accumulation préjudiciable et l'on doit y remédier par une ponction continue ou non que l'on traite par passage au filtre-pressé. Le cyclone ne résout donc pas le problème des ultra-fins, mais son installation entre l'épaisseur et l'atelier de filtration allège le travail des filtres-pressés que n'encombre plus la fraction pondéreuse des éléments grenus.

(3) Extrait de : The Mining Electrical and Mechanical Engineer, janvier 1959, p. 224.

CONSEILS, CONSEILS D'ADMINISTRATION, COMITES ET COMMISSIONS

Composition au 1^{er} janvier 1959

CONSEIL NATIONAL DES CHARBONNAGES

Siège : 70, rue de la Loi, Bruxelles 4

Président :

Le Ministre des Affaires économiques.

Vice-Président :

Le Directeur général des Mines :
(M. VANDENHEUVEL A.).

Secrétariat :

Service de l'Economie charbonnière, 35, rue Belliard,
Bruxelles 4.

Membres :

COPPEE, G., Inspecteur général à l'Administration du budget et du Contrôle des dépenses;
CULOT, P., Ingénieur civil des Mines, Administrateur délégué de la S.A. des Charbonnages du Hainaut;
DECOT, V., Secrétaire de la Centrale syndicale des travailleurs des Mines du Borinage;
de GUCHTENEERE, A., Directeur général de la Caisse générale d'Epargne et de Retraite;
DELOBE, J., Professeur ordinaire à l'Université Libre de Bruxelles (Faculté des Sciences Appliquées et Ecole de Commerce Solvay);
DELVILLE, P., Ingénieur civil des Mines, Président de l'Association charbonnière du Centre;
DEPREZ, U., Inspecteur général à l'Administration de la réglementation et des relations du Travail;
DETHIER, N., Secrétaire général de la Centrale syndicale des Travailleurs des Mines de Belgique;
HUSSON, A., Secrétaire de la Centrale syndicale des Travailleurs des Mines du Limbourg;
JAMOULLE, V., Conseiller juridique de la Société Nationale de Crédit à l'Industrie;
KAISIN, A., Ingénieur civil des Mines;
LEBLANC, E., Ingénieur civil des Mines, administrateur délégué de la S.A. des Charbonnages de Houthalen;
LEGIEST, J., Secrétaire général de la Centrale des Francs-Mineurs;
LIGNY, J., Ingénieur civil des Mines, Directeur gérant de la S.A. des Charbonnages de Monceau-sur-Sambre;

RADEN, BEHEERRADEN, COMITE'S EN COMMISSIES

Samenstelling op 1 januari 1959

NATIONALE RAAD VOOR DE STEENKOLENMIJNEN

Zetel : 70, Wetstraat, Brussel 4

Voorzitter :

De Minister van Economische Zaken.

Ondervoorzitter :

De Directeur-Generaal van het Mijnwezen :
(De H. VANDENHEUVEL A.).

Secretariaat :

Dienst voor de Steenkoleneconomie, 35, Belliardstraat,
Brussel 4.

Leden :

COPPEE, G., Inspecteur-Generaal bij het Bestuur van de Begroting en de Controle op de Uitgaven;
CULOT, P., Burgerlijk Mijningenieur, Afgevaardigde Beheerder van de N.V. « Charbonnages du Hainaut »;
DECOT, V., Secretaris van de « Centrale Syndicale des travailleurs des mines du Borinage »;
de GUCHTENEERE, A., Directeur-Generaal van de Algemene Spaar- en Lijfrentekas;
DELOBE, J., Gewoon hoogleraar aan de Vrije Universiteit te Brussel (Faculteit Toegepaste Wetenschappen en Handelschool Solvay);
DELVILLE, P., Burgerlijk Mijningenieur, Voorzitter van de « Association charbonnière du Centre »;
DEPREZ, U., Inspecteur-Generaal bij de Administratie van de Arbeidsbetrekkingen en -reglementering;
DETHIER, N., Secretaris-Generaal van de Vakbondcentrale der Mijnwerkers van België;
HUSSON, A., Secretaris van de Vakbondcentrale der Mijnwerkers van Limburg;
JAMOULLE, V., Juridisch Adviseur van de Nationale Maatschappij voor Krediet aan de Nijverheid;
KAISIN, A., Burgerlijk Mijningenieur;
LEBLANC, E., Burgerlijk Mijningenieur, Afgevaardigde Beheerder van de N.V. « Charbonnages de Houthalen »;
LEGIEST, J., Secretaris-Generaal van de Centrale der Vrije Mijnwerkers;
LIGNY, J., Burgerlijk Mijningenieur, Directeur-Gerant van de N.V. « Charbonnages de Monceau-sur-Sambre »;

LOGELAIN, G., Inspecteur général des Services extérieurs de l'administration des Mines;
 MARTENS, J., Inspecteur général du Service de l'Economie charbonnière;
 Baron MEYERS, A., Directeur général honoraire de l'administration des Mines;
 PAQUOT, G., Ingénieur civil des Mines, Directeur gérant de la S.A. des Charbonnages de l'Espérance et Bonne-Fortune;
 THOMASSEN, M., Président de la Centrale des Francs-Mineurs;
 VANDENHEUVEL, A., Directeur général des Mines.

Membres avec voix consultative :

CLEUREN, B., Propagandiste en chef de la Centrale nationale des Employés;
 de la VALLEE POUSSIN, C., Ingénieur civil des Mines, Administrateur-délégué de la S.A. des Cokeries du Marly;
 DEMELENNE, E., Directeur divisionnaire du Bassin de Liège;
 GERARD, P., Directeur divisionnaire du Bassin de Campine;
 GROSJEAN, A., Directeur divisionnaire des Mines, Directeur du Service géologique de Belgique;
 HENKENS, A., Inspecteur technique principal à la Direction du matériel et des achats de la S.N.C.F.B.;
 LAURENT, J., Directeur divisionnaire du bassin de Charleroi-Namur;
 LINARD de GUERTECHIN, A., Directeur divisionnaire des bassins du Borinage et du Centre;
 MALLEBRANCKE, P., Directeur d'administration, chef de l'Office central des Fournitures du Ministère des Travaux Publics et de la Reconstruction;
 THYS, A., Administrateur de Sociétés.

Commissaire du Gouvernement :

DUFLOU, R., Conseiller à l'administration des Mines.

* * *

COMITES REGIONAUX CONSULTATIFS

A. Comité consultatif du Bassin de Mons.

Président :

Le Directeur divisionnaire des bassins du Borinage et du Centre.

(M. A. LINARD de GUERTECHIN).

Membres :

ANDRE, R., à Boussu;
 BAUDRY, J., à Hensies;

LOGELAIN, G., Inspecteur-Generaal van de buitendiensten van de Administratie van het Mijnwezen;
 MARTENS, J., Inspecteur-Generaal van de Dienst voor de Steenkolenconomie;
 Baron MEYERS, A., Ere-Directeur-Generaal van de Administratie van het Mijnwezen;
 PAQUOT, G., Burgerlijk mijn ingenieur, Directeur-Gérant van de N.V. « Charbonnages de l'Espérance et Bonne-Fortune »;
 THOMASSEN, M., Voorzitter van de Centrale der Vrije Mijnwerkers;
 VANDENHEUVEL, A., Directeur-Generaal van het Mijnwezen.

Adviserende leden :

CLEUREN, B., Hoofdpropagandist van de Landelijke Bediendencentrale;
 de la VALLEE POUSSIN, C., Burgerlijk Mijningénieur, Afgevaardigde-Beheerder van de N.V. « Cokeries du Marly »;
 DEMELENNE, E., Divisiédirecteur van het bekken van Luik;
 GERARD, P., Divisiédirecteur van het Kempisch bekken;
 GROSJEAN, A., Divisiédirecteur der Mijnen, Directeur van de Aardkundige Dienst van België;
 HENKENS, A., Eerstaanwezend technisch Inspecteur bij de Directie van het materieel en de aankopen van de N.M.B.S.;
 LAURENT, J., Divisiédirecteur van het bekken van Charleroi-Namen;
 LINARD de GUERTECHIN, A., Divisiédirecteur van de bekkens van de Borinage en het Centrum;
 MALLEBRANCKE, P., Directeur van Administratie, Hoofd van het Centraal Bureau voor Benodigdheden bij het Ministerie van Openbare Werken en Wederopbouw;
 THYS, A., Beheerder van Vennootschappen.

Regeringscommissaris .

DUFLOU, R., Adviseur bij de Administratie van het Mijnwezen.

* * *

GEWESTELIJKE ADVISERENDE COMITES

A. Adviserend Comité van het Bekken van Bergen.

Voorzitter :

De Divisiédirecteur van de bekkens van de Borinage en het Centrum.

(de Heer A. LINARD de GUERTECHIN).

Leden :

ANDRE, R., te Boussu;
 BAUDRY, J., te Hensies;

BRASSEUR, V., à Wasmes;
 DECOT, V., à Hornu;
 DELAMARE, A., à Hyon;
 DUPONT, A., à Frameries;
 FIEVEZ, R., à Erquennes;
 LEDRU, P., à Cuesmes;
 LEFEBVRE, A., à Hautrage;
 MAYENS, R., à Bernissart;
 MONCHAUX, G., à Cuesmes;
 NAMUR, F., à Wasmes;
 TEUGELS, L., à Mons;
 VAN WEYENBERGH, J., à Quaregnon.

B. Comité consultatif du Bassin du Centre.

Président :

Le Directeur divisionnaire des bassins du Borinage et du Centre.

(M. A. LINARD de GUERTECHIN).

Membres :

ARNOULD, M., à Estines-au-Mont;
 DESCHAMPS, M., à La Louvière;
 DUBOIS, E., à Leval-Trahegnies;
 DUMONT, P., à Mariemont;
 DURIAU, M., à La Louvière;
 FOUCART, V., à La Louvière;
 HAVAUX, L., à Anderlues;
 LAMARCHE, J.-M., à La Louvière;
 MEUNIER, M., à La Louvière;
 PILETTE, H., à Maurage;
 STEVENS, E., à Ressaix;
 STIEMAN, O., à Chapelle-lez-Herlaimont;
 THERASSE, M., à Strépy-Bracquegnies;
 VAN PEL, M., à Bois-du-Luc.

C. Comité consultatif du Bassin de Charleroi-Namur.

Président :

Le Directeur divisionnaire du bassin de Charleroi-Namur.

(M. J. LAURENT).

Membres :

ADAM, L., à Arsimont;
 BALESE, R., à Châtelineau;
 BRISON, P., à Anderlues;
 DARGENT, M., à Charleroi;
 DENIS, A., à Monceau-sur-Sambre;
 FIEVEZ, V., à Montignies-sur-Sambre;
 JACQUES, A., à Châtelineau;
 LELOUX, A., à Charleroi;
 MEILLEUR, J., à Lambusart;
 MICHAUX, J., à Tamines;
 NOEL, N., à Souvret;

BRASSEUR, V., te Wasmes;
 DECOT, V., te Hornu;
 DELAMARE, A., te Hyon;
 DUPONT, A., te Frameries;
 FIEVEZ, R., te Erquennes;
 LEDRU, P., te Cuesmes;
 LEFEBVRE, A., te Hautrage;
 MAYENS, R., te Bernissart;
 MONCHAUX, G., te Cuesmes;
 NAMUR, F., te Wasmes;
 TEUGELS, L., te Bergen;
 VAN WEYENBERGH, J., te Quaregnon.

B. Adviserend Comité van het Centrum.

Voorzitter :

De Divisiëdirecteur van de bekkens van de Borinage het Centrum.

(de Heer A. LINARD de GUERTECHIN).

Leden :

ARNOULD, M., te Estinnes-au-Mont;
 DESCHAMPS, M., te La Louvière;
 DUBOIS, E., te Leval-Trahegnies;
 DUMONT, P., te Mariemont;
 DURIAU, M., te La Louvière;
 FOUCART, V., te La Louvière;
 HAVAUX, L., te Anderlues;
 LAMARCHE, J.-M., te La Louvière;
 MEUNIER, M., te La Louvière;
 PILETTE, H., te Maurage;
 STEVENS, E., te Ressaix;
 STIEMAN, O., te Chapelle-lez-Herlaimont;
 THERASSE, M., te Strepy-Bracquegnies;
 VAN PEL, M., te Bois-du-Luc.

C. Adviserend Comité van het Bekken van Charleroi-Namen.

Voorzitter :

De Divisiëdirecteur van het bekken van Charleroi-Namen.

(de Heer J. LAURENT).

Leden :

ADAM, L., te Arsimont;
 BALESE, R., te Châtelineau;
 BRISON, P., te Anderlues;
 DARGENT, M., te Charleroi;
 DENIS, A., te Monceau-sur-Sambre;
 FIEVEZ, V., te Montignies-sur-Sambre;
 JACQUES, A., te Châtelineau;
 LELOUX, A., te Charleroi;
 MEILLEUR, J., te Lambusart;
 MICHAUX, J., te Tamines;
 NOEL, N., te Souvret;

PIRSOUL, F., à Marcinelle;
 QUESTIAUX, J., à Gilly;
 VANDENDRIESSCHE, E., à Courcelles;

D. Comité consultatif du Bassin de Liège.

Président :

Le Directeur divisionnaire du bassin de Liège.
 (M. E. DEMELENNE).

Membres :

BOULANGER, A., à Liège;
 BRACONIER, L., à Coronmeuse-lez-Liège;
 COLPIN, J., à Fléron;
 DESSARD, R., à Beyne-Heusay;
 DESSARD, R., à Tilleur-lez-Liège;
 DUMONT, J., à Seraing;
 GALAND, G., à Grâce-Berleur;
 HAFFER, J., à Liège;
 HULIN, M., à Micheroux;
 LEDENT, P., à Queue-du-Bois;
 NEULENS, J., à Herstal;
 PAQUOT, G., à Montegnée;
 THOMAS, L., à Grâce-Berleur;
 VAN MECHELEN, A., à Liège.

E. Comité consultatif du Bassin de la Campine.

Président :

Le Directeur divisionnaire du bassin de la Campine.
 (M. P. GERARD).

Membres :

BASTIN, L., à Beringen;
 BIJNENS, F., à Beringen;
 BOLLEN, J., à Hasselt;
 CLEUREN, B., à Hasselt;
 COSEMANS, J., à Mechelen-sur-Meuse;
 DELTENRE, R., à Houthalen;
 DEWINTER, E., à Winterslag;
 HUSSON, A., à Beringen;
 OOMS, J., à Genk;
 RENNOTTE, E., à Zwartberg;
 VANKERKHOVE, P., à Zolder;
 VERDEYEN, J., à Eisden;
 VESTERS, P., à Waterschei;
 WIELS, L., à Koersel.

CONSEIL SUPERIEUR DE LA SECURITE MINIERE

Siège : 70, rue de la Loi, Bruxelles 4

Président :

Le Directeur général des Mines.
 (M. VANDENHEUVEL A.).

PIRSOUL, F., te Marcinelle;
 QUESTIAUX, J., te Gilly;
 VANDENDRIESSCHE, E., te Courcelles.

D. Adviserend Comité van het Bekken van Luik.

Voorzitter :

De Divisiédirecteur van het bekken van Luik.
 (M. E. DEMELENNE).

Leden :

BOULANGER, A., te Luik;
 BRACONIER, L., te Coronmeuse-bij-Luik;
 COLPIN, J., te Fléron;
 DESSARD, R., te Beyne-Heusay;
 DESSARD, R., te Tilleur-bij-Luik;
 DUMONT, J., te Seraing;
 GALAND, G., te Grâce-Berleur;
 HAFFER, J., te Luik;
 HULIN, M., te Micheroux;
 LEDENT, P., te Queue-du-Bois;
 NEULENS, J., te Herstal;
 PAQUOT, G., te Montegnée;
 THOMAS, L., te Grâce-Berleur;
 VAN MECHELEN, A., te Luik.

E. Adviserend Comité van het Kempisch Bekken.

Voorzitter :

De Divisiédirecteur van het Kempisch bekken.
 (de Heer P. GERARD).

Leden :

BASTIN, L., te Beringen;
 BIJNENS, F., te Beringen;
 BOLLEN, J., te Hasselt;
 CLEUREN, B., te Hasselt;
 COSEMANS, J., te Mechelen-aan-Maas;
 DELTENRE, R., te Houthalen;
 DEWINTER, E., te Winterslag;
 HUSSON, A., te Beringen;
 OOMS, J., te Genk;
 RENNOTTE, E., te Zwartberg;
 VANKERKHOVE, P., te Zolder;
 VERDEYEN, J., te Eisden;
 VESTERS, P., te Waterschei;
 WIELS, L., te Koersel.

HOGE RAAD VOOR VEILIGHEID IN DE MIJNEN

Zetel : 70 Wetstraat, Brussel 4

Voorzitter :

De Directeur-Generaal van het Mijnwezen.
 (De Heer VANDENHEUVEL A.).

Secrétaires :

CALLUT, H., Ingénieur principal divisionnaire des Mines;
 HAUSMAN, A., Directeur du Centre de coordination des Centrales de sauvetage de Campine;
 MARTIAT, V., Ingénieur principal des Mines;

Rapporteur :

COOLS, G., Directeur divisionnaire des Mines;

Membres :

ANDRE, P., Ingénieur-Directeur des Travaux du Fond des Charbonnages de Mauraage;
 BIJNENS, F., Délégué de la Centrale des Francs-Mineurs;
 BRISON, P., Directeur gérant de la S.A. des Houillères d'Anderlues;
 DAVIN, G., Directeur des Travaux à la S.A. des Charbonnages d'Hensies-Pommerœul;
 DE CONINCK, L., Directeur du Centre national belge de Coordination des Centrales de sauvetage;
 DEMELENNE, E., Directeur divisionnaire du Bassin de Liège;
 DEWINTER, E., Directeur-gérant de la S.A. des Charbonnages de Winterslag;
 DUBOIS, E., Délégué de la Centrale Syndicale des Travailleurs des Mines de Belgique;
 DUTILLEUL, E., Directeur des Travaux à la S.A. des Charbonnages du Levant et des Produits du Flénu;
 FIEVEZ, V., Délégué de la Centrale Syndicale des Travailleurs des Mines de Belgique;
 FOUCCART, V., Délégué de la Centrale des Francs-Mineurs;
 FRIPIAT, J., Directeur divisionnaire des Mines, directeur de l'Institut national des Mines;
 GERARD, P., Directeur divisionnaire du Bassin de Campine;
 GILBERT, J., Délégué de la Centrale des Francs-Mineurs;
 GILLOT, L., Délégué de la Centrale Syndicale des Travailleurs des Mines de Belgique;
 HUSSON, A., Secrétaire de la Centrale syndicale des Travailleurs des Mines du Limbourg;
 LAPAILLE, H., Délégué de la Centrale syndicale des Travailleurs des Mines de Belgique;
 LAURENT, J., Directeur divisionnaire du Bassin de Charleroi-Namur;

Secretarissen :

CALLUT, H., Eerstaanwezend Divisiemijnningénieur;
 HAUSMAN, A., Directeur van het Coördinatiecentrum van de Kempische Reddingscentrales;
 MARTIAT, V., Eerstaanwezend Mijningénieur;

Verslaggever :

COOLS, G., Divisiedirecteur der Mijnen;

Leden :

ANDRE, P., Ingenieur, leider der ondergrondse werken van de kolenmijn « Charbonnages de Mauraage »;
 BIJNENS, F., Afgevaardigde van de Centrale der Vrije Mijnwerkers;
 BRISON, P., Directeur-Gerant van de N.V. « Houillères d'Anderlues »;
 DAVIN, G., Leider der werken van de N.V. « Charbonnages d'Hensies-Pommerœul »;
 DE CONINCK, L., Directeur van het Belgisch Nationaal Coördinatiecentrum van de Reddingscentrales;
 DEMELENNE, E., Divisiedirecteur van het bekken van Luik;
 DEWINTER, E., Directeur-Gerant van de N.V. Kolenmijnen van Winterslag;
 DUBOIS, E., Afgevaardigde van de Vakbondcentrale der Mijnwerkers van België;
 DUTILLEUL, E., Leider der werken in de N.V. « Charbonnages du Levant et des Produits du Flénu »;
 FIEVEZ, V., Afgevaardigde van de Vakbondcentrale der Mijnwerkers van België;
 FOUCCART, V., Afgevaardigde van de Centrale der Vrije Mijnwerkers;
 FRIPIAT, J., Divisiedirecteur der Mijnen, Directeur van het Nationaal Mijninstituut;
 GERARD, P., Divisiedirecteur van het Kempisch bekken;
 GILBERT, J., Afgevaardigde van de Centrale der Vrije Mijnwerkers;
 GILLOT, L., Afgevaardigde van de Vakbondcentrale der Mijnwerkers van België;
 HUSSON, A., Secretaris van de Vakbondcentrale der Mijnwerkers van Limburg;
 LAPAILLE, H., Afgevaardigde van de Vakbondcentrale der Mijnwerkers van België;
 LAURENT, J., Divisiedirecteur van het bekken van Charleroi-Namen;

LEDENT, P., Administrateur Directeur gérant de la S.A. des Charbonnages des Quatre-Jean;
 LEGIEST, J., Secrétaire général de la Centrale des Francs-Mineurs;
 LINARD de GUERTECHIN, A., Directeur divisionnaire des Bassins du Borinage et du Centre;
 LOGELAIN, G., Inspecteur général des Services extérieurs de l'Administration des Mines;
 OOMS, J., Délégué de la Centrale des Francs-Mineurs;
 ROYER, R., Ingénieur en Chef à la S.A. des Charbonnages de Houthalen;
 SCHOEMANS, A., Administrateur-directeur des Ardoisières de Warmifontaine;
 VAN LANDER, E., Directeur général de la Fédération charbonnière de Belgique;
 VENTER, J., Directeur divisionnaire des Mines, directeur de l'INICHAR.
 WOUTERS, J., Directeur de l'Union des producteurs belges de chaux, calcaires, dolomies et produits connexes.

CONSEIL GEOLOGIQUE

Siège : 13, rue Jenner, Bruxelles

Président :

Le Directeur Général des Mines :
 (M. VANDENHEUVEL A.)

Membre-secrétaire :

GROSJEAN, A., Directeur Divisionnaire des Mines,
 Directeur du Service Géologique de Belgique.

Membres :

ASSELBERGHS, E., Membre titulaire de l'Académie Royale de Belgique, professeur à l'Université de Louvain ;
 de BETHUNE, P., Professeur à l'Université de Louvain ;
 DELMER, A., Ingénieur principal divisionnaire des Mines, attaché au Service Géologique de Belgique;
 de MAGNEE, I., Professeur à l'Université de Bruxelles;
 FOURMARIER, P., Membre titulaire de l'Académie Royale de Belgique, professeur émérite de l'Université de Liège ;
 HACQUAERT, A., Professeur à l'Université de Gand ;
 LECOMPTE, M., Directeur de laboratoire à l'Institut Royal des Sciences naturelles de Belgique ;

LEDENT, P., Administrateur Directeur-Gerant van de N.V. « Charbonnages des Quatre-Jean » ;
 LEGIEST, J., Secretaris-Generaal van de Centrale der Vrije Mijnwerkers;
 LINARD de GUERTECHIN, A., Divisiédirecteur van de Borinage en het Centrum;
 LOGELAIN, G., Inspecteur-Generaal van de buitendiensten van de Administratie van het Mijnwezen;
 OOMS, J., Afgevaardigde van de Centrale der Vrije Mijnwerkers;
 ROYER, R., Hoofdingenieur in de N.V. « Charbonnages de Houthalen » ;
 SCHOEMANS, A., Administrateur-Directeur van de « Ardoisières de Warmifontaine » ;
 VAN LANDER, E., Directeur-Generaal van de Belgische Steenkool Federatie;
 VENTER, J., Divisiédirecteur der mijnen, Directeur van het Nationaal Instituut voor de Steenkolenrijverheid;
 WOUTERS, J., Directeur van de Vereniging der Belgische voortbrengers van kalk, kalksteen, dolomiet en aanverwante producten.

AARDKUNDIGE RAAD

Zetel : 13, Jennerstraat, Brussel

Voorzitter :

De Directeur-Generaal van het Mijnwezen :
 (De H. VANDENHEUVEL A.)

Lid-secretaris :

GROSJEAN, A., Divisiédirecteur der Mijnen, Directeur van de Aardkundige Dienst van België.

Leden :

ASSELBERGHS, E., Werkend lid van de Koninklijke Akademie van België, Hoogleraar aan de Universiteit van Leuven ;
 de BETHUNE, P., Hoogleraar aan de Universiteit van Leuven ;
 DELMER, A., Eerstaanwezend Divisiemijnningenieur, gehecht aan de Aardkundige Dienst van België;
 de MAGNEE, I., Hoogleraar aan de Universiteit van Brussel ;
 FOURMARIER, P., Werkend lid van de Koninklijke Akademie van België, Hoogleraar emeritus aan de Universiteit van Luik ;
 HACQUAERT, A., Hoogleraar aan de Universiteit van Gent ;
 LECOMPTE, M., Laboratoriumdirecteur bij het Koninklijk Instituut voor Natuurwetenschappen van België ;

LEGRAYE, M., Professeur à l'Université de Liège ;
 LOGELAIN, G., Inspecteur Général des Mines;
 MARLIÈRE, R., Professeur à la Faculté Technique
 de Mons ;
 MICHOT, P., Professeur à l'Université de Liège;
 MORTELMANS, G., Professeur à l'Université de
 Bruxelles;
 TAVERNIER, R., Professeur à l'Université de Gand,
 Membre correspondant de l'Académie flamande -
 Classe des sciences ;
 VAN STRAELEN, V., Membre titulaire de l'Académie
 Royale de Belgique, professeur à l'Université
 de Gand, directeur honoraire de l'Institut Royal
 des Sciences Naturelles de Belgique.

**CONSEIL D'ADMINISTRATION
 DE L'INSTITUT NATIONAL
 DE L'INDUSTRIE CHARBONNIÈRE**

Siège : 7, boulevard Frère-Orban, Liège

Président :

MEYERS, A., Directeur Général honoraire des Mines.

Vice-Présidents :

GHAYE, L., Ingénieur-Directeur de la S.A. des Charbonnages de Boubier ;
 WIBAIL, A., Directeur Général au Ministère des Affaires Economiques.

Rapporteur :

VENTER, J., Directeur divisionnaire des Mines, Directeur de l'Institut National de l'Industrie Charbonnière ;

Membres :

CAMBIER, M., Directeur de la S.A. des Charbonnages de La Louvière et Sars Longchamps.
 DELATTRE, A., Ministre d'Etat ;
 DE MAGNEE, J., Professeur à l'Université de Bruxelles ;
 DEWINTER, E., Directeur-Gérant de la S.A. des Charbonnages de Winterslag ;
 ERCULISSE, P., Professeur à l'Université de Bruxelles ;
 FRIPIAT, J., Directeur divisionnaire des Mines, Directeur de l'Institut National des Mines ;
 GROSJEAN, A., Directeur divisionnaire des Mines, Directeur du Service Géologique de Belgique ;
 HACQUAERT, A., Professeur à l'Université de Gand ;

LEGRAYE, M., Hoogleraar aan de Universiteit van Luik ;
 LOGELAIN, G., Inspecteur-Generaal der Mijnen;
 MARLIÈRE, R., Hoogleraar aan de « Faculté Technique de Mons » ;
 MICHOT, P., Hoogleraar aan de Universiteit te Luik;
 MORTELMANS, G., Hoogleraar aan de Universiteit te Brussel;
 TAVERNIER, R., Hoogleraar aan de Universiteit van Gent, Briefwisselend lid van de Koninklijke Vlaamse Akademie - Klasse der wetenschappen ;
 VAN STRAELEN, V., Werkend lid van de Koninklijke Akademie van België, Hoogleraar aan de Universiteit van Gent, ere-directeur van het Koninklijk Instituut voor Natuurwetenschappen van België.

**BEHEERAAAD
 VAN HET NATIONAAL INSTITUUT
 VOOR DE STEENKOLENNIJVERHEID**

Zetel : 7, boulevard Frère-Orban, Luik

Voorzitter :

MEYERS, A., Ere-Directeur-Generaal van het Mijnwezen.

Ondervoorzitters :

GHAYE, L., Ingenieur-Directeur van de N.V. « Charbonnages de Boubier » ;
 WIBAIL, A., Directeur-Generaal bij het Ministerie van Economische Zaken.

Verslaggever :

VENTER, J., Divisiedirecteur der Mijnen, Directeur van het Nationaal Instituut voor de Steenkolen nijverheid ;

Leden :

CAMBIER, M., Directeur van de N.V. Charbonnages de La Louvière et Sars Longchamps.
 DELATTRE, A., Minister van Staat ;
 DE MAGNEE, J., Hoogleraar aan de Universiteit van Brussel ;
 DEWINTER, E., Directeur-Gerant van de N.V. Kolennijnen van Winterslag ;
 ERCULISSE, P., Hoogleraar aan de Universiteit van Brussel ;
 FRIPIAT, J., Divisiedirecteur der Mijnen, Directeur van het Nationaal Mijninstituut ;
 GROSJEAN, A., Divisiedirecteur der Mijnen, Directeur van de Aardkundige Dienst van België ;
 HACQUAERT, A., Hoogleraar aan de Universiteit van Gent ;

HENRY, L., Directeur de l'Institut pour l'encouragement de la recherche scientifique dans l'industrie et l'agriculture (I.R.S.I.A.) ;

HOUBERECHTS, A., Professeur à l'Université de Louvain ;

HOUZEAU de LEHAIE, P., Administrateur de la Faculté Polytechnique de Mons ;

HULIN, M., Directeur-Gérant de la S.A. des Charbonnages du Hasard.

LEDRU, P., Directeur-Gérant de la S.A. des Charbonnages du Levant et des Produits du Flénu ;

LEGIEST, J., Délégué de la Centrale des Francs Mineurs ;

LEGRAYE, M., Professeur à l'Université de Liège ;

MERTENS, E., Professeur à l'Université de Louvain ;

Commissaire du Gouvernement :

FRESON, H., Directeur divisionnaire des Mines.

HENRY, L., Directeur van het Instituut tot Aanmoediging van het Wetenschappelijk Onderzoek in Nijverheid en Landbouw (I.W.O.N.L.) ;

HOUBERECHTS, A., Hoogleraar aan de Universiteit van Leuven ;

HOUZEAU de LEHAIE, P., Beheerder van de « Faculté Polytechnique de Mons » ;

HULIN, M., Directeur-Gerant van de N.V. « Charbonnages du Hasard » ;

LEDRU, P., Directeur-Gerant van de N.V. « Charbonnages du Levant et des Produits du Flénu » ;

LEGIEST, J., Afgevaardigde van de Centrale der Vrije Mijnwerkers ;

LEGRAYE, M., Hoogleraar aan de Universiteit van Luik ;

MERTENS, E., Hoogleraar aan de Universiteit van Leuven ;

Regeringscommissaris :

FRESON, H., Divisiedirecteur der Mijnen.

**CONSEIL D'ADMINISTRATION
DE L'INSTITUT NATIONAL DES MINES**

Siège : 60, rue Grande, Pâturages

Président :

Le Directeur Général des Mines :
(M. VANDENHEUVEL A.)

Membre-secrétaire :

Le Directeur de l'Institut National des Mines :
M. FRIPIAT, J., Directeur divisionnaire des Mines.

Membres :

DARGENT, M., Directeur-Gérant de la Division des Charbonnages Belges et Hornu et Wasmes de la S.A. John Cockerill ;

DEDOYARD, J., Membre de la Chambre des Représentants ;

DELATTRE, A., Ministre d'Etat ;

DEMEURE de LESPAUL, C., Ingénieur principal des Mines en disponibilité, Professeur à l'Université de Louvain.

DEMIERBE, E., Ingénieur ;

DENOEL, L., Inspecteur Général honoraire des Mines, Professeur émérite de l'Université de Liège ;

DEWINTER, E., Directeur-Gérant de la S.A. des Charbonnages de Winterslag ;

ERCULISSE, P., Professeur à l'Université de Bruxelles ;

GILLOT, L., Secrétaire de la Centrale syndicale des Travailleurs des Mines de Belgique ;

LAURENT, J., Directeur Divisionnaire des Mines ;

**BEHEERRAAD
VAN HET NATIONAAL MIJNINSTITUUT**

Zetel : 60, rue Grande, Pâturages

Voorzitter :

De Directeur-Generaal van het Mijnwezen :
(De H. VANDENHEUVEL A.)

Lid-secretaris :

De Directeur van het Nationaal Mijninstituut :
De H. FRIPIAT, J., Divisiedirecteur der Mijnen.

Leden :

DARGENT, M., Directeur-Gerant van de Afdeling « Charbonnages Belges et Hornu et Wasmes » van de N.V. John Cockerill ;

DEDOYARD, J., Volksvertegenwoordiger ;

DELATTRE, A., Minister van Staat ;

DEMEURE de LESPAUL, C., Ter beschikking gestelde Eerstaanwezend Ingenieur der Mijnen, Hoogleraar bij de Universiteit van Leuven ;

DEMIERBE, E., Ingenieur ;

DENOEL, L., Ere-Inspecteur-Generaal der Mijnen, Hoogleraar emeritus aan de Universiteit van Luik ;

DEWINTER, E., Directeur-Gerant van de N.V. Kolennijnen van Winterslag ;

ERCULISSE, P., Hoogleraar aan de Universiteit van Brussel ;

GILLOT, L., Secretaris van de Vakbondcentrale der Mijnwerkers van België ;

LAURENT, J., Divisiedirecteur der Mijnen ;

LIBERT, G., Président du Conseil d'administration de la S.A. des Charbonnages de Gosson-Kessales ;
 LOGELAIN, G., Inspecteur Général des Mines ;
 MEILLEUR, A., Administrateur-délégué de la S.A. des Charbonnages de Bonne-Espérance à Lambusart ;
 PETRE, R., Membre de la Chambre des Représentants ; Délégué de la Centrale des Francs Mineurs ;
 RASKIN, E., Président de l'Association des Fabricants Belges d'Explosifs ;
 STEVENS, E., Directeur-Gérant de la S.A. des Charbonnages de Ressaix, Leval, Péronnes, Ste-Aldegonde et Genck ;
 THOMASSEN, M., Président de la Centrale des Francs Mineurs ;
 VAN KERCKHOVEN, H., Ingénieur en chef-Directeur des mines ;
 VENTER, J., Directeur Divisionnaire des Mines, Directeur de l'Institut National de l'Industrie Charbonnière.

Commissaire du Gouvernement :

GERARD, P., Directeur Divisionnaire des Mines.

**CONSEIL D'ADMINISTRATION
 DU FONDS NATIONAL DE GARANTIE POUR
 LA REPARATION DES DEGATS HOUILLERS**

Siège : 30, avenue Marnix, Bruxelles 5

Président :

Le Ministre des Affaires économiques.

Secrétaire :

POURTOIS, R., Conseiller au Ministère des Affaires économiques.

Membres :

BERTRAND, A., Membre de la Chambre des Représentants ;
 DARGENT, M., Directeur général de la S.A. des Charbonnages de Mambourg, Sacré-Madame et Poirier Réunis ;
 DEDOYARD, J., Membre de la Chambre des Représentants ;
 DESTENAY, M., Membre de la Chambre des Représentants ;
 GUEUR, E., Directeur gérant honoraire de la S.A. des Charbonnages de Maurage ;
 LEDENT, P., Administrateur directeur gérant de la S.A. des Charbonnages des Quatre-Jean ;
 LEDRU, P., Directeur gérant de la S.A. des Charbonnages du Levant et des Produits du Flénu ;

LIBERT, G., Voorzitter van de Raad van Beheer van de N.V. Charbonnages de Gosson-Kessales ;
 LOGELAIN, G., Inspecteur-Generaal der Mijnen ;
 MEILLEUR, A., Afgevaardigde-Beheerder van de N.V. Charbonnages de Bonne-Espérance, te Lambusart ;
 PETRE, R., Volksvertegenwoordiger, Afgevaardigde van de Centrale der Vrije Mijnwerkers ;
 RASKIN, E., Voorzitter van de Vereniging der Belgische Springstoffabrikanten ;
 STEVENS, E., Directeur-Gerant van de N.V. « Charbonnages de Ressaix, Leval, Péronnes, Ste-Aldegonde et Genck » ;
 THOMASSEN, M., Voorzitter van de Centrale der Vrije Mijnwerkers ;
 VAN KERCKHOVEN, H., Hoofdingenieur-Directeur der Mijnen ;
 VENTER, J., Divisiëdirecteur der Mijnen, Directeur van het Nationaal Instituut voor de Steenkolennijverheid.

Regeringscommissaris :

GERARD, P., Divisiëdirecteur der Mijnen.

**RAAD VAN BEHEER
 VAN HET NATIONAAL WAARBORGFONDS
 INZAKE KOLENMIJSCHADE**

Zetel : 30, Marnixlaan, Brussel 5

Voorzitter :

De Minister van Economische Zaken.

Secretaris :

POURTOIS, R., Adviseur bij het Ministerie van Economische Zaken.

Leden :

BERTRAND, A., Volksvertegenwoordiger ;
 DARGENT, M., Directeur-Generaal van de N.V. « Charbonnages de Mambourg, Sacré-Madame et Poirier Réunis » ;
 DEDOYARD, J., Volksvertegenwoordiger ;
 DESTENAY, M., Volksvertegenwoordiger ;
 GUEUR, E., Ere-Directeur-Gerant van de N.V. « Charbonnages de Maurage » ;
 LEDENT, P., Administrateur-Directeur-Gerant van de N.V. « Charbonnages des Quatre-Jean » ;
 LEDRU, P., Directeur-Gerant van de N.V. « Charbonnages du Levant et des Produits du Flénu » ;

MEYERS, A., Directeur général honoraire des Mines;

MICHAUX, J., Directeur général de la S.A. des Charbonnages Roton-Farciennes et Oignies-Aiseau;

VANDENHEUVEL, A., Directeur général des Mines;

VERDEYEN, J., Directeur gérant de la S.A. des Charbonnages de Limbourg-Meuse à Eisden;

VINCK, F., Directeur à la Haute Autorité de la C.E.C.A.

MEYERS, A., Ere-Directeur-Generaal van het Mijnwezen;

MICHAUX, J., Directeur-Generaal van de N.V. « Charbonnages de Roton-Farciennes et Oignies-Aiseau »;

VANDENHEUVEL, A., Directeur-Generaal van het Mijnwezen;

VERDEYEN, J., Directeur-Gerant van de N.V. Kolenmijnen Limburg-Maas te Eisden;

VINCK, F., Directeur bij de Hoge Autoriteit van de E.G.K.S.

COMITE PERMANENT DES DOMMAGES MINERS

Siège : 30, avenue Marnix, Bruxelles 5

Président :

VANDENHEUVEL, A., Directeur général des Mines.

Secrétaire :

MARTENS, J., Inspecteur général des Mines.

Membres :

de VILLENFAGNE de VOGELSANK, baron Jean, à Zolder;

DESCAMPS, L., Directeur gérant de la S.A. des Charbonnages du Centre de Jumet;

GOFFIN, H.;

LABARRE, A.;

LEDENT, P., Administrateur directeur gérant de la S.A. des Charbonnages des Quatre-Jean;

LEDRU, P., Directeur gérant de la S.A. des Charbonnages du Levant et des Produits du Flénu;

MEILLEUR, P., Directeur gérant de la S.A. des Charbonnages de Bonne-Espérance;

PILETTE, H., Directeur gérant de la S.A. des Charbonnages de Maurage;

PLATEUS, F., Notaire;

TONNON, L., Architecte;

URBAIN, H.;

VERDEYEN, J., Directeur gérant de la S.A. des Charbonnages de Limbourg-Meuse à Eisden.

VAST COMITE VOOR MIJNSCHADE

Zetel : 30, Marnixlaan, Brussel 5

Voorzitter :

VANDENHEUVEL, A., Directeur-Generaal van het Mijnwezen.

Secretaris :

MARTENS, J., Inspecteur-Generaal der Mijnen.

Leden :

de VILLENFAGNE de VOGELSANCK, baron Jean, te Zolder;

DESCAMPS, L., Directeur-Gerant van de N.V. « Charbonnages du Centre de Jumet »;

GOFFIN, H.;

LABARRE, A.;

LEDENT, P., Administrateur-Directeur-Gerant van de N.V. « Charbonnages des Quatre-Jean »;

LEDRU, P., Directeur-Gerant van de N.V. « Charbonnages du Levant et des Produits du Flénu »;

MEILLEUR, P., Directeur-Gerant van de N.V. « Charbonnages de Bonne-Espérance »;

PILETTE, H., Directeur-Gerant van de N.V. « Charbonnages de Maurage »;

PLATEUS, F., Notaris;

TONNON, L., Bouwmeester;

URBAIN, H.;

VERDEYEN, J., Directeur-Gerant van de N.V. Kolenmijnen Limburg-Maas te Eisden.

Sélection des fiches d'Inichar

Inichar publie régulièrement des fiches de documentation classées, relatives à l'industrie charbonnière et qui sont adressées notamment aux charbonnages belges. Une sélection de ces fiches paraît dans chaque livraison des Annales des Mines de Belgique.

Cette double parution répond à deux objectifs distincts :

- a) *Constituer une documentation de fiches classées par objet*, à consulter uniquement lors d'une recherche déterminée. Il importe que les fiches proprement dites ne circulent pas ; elles risqueraient de s'égarer, de se souiller et de n'être plus disponibles en cas de besoin. Il convient de les conserver dans un meuble ad hoc et de ne pas les diffuser.
- b) *Apporter régulièrement des informations groupées par objet*, donnant des vues sur toutes les nouveautés. C'est à cet objectif que répond la sélection publiée dans chaque livraison.

B. ACCES AU GISEMENT. METHODES D'EXPLOITATION.

IND. B 0

Fiche n° 23.332

O. TREPTOW. Bodenwirtschaft für den Steinkohlenbergbau. *La surface nécessaire pour une mine de charbon.* — Glückauf, 1959, 17 janvier, p. 108/114, 6 fig.

Le bassin de la Ruhr s'étend sur 6.200 km² avec une extension approximativement E-W de 140 km. 5.000 km² sont couverts par des concessions : 1.600 km² sont en exploitation, 1700 autres km² sont reconnus par sondages. En 1956, l'extraction a atteint 125 M de t, la main-d'œuvre a atteint 450.000 ouvriers en 1957, nourrissant une population d'environ 1,5 M d'habitants, soit 2 fois la population d'Essen. Depuis 1792, on y a extrait 6,5 Ma. de t, sur la surface de la ville d'Essen, si on accumule ce tonnage, cela fait une couche de 28 m d'épaisseur. Actuellement, les exploitations se déplacent vers le nord, le développement des anciennes mines est fort souvent entravé par le développement de la bâtisse et des autres industries, les installations reviennent cher et les dégâts à la surface qu'il faut réparer sont onéreux, la surface endommagée grandit avec l'approfondissement des travaux.

Il faut profiter de l'expérience acquise dans les anciennes exploitations pour établir les nouvelles. A cet effet, après avoir estimé le terrain nécessaire aux installations de surface, il faut compter que cela ne représente que 26 % de la surface nécessaire,

auxquels s'ajouteront 26 % pour les extensions futures, 40 % pour les logements, 8 % pour plaines de jeux, etc...

L'auteur estime à 2 m² la surface nécessaire par tonne d'extraction annuelle. Ainsi une mine de 10.000 t d'extraction journalière a besoin de 6.000 ha.

IND. B 114

Fiche n° 23.174

E. BURISCH. Friedrich Hermann Poetsch, ein Beitrag zur Geschichte des Schachtbteufen nach dem Gefrierverfahren. *F.H. Poetsch, une contribution à l'histoire du fonçage des puits par la congélation.* — Glückauf, 1958, 20 décembre, p. 1828/1835.

Il y a actuellement 75 ans que F.H. Poetsch, ingénieur des mines et topographe, découvrait un procédé qui devait avoir de nombreuses et inestimables applications. On ne sait pas très bien comment Poetsch a fait sa découverte. La nature en a fourni le prototype : les Samoyèdes creusent depuis toujours des puits de 2 m × 2 m dans les terrains aquifères naturellement congelés jusqu'à des profondeurs de 24 m dans les mines d'or sibériennes. En 1862, dans le Pays de Galles, on doit avoir traversé une passe aquifère avec des tubes congelés, on ne sait pas très bien si ni comment Poetsch est associé à cet ouvrage. F.H. Poetsch est né en 1842 dans une maison de garde-forestier à Beindorf, il a suivi les cours de l'école des mines de Clausthal de 1860 à 1862. En 1887, il est directeur général de la So-

ciété Poetsch de sondages à Berlin. C'est le 27 février 1883 qu'il prit un brevet pour un procédé économique de fonçage de puits en terrains aquifères. Dans une publication de 1886, il signale deux projets allemands et un belge dont il est chargé, ce dernier est un puits dans une mine de charbon à Housu près de Haine-St-Paul, qui avait déjà atteint la profondeur de 60 m sans congélation et était arrêté, le puits qui avait 4 m de diamètre a été poursuivi avec succès de 1885 à 1887 grâce à 20 sondages de congélation. L'article retrace les premiers essais de Poetsch, ses succès et aussi les diverses concurrences qui ont été suscitées. D'après une publication de Hugo et J. Joosten (1906), jusqu'à 1905 inclus, on avait creusé par congélation : 41 puits en France, 19 en Allemagne, 3 en Angleterre et 3 en Belgique, 6 en Hollande, 1 aux E.U. et 1 en Autriche. Soit 74 dont 64 en charbons et lignites. Ils furent exécutés : 7 par Poetsch, 22 par Gebhardt et Koenig, 12 par Gebhardt et des sociétés françaises associées, 33 par des sociétés françaises seules. Depuis, plusieurs autres firmes et chercheurs ont apporté des améliorations diverses sans rien changer au principe.

IND. B 30

Fiche n° 23.126

W. GOOSSENS. Aus- und Vorrichtung im Steinkohlenbergbau. *Les travaux préparatoires dans les mines de charbon.* — *Zur Deutschen Bergbau-Ausstellung*, 1958, p. 27/40, 36 fig.

Près d'un quart des postes du fond sont dépensés dans les travaux préparatoires, la mécanisation de ces travaux non seulement accroîtra le rendement, mais surtout permettra une plus grande concentration des chantiers d'abattage.

Les travaux au rocher bénéficient déjà du chargement mécanique, les perforatrices ont difficile de s'introduire, au sujet du tir, les détonateurs à millisecondes sont fort utilisés. La mécanisation du soutènement en galeries est difficile à réaliser, dans le cas de revêtement en claveaux, un procédé pour en accélérer la pose est décrit. Pour le creusement des puits intérieurs, il y a deux méthodes : le chargement par grappin et le creusement par grand trou de sonde. La mécanisation des chassages est la dernière à démarrer : les chargeuses sur chenilles et les scrapers sont utilisés, en montages on peut recourir aux haveuses shortwall ou au scraper.

L'article donne quelques vues intéressantes : perforatrice à 2 bras Turmag - Chariot Mönninghoff à 5 bras - Chargeuse à rateau Westfalia - Montecharge pour claveaux - Grappin poulpe W. Scheidt - Aléuseuse pour trous de sonde de grand diamètre à tricones Söding et Halbach - Chargeuse Eimco - Bétonneuse W. Schwing à air comprimé - Chargeuse sur pneus Atlas-Copco - Scraper-perforatrice sur chenille E. Wolff - Abatteuse continue Joy - Scrapers divers.

Les travaux préparatoires sont susceptibles d'un planning très poussé permettant de faire rendre à la mécanisation le maximum de ce qu'on peut en attendre.

IND. B 31

Fiche n° 23.145

H. BINDELS et F. WERNER. Eine Betriebsstudie beim Vortreiben eines Querschlags. *Etude des méthodes pour l'avancement d'un bouveau.* — *Glückauf*, 1958, 6 décembre, p. 1782/1786, 7 fig.

Une mine de la région de Bochum creusait un bouveau au niveau de 1030 m entre les couches des charbons maigres Girondelle et Finefrau, section utile 10 m² (DIN B 10), espacement des cintres 1 m, 2 voies en rails de 93 mm - chargeuse HL 300 - 3 perforateurs Flottmann AT 18 - 1 ventilateur électrique de 600 mm, canars en bois, terrains : schistes, psammites et grès - Travail à 4 postes de : 4 + 3 + 4 + 3 h - 26 mines de 2 m par tour de mines - 2 tours/jour, pierres par tour de mines : environ 50 berlines de 900 litres. L'étude des méthodes a conduit à une nouvelle conception du travail par laquelle on réalise 4 tours de mine sur les 4 postes : il y a actuellement 4 hommes à chaque poste et un peu plus de matériel : 4 perforateurs avec béquilles (au lieu de 3) - 1 plaque aiguillage avec 4 rails volants de 8 m - 1 surpresseur à air comprimé - 1 filtre à fumées de tir - 2 lampes à air comprimé. Les prix de revient par mètre sont respectivement : pour l'ancienne méthode: 646,91 DM, pour la nouvelle : 602,99 DM en tenant compte de ce que les salaires sont augmentés de 9 DM par poste. L'apport de nouveau matériel aurait été sans effet sans la nouvelle organisation. Tout le monde y trouve son compte puisque le prix de revient par mètre est diminué de 43,92 DM et les salaires sont passés de 27,54 à 36,86 DM. Ce résultat n'a pu être obtenu que par une étroite collaboration entre le personnel et la direction.

IND. B 425

Fiche n° 23.064

M. DUTHOO. Exploitation des dressants de Merlebach-Cuvellette. — *Bull. mens. de l'Assoc. des Anc. Elèves de l'Ecole des Mines de Douai*, 1958, novembre, p. 453/462, 4 pl., et décembre, p. 463/471, 4 pl.

Situation de l'exploitation et données stratigraphiques du gisement ; ses limites. Morts-terrains : 139 m. Couches en dressant, flambants et gras, gris-souteux et poussiéreux.

Exploitation par tranches horizontales montantes remblayées hydrauliquement. Relevées d'étages de 85 à 90 m coupées en 2 sous-étages pour réduire la hauteur de chute libre dans les tubbings. Aucune voie en veine.

Havage mécanique : la haveuse Shortwall Sullivan à air comprimé a été remplacée par la haveuse à bras dans un plan vertical Eickhoff à un bras et

par la haveuse électrique Sagem AB 15 à double bras dont l'emploi a été adapté aux conditions locales.

Les rendements, comparés avec ceux que donnaient les marteaux-piqueurs, ont été augmentés de plus de 30 % ; les avancements ont été plus que doublés dans la 6^e division sud et, dans la 2^e, les rendements sont à peu près doublés et les avancements plus que triplés.

L'article décrit l'organisation du cycle de travail, détaille les différentes opérations et rend compte des résultats obtenus.

L'article renseigne les rendements comparés avec ceux des anciennes méthodes d'exploitation pour certains chantiers ; les consommations de bois, d'explosifs et les prix de revient ; la répartition du personnel. Il émet ensuite des considérations générales sur la méthode qui pourra être, avec les haveuses Eickhoff, étendue aux veines de 1,30 m. Il envisage quelques points particuliers et spécialement l'exécution des montages qui servent de retour d'air et de passage à la conduite de remblayage hydraulique. Le bétonnage de la niche à l'intersection de la veine et du travers-bancs d'étage est ensuite détaillé et on passe enfin à l'examen des chantiers d'exploitation : méthode par tranche horizontale montante avec remblayage hydraulique au sable.

C. ABATAGE ET CHARGEMENT.

IND. C 40

Fiche n° 23.369

R. LANSDOWN. Recent developments in power loading in Great Britain. *Progrès récents dans la mécanisation du chargement en Grande-Bretagne.* — *Colliery Guardian*, 1959, 15 janvier, p. 67/71, 1 fig., et 22 janvier, p. 99/104.

Le tonnage chargé mécaniquement atteint actuellement 27,6 % du tonnage total extrait. Le rendement est stationnaire (sensiblement) depuis 1954 malgré l'application généralisée à des conditions moins favorables : 3,57 t par ouvrier à front. La machine Anderton tient la tête. Son défaut est de produire beaucoup de menu : 55 millions de t en 1957 ; 320 machines. La Meco-Moore suit : 32 millions de t ; 124 machines. Les autres sont à 20 millions ou en dessous ; 456 machines au total. Les rabots commencent à gagner du terrain : environ 100 unités. Les conditions géologiques influencent fortement l'emploi des chargeuses mécaniques : failles, variations d'ouverture, clivages, nature des épontes ont leur importance dans le choix de la machine et dans son mode d'emploi. Le taux d'utilisation pour que celle-ci soit rémunératrice doit être élevé : au moins 60 % de la durée du poste. L'organisation doit y tendre.

L'entretien a une grande importance et les organes hydrauliques de translation notamment doivent être contrôlés avec soin.

D'autres problèmes connexes au chargement mécanisé doivent retenir l'attention : ventilation et lutte contre les poussières, évacuation des pierres et aménagement des niches, émiettement du charbon, etc...

Les perfectionnements visent surtout à obtenir actuellement une plus grande production de gros avec les machines les plus utilisées : l'Anderton en particulier. Les moyens employés consistent à augmenter la vitesse de déplacement, à modifier la tête coupante (réduction du nombre de pics, etc.), à opérer un préhavage, à réduire le diamètre des tambours, etc... L'amélioration de la granulométrie du charbon abattu a été recherchée par d'autres moyens qui rendent la machine plus compliquée : addition d'un bras de havage, emploi de double tambour, segmentation du tambour, etc... Le AB Trepanner et la machine Meco-Moore ont reçu, comme la machine Anderton, divers perfectionnements récents. Ces machines sont les plus utilisées en couches de puissance moyenne ou forte. Il y a lieu de mentionner aussi les rabots, d'introduction assez récente en Angleterre, les machines Huwood, Samson, Dosco, Joy, etc... En couches minces, la mécanisation est plus difficile à réaliser. On utilise des haveuses à bras multiples et une machine du genre mineur continu, la Midget, est actuellement à l'essai. Des recherches sont poussées dans différentes directions. L'amélioration du rendement est surtout sensible dans les exploitations par chambres et piliers et dans les couches moyennes en longwall.

IND. C 4222

Fiche n° 23.087

J. STEINBECK et H. JANSSEN. Einsatz und Weiterentwicklung des Westfalia-Hobels für harte Kohle auf den Schachtanlagen Minister Stein und Fürst Hardenberg. *Installation et résultats d'utilisation du rabot Westfalia pour charbon dur aux mines Minister Stein et Fürst Hardenberg.* — *Glückauf*, 1958, 13 septembre, p. 1252/1259, 13 fig.

Dès que la firme Westfalia eut créé son rabot pour couche dure, en avril 1957, on en installa un dans la couche Laura (85 cm charbon avec 3 cm de faux-toit) à la mine Fürst Hardenberg. Les résultats furent si encourageants qu'on en installa un second du type amélioré dans la même couche. En avril 1958, la mine Minister Stein en demandait un semblable pour sa couche Zollverein 5 (115 cm de charbon). Les tailles ont partout 190 à 200 m, pente faible (2 à 9°).

L'article décrit la commande des convoyeurs blindés (PF 1 au lieu de PF 0 au début) et l'installation de rabotage. Le rabot proprement dit est pourvu de 3 couteaux de préhavage orientables (dans chaque sens de marche) dans la dernière réalisation.

La saignée est généralement 15 mm plus étroite que celle du couteau de base.

Le travail en charbon dur se manifeste par une plus grande usure des couteaux. L'angle de coupe et l'angle de dépouille varient avec celle-ci. Cet inconvénient a pu être éliminé par des mesures appropriées. Un tableau donne les résultats obtenus aux deux mines. Le remplacement du havage par le rabotage a fait passer le rendement de 2,7 t à 5,4 t, puis 5,9 t dans la couche Laura et 4,5 à 8,7 t dans la couche Zollverein 5. Des types plus perfectionnés du rabot pour couche dure ont été présentés à l'exposition d'Essen 1958 : couteaux de préhavage orientables ou non.

D. PRESSIONS ET MOUVEMENTS DE TERRAINS. SOUTÈNEMENT.

IND. D 32

Fiche n° 23.102

A. GRAEF. Zerstörungsfreie Materialprüfung von Grubenausbauprofilen. *Essais non destructifs des profilés pour soutènement.* — Glückauf, 1958, 13 septembre, p. 1367/1369, 5 fig.

Le Magnatest Q est constitué essentiellement de deux bobines magnétiques et d'un appareil indicateur qui fonctionne d'après le principe du tube de Braun (oscillographe). Une des deux bobines embrasse un échantillon type et dans l'axe de l'autre passe le matériel à éprouver. Il en résulte un oscillogramme que l'on transpose sur papier calque et qui est soumis à l'examen d'un ingénieur compétent. L'appareil a été construit d'après les indications de l'ing. Frölich en collaboration avec le directeur Förster de l'Institut d'essais conservatifs des matériaux. Depuis 1955, 1,5 % du matériel en service a été éprouvé par cet appareil dont les 2/3 ont été mis à la mitraille ou renvoyés au métallurgiste, le 1/3 restant a été soumis aux essais par éprouvettes ou par analyse et trouvé encore utilisable.

L'appareil est aussi utilisable pour le contrôle du matériel sortant de la fabrication. Ainsi un lot de 200 bèles a montré une résistance moyenne de 73 kg/mm², 10 % ont donné 66 kg/mm² et 15 % 76 kg/mm².

IND. D 47

Fiche n° 23.375

W. TOMECZEK et H. WEBER. Der vollmechanische hydraulische Strebauströbau der Hoesch Werke A.G. *Le soutènement marchant Hoesch.* — Glückauf, 1958, 13 septembre, p. 1244/1252, 21 fig.

Les usines Hoesch, qui sont également propriétaires de mines, se sont appliquées à réaliser un soutènement marchant convenant aussi bien en plateaux qu'en dressants. Le générateur de pression

hydraulique est monté sur roues de berlines et accouplé avec un réservoir à huile (ou émulsion), la commande peut être électrique ou pneumatique avec un débit de 22 litres/min, pression 200 atm, ce qui permet une charge de pose de 14,2 t aux étançons. L'étauçon hydraulique est d'un genre spécial : le fût supérieur coulisse sur l'inférieur, à l'intérieur ce pendant d'un tube de protection, et c'est le fût inférieur qui porte le piston à soupape. Il y a 5 types qui assurent la gamme complète entre 535 mm et 2500. Le cadre marchant (à 4 ou 6 étançons) est aussi d'un nouveau genre : les fûts inférieurs aussi bien que les bèles-caissons (1 sur chaque étançon) sont reliés par des éléments flexibles, ce qui permet de suivre les ondulations du terrain. Des essais ont eu lieu dans la couche Hagen (1,20 m d'ouverture) dans une taille en plateau de 58 m de longueur. Le soutènement marchant se comporte particulièrement bien à la traversée des dérangements : en tête de taille, 5 à 7 cadres marchants ont traversé des rejets atteignant jusqu'à 2 m, le pied de taille restant régulier, on a réalisé constamment 1 m/jour d'avancement. Actuellement une taille de 140 m, également de 1,20 m d'épaisseur, vient d'être équipée à la mine Fürst Leopold-Baldur. Le même soutènement hydraulique avec contrôle à distance est installé à la mine Emil-Emscher, dans la couche Sonnenschein (pente de 62 % en tête à 78 % au pied) longueur 70 m - ouverture 1,25 m.

IND. D 431

Fiche n° 23.019

L. CHAINEAUX et J. DELCLAUX. Etude du comportement des étançons mécaniques à friction sous diverses actions du toit. — *Revue de l'Ind. Minière*, 1958, novembre, p. 797/815, 11 fig.

Examen des phénomènes se déroulant dans le toit d'une taille et de leurs effets sur le soutènement : le rôle des étançons n'est pas de s'opposer à l'affaissement de l'ensemble du toit, mais seulement de prévenir la formation et la chute des charges suspendues, de freiner la dislocation des bancs inférieurs.

Fonctionnement de l'étauçon mécanique à friction - appareillage expérimental utilisé au Cerchar.

Relation entre l'action des dispositifs expérimentaux et celle des terrains dans diverses conditions, avec ou sans effet élastique.

Résultats des essais et leur signification pratique, avec des étançons de différents types.

Conclusions : l'essai d'un étançon sous une presse normale fournit des renseignements valables sur le comportement qu'il manifesterait sous un toit à action progressive, que ce toit soit plastique ou élastique (son module demeurant toutefois dans les ordres de grandeur habituels des roches).

Les essais comportant l'intervention d'une surcharge brusque avec effets élastiques ont attribué à la mécanique de l'étauçon les propriétés que l'on

pouvait attendre. Leurs résultats montrent que, sous un toit susceptible de donner lieu à des phénomènes dynamiques, les étançons à caractéristique plate sont à déconseiller quand leur fabrication n'est pas particulièrement soignée et qu'il y a lieu de leur préférer les étançons à caractéristique raide.

IND. D 431

Fiche n° 23.096

K. HAARMAN. Untersuchung der Tragfähigkeit stählerner Abbaustempel nach längerem Gebrauch. *Recherche sur la portance d'étançons métalliques après une longue durée d'emploi.* — Glückauf, 1958, 13 septembre, p. 1346/1350, 9 fig.

Pour mesurer la diminution de portance d'un étançon après un certain temps de service, on a utilisé diverses sortes d'appareils : boîtes de pression, presse pour étançon, etc... Depuis 1954, la firme Demag a mis sur le marché un appareil pour effectuer ces mesures (fig.), long châssis pour placer l'étançon avec pompe à main et manomètre. Trois types d'étançons ont été soumis au contrôle de cet appareil dans une mine de la Ruhr. On a pris les étançons à un moment où ils sortaient de service et étaient remplacés par d'autres, pour ne pas nuire à la production. Avant de presser, la serrure avait reçu 6 coups égaux d'un marteau de 5 kg selon les recommandations de Spruth. Les mesures s'effectuent avec le service de deux ouvriers et un observateur. On a d'abord déterminé la courbe de fréquence des 3 types A, B et C après un coulisement de 10 mm ; A et B ont ainsi une fréquence maximum de 19 t, tandis que C donne 9,5 t. On a réalisé les mêmes mesures après un coulisement de 40 puis de 50 mm. Du type A, il y avait 179 étançons en service depuis 5 mois. Du type B, 199 étançons dont la durée de service était variable. Du type C, 197 étançons en service depuis 4 à 8 ans. Un diagramme condense les résultats d'après la charge supportée après un coulisement de 50 ou 60 mm : type A : 90 % supportent de 41 à 50 t - 10 % de 31 à 40 t - type C : 100 % supportent de 0 à 30 t - type B : après 60 mm de coulisement, 41 % supportent de 0 à 30 t, 58 % de 31 à 40 t et 1 % de 41 à 50 t.

Ces essais effectués au fond montrent en général des résultats qui sont loin de ceux qu'on escomptait.

IND. D 47

Fiche n° 23.193

H. ARAM. Hydraulic supports in mines. *Les étançons hydrauliques dans les mines.* — Sheffield University Mining Magazine, 1958, p. 25/32, 7 fig.

Rappel des propriétés que doivent posséder les étançons de mines pour remplir leur rôle. Description générale des étançons hydrauliques. Caractéristiques d'un étançon figurées par un diagramme où les charges en tonnes sont portées en ordonnées et les raccourcissements en abscisses. Choix des ca-

ractéristiques suivant les conditions d'emploi. Dans les tailles mécanisées, l'obligation de maintenir le passage libre dans la havée du front a conduit à employer les étançons avec bèles articulées ou coulissantes, ou la méthode des portiques à 2 étançons ou « poteaux de but », cadres jumelés alternativement déplaçables avec l'avancement du front. Brève description des étançons marchants et du système Roofmaster, composé de la poutre de toit, de la base, des 3 étançons hydrauliques qui les relient ; liaison avec le convoyeur ; mode de transmission de la puissance hydraulique et cycle des opérations. Exemple d'application avec frais de personnel et résultats.

IND. D 47

Fiche n° 23.336

T. POLLARD. Hydraulic power in mines. Application on mechanized faces. *L'énergie hydraulique dans les mines. Son application dans les fronts de taille mécanisés.* — Iron and Coal T.R., 1959, 2 janvier, p. 15/19, 7 fig.

L'auteur passe en revue les applications des mécanismes hydrauliques dans les mines :

Ripeurs de convoyeurs : placés à 4,50 m - 6 m d'intervalle avec pompes de 20 litres/min.

Soutènement marchant : pile Seaman, Roofmaster ; modalités d'application - avantages et inconvénients.

Exemples d'emploi du système avec un Trepanner, avec une machine Anderton, avec un rabot, avec une machine Huwood. L'utilisation des mécanismes hydrauliques nous mène à l'exploitation avec un minimum de personnel. On tend vers un rendement par journée d'ouvrier du front de 20 t avec un prix de revient à la t, main-d'œuvre à front, de 5 S (35 F) qui aidera à rendre le charbon compétitif vis-à-vis du pétrole et de l'énergie nucléaire.

IND. D 53

Fiche n° 23.089

H. WUNSCH. Erfahrungen mit einer Fallrohrleitungsanlage bei mechanisierter Bergeszufuhr. *Résultats obtenus avec une installation de chute de pierres dans le puits pour le remblayage pneumatique en taille.* — Glückauf, 1958, 13 septembre, p. 1278/1284, 10 fig.

Au puits N° 2 de la mine General Blumenthal, on ramasse des panneaux de la couche Zollverein 1 (puissance 2,80 m à 3,10 m) où l'on est obligé de remblayer pneumatiquement. Production : 1000 t/j extraites au niveau de 545 m, les pierres sont amenées au niveau de 393 m pour remblayer une taille E. de 120 m et une W. de 190 m, allées de 1,40 m ; avancement 1,40 m/jour à l'E. et 0,70 m/j à l'W.

Les pierres de remblayage sont composées de 40 % de pierres de lavoir et 60 % de pierres concassées provenant de la mine et des mines voisines. Déversées par wagons culbuteurs dans une tour de 40 m³, elles sont reprises par bande et amenées à

l'entrée du puits où elles descendent par une tuyauterie de 250 mm (un \varnothing croissant a été essayé et n'a pas donné de bons résultats), la tuyauterie est garnie de fourrures de 10 mm en acier spécial à haute teneur en carbone et trempées au chalumeau sur 4 à 5 mm. Chaque tuyau a 3 m de longueur. De 100 m à 100 m, il y a une assise avec interposition d'un roulement à billes entre 2 tuyaux. De plus, il y a 2 câbles avec crosses et cossettes tous les 100 m et carcan sous chaque bride de tuyau. Les pierres tombent dans un courant d'air enfermé dans la tuyauterie. A 400 m, il y a une base de choc d'où les pierres se séparent du courant d'air et descendent dans un incliné à 45° d'où elles se déversent dans un silo cylindrique de 4 m de \varnothing et 23 m de hauteur. De là, les pierres sont reprises par convoyeurs à bandes et arrivent finalement en tête de taille où elles se déversent dans les remblayeuses. Du côté est où la voie de tête est une galerie de niveau, on a installé un convoyeur à écailles Hauhinco.

L'article donne des détails sur les bons résultats obtenus - courbes d'usure des tuyaux - prix de revient. De septembre 1955 à 1957, les moyennes mensuelles se tiennent entre 11.000 et 20.800 t.

IND. D 62

Fiche n° 23.331

H. WILD. Leistung und Kosten beim Befördern stählernen Streckenausbaus. *Rendement et coût de la manutention des cintres métalliques.* — *Glückauf*, 1959, 17 janvier, p. 101/108, 11 fig.

Sur la base d'études réalisées sur environ 50.000 m de voies de taille, l'auteur a établi le prix de revient de la manutention. Ici aussi il est intéressant de grouper les types en catégories : articulés (Recker, Moll, G.H.H., A. Thyssen, Lorenz) - articulés coulissants (Lorenz, T.H., Uspurwies) et coulissants (profils en U).

On a distingué entre l'aménée pour le placement et l'évacuation après désoutènement. L'étude des temps montre que le prix du transport croît linéairement en fonction du poids.

Par analogie avec la tonne kilométrique, l'auteur introduit la caractéristique : cintres \times 100 m/homme-poste. Cette caractéristique donne une moyenne de 5,9 DM pour les cintres articulés contre 3,9 pour les profils U. Ces moyennes peuvent se redistribuer selon l'engin de transport : ainsi pour les cintres articulés, on a 7,3 avec la bande ; 5,7 pour le bac et 5 pour le truck ; les U donnent 4,9 pour la bande et 4,1 pour le truck.

Pour l'enlèvement, les dépenses oscillent entre 3,48 et 6,24 DM. Ainsi par exemple, avec une distance moyenne de 400 m, le transport sur bande d'un cintre enlevé coûte 22 DM. L'aménée d'un cintre avec transport dans le puits etc... coûte 40 à 50 DM. En moyenne, le transport coûte environ le

quart du prix d'achat. Le transport demande donc à être bien organisé.

E. TRANSPORTS SOUTERRAINS.

IND. E 122

Fiche n° 23.333

H. WOERMANN. Betriebserfahrungen mit einem neuartigen Zweiketten-Kratzerförderer (D.K.F. Halbach & Braun). *Essais d'un type nouveau de chaîne à raclettes (D.K.F.).* — *Glückauf*, 1959, 17 janvier, p. 119/121, 4 fig.

Le convoyeur D.K.F. répond aux exigences des convoyeurs blindés et peut s'y substituer. Le couloir dessine en gros un I couché dont les bords internes des ailes portent un guide de section prismatique, c'est la caractéristique principale de ce convoyeur avec les fourchettes articulées sur les palettes et qui embrayent avec les prismes-guides. Il y a 2 types : le DKF 1 de 510 mm et le DKF 2 de 625 mm.

Emploi en galerie : au début de 1957, le premier DKF 2 a été installé à la mine Carolus Magnus, à la suite des bons résultats, un second a été installé à Grimberg 3/4. Avec quelques autres petites améliorations, les rails de guidage ont été réalisés en acier 70 kg. Ainsi amélioré, il est resté en service pendant 5 mois en longueur de 54 m, pour le déblocage d'une galerie avant un convoyeur à bande d'acier, débitant journallement 500 t de charbon brut et les pierres : les résultats dépassent nettement ceux qu'on obtient avec les chaînes à raclettes dans ces conditions.

Emploi en taille : allongé à 150 m et avec quelques renforcements, le même convoyeur a été utilisé dans la couche Blücher. Après quelques mois, en novembre 1957, le convoyeur a été installé dans une couche nouvellement mise en exploitation : couche Albert (puissance 2,20 m, pente 8°). La taille a actuellement 150 m ; en pied de taille il y a une commande électrique de 2×30 kW et en tête un moteur à air comprimé de 32 ch. L'engin a assuré une extraction de 200 à 250 t avec marteaux-piqueurs, on a ensuite installé une haveuse Eickhoff sur le DKF 2 : production : 250 t/jour. Jusqu'à présent, dans la même taille, il totalise 80.000 t.

IND. E 253

Fiche n° 23.339

G. IMOHR. Grubenlokomotiv-Batterien-heutige Bauarten und Wirtschaftlichkeit. *Les batteries d'accumulateurs pour locomotives de mines. Fabrications actuelles et rentabilité.* — *Schlägel und Eisen*, 1958, octobre, p. 887/890, 9 fig.

Pour rendre plus rationnelle l'utilisation des locomotives à accumulateurs, après la 2^{me} guerre mondiale, les efforts se sont portés vers l'amélioration et la création de nouveaux types de batteries :

- 1) espacement des plaques avec emploi de feuilles à micropores ;
- 2) développement de la cellule à plaque de grille à séparation triple (Norme : G.I.S.) ;
- 3) développement de la cellule à plaques cuirassées avec petits tubes en plastique (Norme : PzS).

Ces différents types sont décrits et représentés. Les durées de vie de quelques types sont comparées. Il faut en outre tenir compte du prix d'achat et des frais d'entretien : un tableau comparatif est donné pour ces divers points.

Un appareil intéressant pour le fond, c'est l'indicateur de décharge antigrisouteux « Bauart Witte ».

Caractéristiques de décharge des accumulateurs d'après le régime de service.

IND. E 1311

Fiche n° 23.372

J. NORVALL et D. BULGIN. The testing of conveyor belting. *Les épreuves des courroies de convoyeurs.* — *Colliery Guardian*, 1959, 15 janvier, p. 91/95, 8 fig. — *Iron and Coal T.R.*, 1959, 23 janvier, p. 201/202, 3 fig.

Résultats d'une campagne d'essais et d'expériences entrepris depuis plusieurs années (1951) par les fabricants de courroies et par le N.C.B. pour évaluer les capacités de résistance des bandes de compositions diverses. Deux méthodes ont été utilisées parallèlement : des essais pratiques en service réalisés sur place dans des charbonnages convenablement choisis et dans des conditions de travail bien définies, de contrôle aussi exact que possible, et des essais en laboratoire. Ces essais, comparatifs entre des fabrications et qualités différentes, devaient orienter les fabricants et les utilisateurs. Leurs résultats ont été enregistrés et portés en diagrammes. Les essais en laboratoire ont été de 3 espèces : les essais de traction sur échantillons déformés par un trou de gouge ; les essais de rigidité à la torsion sur échantillons tenus entre 2 mâchoires effectuant une rotation inverse ; les essais de choc par un biseau porté par un lourd pendule. La valeur relative de ces méthodes est discutée dans l'article et les renseignements qu'elles fournissent permettent de conclure que la résistance d'une courroie dépend principalement de la qualité de sa toile d'armature et qu'une légère amélioration de celle-ci résulte en une grande augmentation de la durée de service.

IND. E 410

Fiche n° 22.941

W. BECKMANN. Die Schachtförderung unter Berücksichtigung der Deutschen Bergbauausstellung 1958 in Essen. *L'extraction sous l'angle de l'exposition d'Essen 1958.* — *Bergbauwissenschaften*, 1958, novembre, p. 366/368, 7 fig.

Dans la Ruhr, les nouveaux puits sont de plus en plus profonds et leur section va aussi en s'accroissant. Des tableaux montrent l'évolution dans la

Ruhr et la comparaison avec la Haute-Silésie, l'Angleterre et les États-Unis, en même temps que l'état des réserves, assez semblables en Europe mais 10 fois plus grandes aux États-Unis. Les machines à vapeur se perfectionnent encore, mais on emploie de plus en plus l'électricité. Au point de vue nature du courant, on préfère le continu pour les grandes puissances, l'alternatif va jusqu'à 800 et même 1500 kW, le continu bénéficie de la facilité des manœuvres ; depuis ces 5 dernières années, grâce au système rapid-exact de la B.B.C. et le contrôle à basse fréquence de A.E.G., l'alternatif regagne en faveur, surtout aux grandes profondeurs. Dans les puits intérieurs, comme nouveautés on signale la poulie Koepe différentielle bicâble et multicâble et le treuil à contrôle hydraulique de Westfalia-Lünen.

Le skip devient de plus en plus utilisé grâce à ses avantages au point de vue poids-mort plus réduit et simplicité des manœuvres.

Hasenclever présente des skips à commande de l'ouverture du fond par câble ; Siemag : une petite installation à skips basculant autour du fond ; G.H.H. : des cages en aluminium et un dispositif perfectionné pour l'accrochage rapide à double câble.

Quelques mots sur les cages et suspensions de cages - les très nombreux dispositifs d'encagement automatique - les vibro-ascenseurs et descenseurs.

IND. E 412

Fiche n° 22.982

D. BOHN. Untersuchungen über die günstigsten Werte für Nutzlast und Geschwindigkeit bei elektrischen Schachtförderanlagen. *Recherches sur les meilleures valeurs de la charge utile et de la vitesse dans les installations d'extraction électrique.* — *Bergbauwissenschaften*, 1958, novembre, p. 345/356, 17 fig.

Pour toute installation d'extraction, les caractéristiques essentielles sont la charge utile d'un trait et la vitesse. Comme conditions locales, il y a la profondeur de l'étage principal et le débit horaire désiré. D'un relevé statistique effectué en Allemagne sur 122 machines à courant continu et 164 à courant alternatif, on déduit le tableau suivant des valeurs moyennes :

	Courant continu	Courant alternatif
Profondeur	500 - 1435	— 1250 m
Tonnage horaire	100 - 725	— 950
Charge utile	2 - 21 t	1 - 10 t
Vitesse	7,50 - 23,40	2 - 16 m/sec
Puissance	250 - 4800	81 - 1650 kW
Ø de poulie	4,50 - 10	1,8 - 8 m

Considérations théoriques.

Résumé : l'opinion courante sur les avantages d'une grande charge utile et faible vitesse ne concorde pas avec les exigences de la pratique. Parmi les diverses solutions possibles pour un cas donné, il en existe une optimale aussi bien au point de vue

économie de main-d'œuvre que production spécifique. Comme les frais d'installation et d'exploitation dépendent de ces valeurs, on doit aussi obtenir des valeurs économiques. En courant continu, on trouve une vitesse optimale pour chaque profondeur indépendamment du tonnage, et comprise entre 65 et 85 % de la vitesse maximum possible. En alternatif, on doit adopter la plus petite vitesse donnant par la profondeur existante le tonnage demandé. Les statistiques montrent que, pour le courant continu, on est resté en dessous des valeurs optimales, tandis qu'en alternatif on est bien dans la moyenne.

L'extraction multicâble est actuellement entrée dans le domaine de la pratique : un chapitre traite des avantages de cette disposition. Il paraît ainsi possible de réaliser la vitesse optimale demandée par le courant continu aux grandes profondeurs.

IND. E 414

Fiche n° 23.195

H. HITCHEN. Multi-rope friction winders. *Machines d'extraction à friction à câbles multiples*. — *Sheffield University Mining Magazine*, 1958, p. 40/80, 32 fig.

Avantages du système Koepe et de l'emploi des câbles multiples. Exigences particulières inhérentes à ce système au point de vue des moteurs et des câbles. Historique de ce mode d'extraction et facteurs qui ont conduit à son extension. Deux variantes : la machine est fixée au sol près du puits et de son châssis à molettes. La machine est montée sur une tour surplombant le puits. Différents types de câbles : câbles à torons ronds, câbles à torons triangulaires, câbles antigiratoires. Caractéristiques générales de ces câbles. Câbles clos à fils profilés. Dispositifs de compensation. Système Link pour câbles quadruples. Moyens de contrôler la pression dans les organes de liaison, résultant de la tension de chaque câble en vue de régulariser celle-ci. Poulies à gorge entraînant les câbles : garnitures de friction en cuir laminé cru ou tanné, en bois, en plastic.

Effets des inégalités de longueurs du contact câble-poulie dans différents cas d'installation de la machine, de la nature du câble et de la garniture de friction de la poulie d'entraînement. Méthodes d'expérimentation pour contrôler l'action de ces variations de contact. Dispositifs de protection des câbles en service.

Recommandations visant à assurer le bon fonctionnement, le bon entretien et la sécurité de marche. Evite-molettes et arrête-cages.

IND. E 46

Fiche n° 23.093

H. MOLL, H. METHE et W. RAETZ. Der vollelektrisch betriebene Wagenlauf auf der Schachtanlage 8 der Bergwerksgesellschaft Dahlbusch. *Le circuit à commande complètement électrique autour du puits n° 8 de la mine Dahlbusch*. — *Glückauf*, 1958, 13 septembre, p. 1324/1338, 26 fig.

Au puits N° 8 de Dahlbusch, la circulation des berlines à la surface, datant de 30 ans, demandait

à être modernisée, les buts principaux étant de raccourcir le temps d'immobilisation des berlines à la surface, de permettre la circulation simultanée des berlines actuelles de 1130 litres avec de nouvelles de capacité doublée, enfin de prévoir le remplacement futur d'une des installations à cages par des skips.

Le triage-lavoir se trouve à une assez grande distance du puits et lui est relié par une passerelle avec traînage par chaîne, aucun autre puits n'étant disponible pour l'extraction, on a disposé de 15 mois pour exécuter la nouvelle installation prévue pour un débit de 500 t/h et complètement électrifiée ; la substitution s'est effectuée pendant les fêtes de Noël et Pâques. Plusieurs firmes étaient intéressées à la fourniture, notamment Schüchtermann et Kremer. La transformation s'est effectuée dans les délais prévus, les plus grands retards ont été occasionnés par la nécessité de familiariser le personnel avec les nouvelles installations.

L'article représente et décrit les nouveaux dispositifs de freinage des berlines, de culbutage, dépoussiérage, aiguille de rebroussement, ainsi que l'équipement électrique de contrôle avec le schéma de contrôle et blocage pour une voie au puits.

Actuellement, au lieu de culbuter les berlines au triage-lavoir, on les culbute directement à la sortie du puits dans un silo de 100 m³ d'où le charbon est extrait d'une façon continue, trié et envoyé par bandes au lavoir.

F. AERAGE. ECLAIRAGE. HYGIENE DU FOND.

IND. F 114

Fiche n° 23.388

J. BOYLE et O. CONN. Benefits and control of multiple-fan ventilation. *Avantages économiques et techniques de l'aérage avec ventilateurs multiples*. — *Coal Age*, 1959, janvier, p. 96/100, 7 fig.

Le Frick District de la U.S. Steel Corp. Pennsylvanie. On utilise depuis 35 ans, dans l'aérage des grands champs d'exploitation, des ventilateurs multiples. La principale objection que l'on présente souvent à ce système est que l'arrêt fortuit d'un ventilateur déséquilibre tout l'aérage. Par des exemples appuyés de schémas d'aérage, les auteurs montrent que l'objection ne tient pas. On ne place pas de portes aux principales voies d'entrée d'air. Tous les ventilateurs fonctionnent donc pour toutes les entrées d'air et des portes de séparation sont disposées aux points stratégiques des retours d'air principaux pour orienter le courant d'air vers les différents ventilateurs. Des portes à fermeture automatique sont installées à toutes les issues de retour d'air pour éviter le renversement du courant d'air en cas de panne d'un ventilateur. En outre, on fait des essais

périodiques pour mesurer les effets de l'arrêt de chaque ventilateur sur la distribution du courant d'air et les mesures à prendre en cas de panne sont prévues à l'avance.

IND. F 21

Fiche n° 23.322

K. WINTER. Derzeitiger Stand der Vorausberechnung der Ausgasung beim Abbau von Steinkohlen Flözen. *L'état actuel de l'estimation préalable du dégagement de gaz au défilage des couches de charbon.* — *Bergfreiheit*, 1958, décembre, p. 439/454, 30 fig.

Après avoir brièvement rappelé quelques théories déjà émises, l'auteur décrit un certain nombre d'observations faites dans différents chantiers d'abattage et s'efforce d'en dégager une théorie du processus de dégagement du grisou, en même temps qu'un mode de calcul préalable de l'émission probable de grisou lors de l'abattage d'une veine. Il examine successivement l'influence des différents facteurs sur le dégagement : teneur en M.V. du charbon, puissance de la veine, traitement de l'arrière-taille, longueur de la taille, vitesse de progression du défilage, charge du toit, profondeur, etc... D'après lui, la zone de dégagement de gaz s'étend à plus de 100 m au-delà du toit, en concordant sensiblement avec la zone des tensions.

La largeur moyenne des fissures verticales dans les couches du toit d'un chantier d'abattage est inférieure à 0,2 mm sur une hauteur de 10 m ; l'écoulement est laminaire dans ces fissures, qui vont en se rétrécissant.

La diminution du dégagement de gaz après l'arrêt de l'exploitation suit une loi exponentielle, ce qui concorde avec les observations faites en laboratoire.

Bibliographie : 17 références.
(Résumé Cerchar Paris).

IND. F 22

Fiche n° 23.099

A. NAUMANN et H. KLIMITZ. Ein neuer elektrischer Grubengasschreiber. *Un nouvel enregistreur de gaz de mine électrique.* — *Glückauf*, 1958, 13 septembre, p. 1355/1361, 18 fig.

Les grisoumètres évoluent dans deux directions : les appareils portatifs pour mesures le long d'un circuit en remplacement des lampes à flammes et les enregistreurs à poste fixe. Ceux-ci fournissent des observations plus nombreuses et plus précises que les premiers. Plus les exploitations avancent vite, plus le grisou se dégage. Les mesures de protection sont le captage du grisou et le contrôle de la ventilation avec plus de précision dans la grisoumétrie.

Badische Anilin und Soda-Fabrik (B.A.S.F.) a créé à cet effet l'appareil URAS basé sur l'absorption des rayons infrarouges (*Glückauf*, 1948). Le nouvel appareil présenté est basé sur le même principe. Les bandes d'absorption du méthane sont com-

prises entre 2,4 et 3,3 μ (celles du CO₂ et CO entre 4 et 5,1 μ). Azote et oxygène n'ont pas de bande d'absorption. Le rayonnement infrarouge est partagé en 2 faisceaux qui traversent respectivement, l'un un cylindre de quartz rempli d'un gaz étalon (par exemple air pur) et l'autre un cylindre de quartz perforé d'ouvertures pour le passage de l'air à analyser. Les deux rayonnements passent ensuite dans un bloc récepteur à deux chambres spécialement perméables au rayonnement du grisou, la différence de température des filaments qui s'y trouvent est mesurée grâce au dispositif habituel à pont de Wheatstone.

Détails sur le générateur de rayons infrarouges, sur le récepteur réservoir double en aluminium rempli de CH₄ avec des fenêtres en quartz - Les résistances thermométriques sont en platine.

Parties optiques et électriques - pompe aspirante rotative à palettes - influence de l'humidité et du CO₂ - sécurité au grisou.

Même sujet par A. Naumann et H. Trostel dans : *Siemens Zeitschrift*, 1958, août, p. 522/528, 11 fig.

IND. F 40

Fiche n° 23.303

J. HODKINSON. Airborne dust. German research and techniques in measurement and suppression in coal mines. *Poussières en suspension dans l'air. Recherches et techniques allemandes dans le domaine de l'analyse et de la suppression dans les charbonnages.* — *Colliery Guardian*, 1959, 8 janvier, p. 37/43, 4 fig.

Théorie et description de deux appareils utilisés dans la pratique courante en Allemagne pour mesurer la teneur en poussières de l'atmosphère : le Tyndalloscope basé sur la comparaison optique de la lumière dispersée à travers l'air considéré avec le même air filtré et le conimètre Sartorius qui capte un certain volume de l'air à analyser et précipite ses poussières sur une plaque de verre graissée qui est ensuite examinée au laboratoire. Le mode opératoire spécial à ces deux instruments est exposé avec les méthodes adoptées pour l'interprétation de leurs résultats. Certaines causes perturbatrices peuvent influencer ceux-ci, mais on peut les éliminer plus ou moins et elles tendent plutôt à rendre les conditions expérimentales plus sévères.

Les méthodes employées en Allemagne pour lutter contre les poussières sont ensuite mentionnées et discutées en les comparant avec les méthodes anglaises :

— Aspersions d'eau. Dans les galeries de préparatoires, en roches, on utilise la technique du « rideau de brouillard » qui consiste à créer, par des vaporisateurs répartis sur 20 ou 30 m de galerie, un nuage dense de brouillard que doit traverser l'air chargé de poussières et de fumée des tirs. Ce fin brouillard se complète par une courte zone où l'eau est injectée en jets moins fins. Pendant 15 minutes, la ventilation est renforcée, après les tirs, par

un ventilateur auxiliaire soufflant. Dans les cas où la ventilation primaire du front de taille est aspirante, on dispose dans les conduites, soit des pulvérisateurs semblables à ceux de la galerie, soit des filtres secs.

— Filtration à sec. Divers procédés sont employés, applicables aux galeries en creusement, remblayage pneumatique, point de chargement, skips, etc. D'installation assez coûteuse, ils sont avantageux par leur efficacité et leur entretien.

— Coagulation de la poussière par les aérosols au chlorure de sodium.

L'application pratique du procédé a été perfectionnée et donne de bons résultats.

IND. F 440

Fiche n° 23.142

H. BREUER. Das betriebliche Staubmessverfahren im Steinkohlenbergbau. Ergebnisse von Sondermessungen. *Le procédé de mesure de routine dans les mines de charbon. Résultats de mesures.* — Glückauf, 1958, 6 décembre, p. 1729/1742, 17 fig.

Aperçu sur l'évolution des mesures d'empoussièrement au cours de ces deux dernières années : les appareillages de routine aussi bien que d'étude se multiplient ; excellents résultats d'un nouveau procédé qui supprime le comptage : procédé photométrique (cf f. 23.140 - F 442). Le centre d'Essen contre la silicose analyse les résultats d'échantillonnage de poussières de charbon et de remblayage au point de vue hygiène pour comparer les méthodes à foudroyage ou remblayage pneumatique, en tenant compte de l'extraction, de la ventilation, de l'ouverture de la couche ou de son éloignement, et de sa pente ainsi que de la teneur en matières volatiles. Des diagrammes montrent l'influence de ces paramètres. Conclusions : 1) La concentration de fines poussières dans les poumons croît en moyenne des charbons jeunes en gisement plat aux charbons maigres en couches inclinées. Le remblayage pneumatique produit le plus de fines poussières. 2) La teneur en fines poussières ($< 5 \mu$) de schiste ou de charbon est peu influencée par les conditions de fracturation ou de vitesse du vent. 3) A cause des variations de granulométrie des poussières flottantes et de leur influence sur la rétention pulmonaire, les données gravimétriques et de teneur totale en $< 5 \mu$ sont sans utilité au point de vue hygiène. 4) Pour faciliter mesures et contrôles, un appareil gravimétrique est proposé qui ne retient que les poussières nuisibles aux alvéoles pulmonaires. 5) En moyenne, on trouve 10 parties de quartz dans 100 de poussières de 1 à 5μ et 2 de quartz dans 100 de fines poussières (forte dispersion des mesures individuelles). 6) L'émission spécifique de poussières est de 28 g/t en charbons jeunes, 296 g/t en anthracites et en fines poussières respectivement : 7 et 44 g/t. 7) En charbon gras penté dans une couche de 1,50 m, la teneur en poussière est minimum en-

tre 250 et 400 m³ d'air par minute et maximum entre 50 et 120 m³. 8) Le dépôt de poussière en galerie d'exploitation dépend de la concentration et de la grosseur. 9) Les pâtes au chlorure de magnésium et de calcium fixent jusqu'à 30 g/m²/h de poussière déposée à 20 m de la taille.

IND. F 53

Fiche n° 23.181

W. HOFFMANN. Die Verbesserung des Grubenklimas mit Hilfe von Klimaanlage. *L'amélioration du climat de la mine par les installations de climatisation.* — Glückauf, 1959, 3 janvier, p. 30/46, 24 fig.

Dans la Ruhr, le nombre des ouvriers travaillant dans des chantiers dont la température dépasse 28° va sans cesse en augmentant. Le nombre de ces tailles est passé de 3 % en 1933 à 18 % en 1957. C'est pourquoi l'auteur expose les bases de la technique réfrigération : un gaz refroidi qu'on détend voit sa température descendre en dessous du niveau primaire de réfrigération. Aperçu sur les porteurs de frigories (liste) et les machines. Liste des installations (43) réalisées depuis 1920 jusqu'à 1958 avec caractéristiques. Installations réalisées (encore en service ou non) en : Allemagne, E.U., Inde, Europe, Afrique du Sud ; aperçu sur les conditions de gisement des mines d'or de ce pays. Description de l'installation des Crown Mines (profondeur 3.000 m) ; résultats : le climat obtenu dépend beaucoup des conditions locales et du mode de réfrigération utilisé. Avantages et inconvénients. Conséquences pour les exploitations de la Ruhr : à Lohberg où les conditions sont particulièrement difficiles (grande production, humidité), une installation fournie par Brown Boveri & Co (660.000 kcal/h) donne des résultats qui sont discutés.

IND. F 54

Fiche n° 23.189

A. HOUBERECHTS, F. LAVENNE et J. PATIGNY. Le travail humain aux températures élevées — *Institut d'Hygiène des Mines*, 16 p., 3 fig.

De nombreuses recherches théoriques et expérimentales ont été effectuées pour déterminer les relations entre les facteurs fondamentaux, température, humidité, vitesse de l'air, rayonnement des parois, et les limites de possibilité du travail humain avec ses données propres, métabolisme, durée, nature du travail. Des formules ont été établies, des abaques ont été dressées ; une formule belge due à Bidlot et Ledent a été introduite comme moyen d'appréciation du climat dans les mines. L'instrument usuel d'appréciation est le catathermomètre humide qui donne le pouvoir refroidissant de l'ambiance. Toutes les méthodes préconisées pèchent par quelque côté et les auteurs les discutent, recherchant une formule donnant la température effective limite à partir d'un bilan calorifique rationnel.

IND. F 61

Fiche n° 23.326

J. CASTIN. Préparation de la lutte contre les incendies souterrains. — **Charbonnages de Monceau-Fontaine, Documentation n° 76**, 1958, novembre, 14 p., 3 planches.

Le principe adopté à Monceau-Fontaine dans la lutte contre les incendies est de disposer en chaque point des travaux d'un débit de 25 m³/h à 8 kg de pression par une seule bouche à la fois. Les tenues d'alimentation sont aménagées de manière à être accessibles en cas de danger et à réaliser les conditions de pression, de capacité et de raccordement au réseau garantissant leur fonctionnement. Les tuyauteries de la tenue au réseau, de l'alimentation et leurs vannes sont calculées en tenant compte des pertes de charge. La notice fournit à cet égard toute la documentation utile avec abaques. Le choix des bouches d'incendie, des prises d'eau rapides, des vannes à flotteurs, des réducteurs de pression, des soupapes de sûreté, armoires, lances, tuyaux souples, installations d'arrosage et de protection automatique aux endroits utiles est exposé en détails.

La notice mentionne également les autres dispositions prises contre le feu : le sable, les extincteurs à mousse et à CO₂ ; une installation automatique de protection par CO₂ équipe la sous-station électrique du siège n° 10 à 730 m. La description en est fournie.

G. EPUISEMENT.

IND. G 14

Fiche n° 21.390

H. de GROOT. Een water en zanddoorbraak van het Dekterrein uit in de Mijn Julia te Eygelshoven. *Une venue d'eau et de sable provenant de la couverture dans la mine Julia à Eygelshoven.* — **Geologie en Mijnbouw**, 1958, décembre, p. 421/429, 11 fig.

Compte rendu d'une venue d'eau au siège Julia (production 2500 t/j) de Laura et Vereeniging ; la venue persista un mois à raison de 500 à 2.000 litres/min d'eau, tenant 250 g/litre de sable extrêmement fin, menaçant une grande partie des travaux du fond ; les pompes d'exhaure pouvaient être atteintes par le sable. Topographie : faille. Essai sans succès d'un barrage de sacs de sable et d'argile. Il fallut isoler une partie de la mine avec des barrages filtrants, retenant le sable ; 7.000 m de galeries, montages, voies et tailles furent envahis et on estime à 6.000 m³ le sable qui se déposa. Ce n'est qu'après un mois qu'on réussit à aveugler la venue ; puis on installa des barrages définitifs jusqu'à une distance aussi faible que possible de la venue de façon à parer à un danger analogue. Détails sur les différents barrages provisoires et définitifs ; mesure des pressions d'eau. Serrement final (7 m de longueur).

(Résumé Cerchar Paris).

I. PREPARATION ET AGGLOMERATION DES CHARBONS.

IND. I 44

Fiche n° 22.880

J. REILLY. Benefits of reducing circulation solids. *L'avantage de réduire les solides en circulation.* — **Mining Congress Journal**, 1958, novembre, p. 81/83, 4 fig.

Inconvénients bien connus de laisser les solides dans le circuit d'eau des lavoirs. Pour y remédier, il faut étudier la formation et la nature du dépôt, voir si l'on a intérêt à récupérer une partie ou à tout évacuer comme rejet, et déterminer l'endroit du circuit où l'on peut réaliser une concentration avec évacuation. Cas concret des mines Vesta où l'on trouvait des eaux schlammeuses à 30 % de solides, ce qui représentait 750 t en circulation, soit davantage que l'alimentation horaire des couloirs de lavage du < 6 mm. Ce dépôt était fait de cendres argileuses de calibre < 14 μ ; mais on trouvait du + 325 mesh et la teneur globale en cendres était inférieure à 32 %. Après plusieurs essais, le dispositif adopté consiste à traiter le < 6 mm criblé à sec dans des rhéolaveurs, le lavé étant recueilli sur des bâches, d'où il est extrait par noria égoutteuse avec départ du + 48 mesh ; le < 48 mesh tenant 21,50 % de cendres passe à un épaisseur de 45 m qui sert aussi de classeur ; le trop-plein n'a plus que 3 % de solides au lieu de 8, la teneur en cendres des solides (dont 90 % est du < 325 mesh) est de 39 % : après floculation, envoi à un épaisseur de 25,5 m. Le trop-plein des rhéolaveurs pour eaux schlammeuses passe dans des cyclones de 35 cm et alimente des tables Deister qui permettent de récupérer du charbon et séparer les schistes ; le charbon est concentré dans des cyclones de 35 cm et les eaux schlammeuses stériles épaissies dans un épaisseur de 45 m.

(Résumé Cerchar Paris).

J. AUTRES DEPENDANCES DE SURFACE.

IND. J 30

Fiche n° 23.392

R. DEAN. Modern approach to equipment maintenance. *Méthode moderne pour l'entretien de l'outillage.* — **Mining Congress Journal**, 1958, décembre, p. 57/58.

Un programme effectif d'entretien doit instaurer une inspection sévère, un entretien préventif et une révision périodique ou suivant programme. Aux Etats-Unis comme ailleurs, les dépenses pour la mécanisation sont volontiers consenties pour accroître la production, cependant une trop grande mécanisation non contrôlée se chiffre parfois par une perte lors de pannes inattendues. A la Lorado Coal Mining Co, on a compris très tôt que le remède était

dans l'entretien préventif. Un programme est en application déjà depuis 7 ans. Au début on a concentré les efforts sur la production, le chronométrage des tâches, l'organisation des équipes et la mécanisation des tâches pénibles, ceci amena au cours d'un an 17,5 % d'arrêt de la production par pannes de matériel. L'année suivante, on a établi un programme d'entretien et les pertes par pannes ont été ramenées à 7,6 %.

Actuellement, le programme comporte inspection stricte, entretien préventif et révision périodique. Les pannes intempestives sont réglées au cours du poste par des ajusteurs et des électriciens avertis par téléphone et envoyés sur jeeps. Ces arrêts mobilisent 36 % du personnel d'entretien. L'entretien préventif est assuré par 2 mécaniciens pour chaque équipe de production, ils travaillent sur le matériel pendant les postes inactifs, sur les chargeuses, haiveuses, shuttle cars, les perforatrices, matériel de transport, câbles électriques, etc..., on fait fonctionner et remplace les pièces défectueuses, ce poste occupe 39 % du personnel d'entretien. La révision périodique est effectuée à l'atelier central.

P. MAIN-D'ŒUVRE. SANTE. SECURITE. QUESTIONS SOCIALES.

IND. P 24

Fiche n° 23.308

R. ELLIS. Management. Diminishing reliance upon arbitrary authority. *La direction. Baisse de la confiance dans l'autorité arbitraire.* — *Iron and Coal T.R.*, 1959, 2 janvier, p. 31/35.

La conception de l'autorité évolue de l'individualisme vers la dépersonnalisation. Les affaires croissent en importance ; les sociétés deviennent des groupements gigantesques ; en même temps leurs directions s'identifient moins avec elles, et avec les capitalistes qui fournissent les fonds. Ceux qui sont appelés aux postes de direction doivent de plus en plus posséder un haut degré de formation spécialisée et d'autre part, sous l'impulsion des syndicats (trade-unions), le personnel dans son ensemble exerce un droit de contrôle croissant. Le succès d'une entreprise dépend, dans une large mesure, de la collaboration intéressée de tout son personnel, et de son esprit d'initiative. La fonction confère à chacun des agents qui l'exerce, une délégation d'autorité. L'industrie charbonnière est de celles où ces tendances, actuellement en voie de généralisation, sont les plus anciennes et les plus caractérisées.

IND. P 33

Fiche n° 23.350

X. Hulpmiddelen om onproductieve diensten ondergronds uit te sparen. *Procédés pour économiser la main-d'œuvre improductive au fond.* — *Boortoren en Schachtwiel*, 1958, juillet, p. 168/169, 5 fig., et août, p. 181/184, 3 fig.

En 1938, un ouvrier effectuait 2260 h de présence au fond, en 1957 il ne reste plus que 1865, soit une

diminution de 17 %. Si on tient compte que les charges sociales s'élèvent à 70 % des salaires, on comprend qu'il y a intérêt à économiser la main-d'œuvre. Ce n'est possible que par la mécanisation et la rationalisation. Des organismes divers étudient ces problèmes à grande échelle et on doit en tirer le meilleur parti possible, mais il faut aussi étudier les détails de très près quand bien même on ne gagnerait que 2 journées par poste. En Hollande, le rendement fond est tombé de 1,96 t en 1938, à 1,59 t en 1956. Par an, on est passé de 556 t à 411 t. Ceci est dû à plusieurs raisons : 1) les galeries au rocher occupent actuellement 26,9 % de la main-d'œuvre contre 16,5 % en 1938 - 2) la profondeur des travaux s'est accentuée - 3) pour des raisons politiques et techniques, moins de nouveaux puits ont été creusés.

L'auteur passe ensuite en revue les diverses espèces de travaux et les compare chaque fois avec ce qui se faisait en 1938.

L'auteur continue à examiner poste par poste ce que l'on pourrait faire pour améliorer le rendement:

Dans les puits: la mécanisation est dans un stade d'évolution.

L'étude des temps: les machines ne suffisent pas, il faut organiser.

En travaux préparatoires: la capacité de travail s'est accrue de 45 %.

Les frais d'entretien sont passés de 30 à 60 %.

Le transport est un point essentiel du fond car il figure dans tous les travaux.

Le transport dans les puits évolue aussi beaucoup: l'automatisme complète fait économiser du temps, donc accroît la capacité.

Autres dépenses du fond et procédés pour accroître les rendements.

IND. P 33

Fiche n° 23.180

G. FETTWEIS et B. WERSCH. Zuschnitt und Organisation von teilmechanisierten Abbaubetrieben mit verstärktem Abbaufortschritt auf der Zeche Osterfeld. *Caractéristiques et organisation des tailles semi-mécanisées avec avancement poussé à la mine Osterfeld.* — *Glückauf*, 1959, 3 janvier, p. 1/29, 48 fig.

La concentration de la production présente trois avantages: économie immédiate de personnel et de salaires à la taille même - réduction des travaux préparatoires et d'entretien - meilleure utilisation du matériel, donc économie sur celui-ci. Et c'est bien ce que l'on constate en République Fédérale, de 1951 à 1958 la production par taille est passée de 150 t à 212 t et simultanément le rendement taille est passé de 3,26 à 3,96 t/h et le rendement fond de 1,46 à 1,63 t/h. Actuellement, pour accroître encore les rendements, il faut pousser l'avancement. Il y a encore beaucoup de questions à régler avant de passer à la mécanisation totale, tandis qu'une bonne organisation en tailles semi-mécanisées est

susceptible d'un rendement immédiat. Un tableau montre que, de 1954 à 1958, les avancements, aussi bien en tailles rabotées que havées ou abattues au piqueur, n'ont guère progressé et même plutôt reculé en République Fédérale. A cela il y a deux raisons : limitation de la largeur d'allée - habitude de ne faire qu'une allée par jour. Ainsi que Robinson l'a noté dans son rapport, à la base il y a la crainte des variations de la production. Le remède se trouve dans une bonne organisation et planification. La mine Osterfeld est prise comme exemple. La production y est passée de 5.755 t en 1953 à 7.431 t en 1958 (1^{er} semestre), l'avancement moyen en taille semi-mécanisée est passé de 1,05 m à 1,50 m, les rendements en taille sont passés de 3,4 à 4,25 t/h et le rendement fond de 2,84 à 3,54 t. La longueur des tailles grandit avec l'ouverture de la couche (de 180 à 230 m) - les galeries de taille sont débloquées par scraper (Joy) soutènement en cadres Moll, parfois G.H.H. Le transport se fait par convoyeur blindé Westfalia PF 1, ou léger Beien en couches minces. En galerie, convoyeurs à bande en cuvette. Le soutènement en taille utilise l'étaçon coulissant redoublé, ce qui permet la bête cantilever et divers schémas d'organisation selon l'engin d'abattage. Divers organigrammes sont donnés. Développement du remblayage pneumatique avec détails et organisation.

IND. P 52

Fiche n° 23.316

W. WELLWOOD. Dark adaptation and miners' nystagmus. *Adaptation à l'obscurité et nystagmus des mineurs.* — *Mining Electr. and Mech. Engineer*, 1958, novembre, p. 143/148, 3 fig.

Notions sur la physiologie de la vision : bâtons et cônes ; leur répartition dans la rétine : leurs fonctions. Variations de contraction de la pupille et de la sensibilité rétinienne en fonction de l'éclairement. Mesure de l'adaptation à l'obscurité par l'éclairement limite permettant la vision d'une surface donnée : vitesse d'adaptation et seuil limite. Appareil utilisé où l'on fait usage d'une lumière rouge prévue seulement par les cônes et présentée à la rétine dans l'angle visuel de 7° ; la lumière peut avoir une intensité variable et elle frappe à des intervalles réguliers pour un temps donné (mécanisme d'obturateur). L'adaptomètre à disque de verre opale, dont l'éclairement varie grâce à un filtre cunéiforme ; on note le seuil de visibilité en fonction de la durée de non-éclairement. Courbes obtenues par divers sujets, en particulier pour ceux souffrant du nystagmus ; phénomènes corrélatifs observés en ce cas et leur caractère psychonerveux. Similitude entre nystagmus et la chromatopsie congénitale. Causes mises en avant pour l'apparition du nystagmus, l'insuffisance d'éclairement étant de l'avis unanime la plus importante ; étude du seuil sur des non-

mineurs adaptés à l'obscurité, selon leur âge, et sur des mineurs ; variation dans une période d'années.

Bibliographie : 5 références.

Discussion - Caractère mystérieux du nystagmus ; contradictions observées. Cependant, le nombre de cas a décrû quand le nombre de lampes au chapeau a augmenté. Rôle du faible pouvoir réfléchissant. Eclairage au sodium trouvé en général meilleur que l'éclairage au mercure.

(Résumé Cerchar Paris).

IND. P 53

Fiche n° 23.092

P. WEUTHEN. Wettertechnische und klimatische Untersuchungen in einem Streckenvortrieb auf der Zeche Werne und Leistungsmessungen an einer G.H.H.-Wetterkühlanlage. *Recherches sur la climatisation et la technique de la ventilation dans un creusement de voie à la mine Werne ainsi que mesures de rendement d'une installation de réfrigération G.H.H.* — *Glückauf*, 1958, 13 septembre, p. 1304/1314, 15 fig.

A la mine Werne, dans une galerie en direction à la profondeur de 850 m, le climat était défavorable, partiellement à cause de la température des roches, partiellement à cause de l'échauffement de l'air sur un parcours de 4 km avant d'arriver aux travaux. On ne disposait sur place ni d'air ni d'eau. C'est pourquoi on a adopté une machine G.H.H. basée sur le principe de la dilatation adiabatique de l'air, la plupart des autres machines travaillant par évaporation. Ici on utilise un cycle ouvert où l'air comprimé est le seul agent de réfrigération par sa détente en plusieurs gradins en même temps que l'agent moteur de la circulation de l'air. A cet effet, en-deçà des portes séparant le bouveau, il y a une machine avec un arbre portant 3 engins : un ventilateur qui aspire l'air échauffé de la galerie pour le refouler dans un montage (environ 3,5 m³/s), le travail nécessaire est fourni partiellement par une turbine où l'air se détend de la pression atmosphérique à une pression inférieure créée par l'échappement du 3^{me} engin qui est un moteur-turbine (0,5 m³ asp/s), agent principal de rotation où l'air se refroidit en se détendant et conserve juste assez de pression pour assurer la circulation de l'air dans le canar soufflant d'où il sort finalement refroidi et avec une dépression de 76 mm de mercure. L'article donne des détails sur le dispositif de mesure : pour permettre la comparaison avec les autres installations, on a uniquement mesuré les variations d'état thermique et hygrosopique de l'air dans la machine. Détails sur l'exécution des mesures et les valeurs obtenues. Calculs pour la journée du 9 janvier 1957. Pratiquement, réfrigération et débit sont de 2 à 3 fois plus élevés qu'avec les installations ordinaires. Les portes doivent être étanches car la galerie est en dépression.

Q. ETUDES D'ENSEMBLE.

IND. Q 1132

Fiche n° 23.148

J. PRENTICE. Reorganization at Bedlay. Modernizing a Scottish mine. *Réorganisation et modernisation du charbonnage de Bedlay (Ecosse)*. — *Iron and Coal T.R.*, 1958, 5 décembre, p. 1339/1345, 8 fig

3 puits - Couches de 0,70 m à 0,80 m — Production 150.000 tonnes par an. L'importance des réserves a conduit à envisager l'augmentation de la production à 250.000 tonnes. Le chargement du charbon a déjà été partiellement mécanisé, ainsi que le transport au remblai des déblais des bosseyements. La plus grande partie des investissements de modernisation porte sur l'installation de préparation, lavoirs, flottation pour les fines de moins de 0,5 mm (20 t/h). D'autre part, au puits principal, on a installé une machine d'extraction automatique électrique à câbles multiples (4), courant alternatif, 1.000 ch, freinage dynamique, dispositifs de freinage et de contrôle assurant la sécurité. Profondeur d'extraction 351 m. Cages à deux étages avec une berline de 3 tonnes de capacité. Capacité horaire d'extraction 288 tonnes. Tour d'extraction montée sur le puits avec équipement pour le changement des câbles.

IND. Q 1141

Fiche n° 23.128

H. HAAS. Die Mechanisierung im Untertagebetrieb der Saargruben. *La mécanisation du fond dans la Sarre*. — *Zur Deutschen Bergbau-Ausstellung*, 1958, p. 53/55.

Aperçu général sur les mines de la Sarre et situation actuelle de la mécanisation. Extraction journalière nette moyenne : 55.000 t, dont 65 % de char-

bon gras - 15 % de flambant et 20 % à longue flamme. Les couches ont en moyenne 1,42 m de charbon et 36 cm de schiste. La production brute contient 38 % de pierres. Les rendements atteignent : 3 t au chantier ; 1,83 t au fond et 1,18 t de rendement général, les tailles ont une longueur moyenne de 200 m, avancement : 1,10 m/j. L'électrification accuse actuellement 1,2 kVA par t nette (exhaure exclue). Après la 2^{me} guerre mondiale, la mécanisation s'est surtout manifestée sous forme de haveuses et actuellement encore, par suite de la dureté du charbon, 4/5 de la production sont havés - 2/5 havés et chargés mécaniquement, il y a une taille à abatteuse-chargeuse à tambour et 4 tailles à rabot. 10 % seulement de la production sont abattus au marteau-piqueur. En préparation, il y a 3 autres tailles à abatteuse-chargeuse à tambour et une à bélier Westfalia. Comme haveuses, il y en a 150 à l'air comprimé et 250 électriques. Les bras de havage ont moins de 1,80 m. Le plus grand nombre comporte des haveuses à simple bras, il y en a 23 à champignon et 17 à bras double. Sur 136 tailles, 97 sont à étauçons et bêles métalliques. On dispose de 294.000 étauçons et 189.000 bêles métalliques. 98,5 % des étauçons sont à friction ; 46 % des bêles ont 1 m ; 38 % ont 1,25 m et sont en voie de remplacement. Rétrospection et perspectives : depuis 1950, la production s'est accrue d'environ 10 %, l'abattage avec chargement mécanique va en se développant. Depuis lors, la situation relative air comprimé-électricité s'est complètement renversée ainsi que plusieurs diagrammes le font ressortir : l'air comprimé est de plus en plus remplacé par l'électricité. La mécanisation et l'électrification posent un problème de formation du personnel auquel la direction des mines de la Sarre s'est attelée.

Bibliographie

ASSOCIATION POUR L'UTILISATION RATIONNELLE DES COMBUSTIBLES AURACO — 88, boulevard Emile Jacqmain, Bruxelles I. Tél. 18.72.92.

Dans le cadre de son action pour la défense du charbon, l'Auraco vient d'éditer une intéressante brochure, destinée à être diffusée parmi les consommateurs.

Elle fait ressortir, d'une façon suggestive, les conditions pour obtenir le rendement maximum du chauffage au charbon. Elle attire l'attention du public sur l'intérêt de faire ses provisions en été.

Auraco rappelle que son Service d'Interventions est à la disposition des usagers du charbon. Sur demande, un technicien se rend sur place, décèle les causes du mauvais fonctionnement et indique les remèdes qu'il préconise.

ANNALES DES MINES DE FRANCE

Mars 1959.

La prospection de l'uranium dans une division minière déterminée nécessite une connaissance approfondie de sous-sol et des techniques nouvelles. H.G. Carrat présente une étude très complète sur les recherches effectuées par le Commissariat à l'Energie Atomique dans les terrains granitiques du Morvan et les résultats qu'il y a obtenus.

L. Nonat expose des *vues sur l'économie charbonnière du Japon* en marge de la mission *Sofremines* qui a été envoyée dans ce pays en 1957, avec le succès que l'on sait.

Les progrès dans les mines de fer de l'Est de la France en matière de sécurité se sont traduits par des baisses spectaculaires des taux d'accidents. L'article met en évidence le rôle important joué par le facteur humain dans la prévention des accidents.

Le transport de l'oxygène liquide dans les mines de fer du bassin de Lorraine pose de délicats problèmes. Ch. Tréguer donne une description détaillée des camions-tanks servant à la manutention de cet explosif.

Le reste de la livraison comprend la chronique des métaux minerais et substances diverses, des no-

tices bibliographiques et le compte rendu de l'activité de la Communauté européenne du charbon et de l'acier en janvier 1959.

Avril 1959.

Les articles contenus dans ce numéro ont été rédigés par les membres d'une mission qui, au mois d'octobre dernier, a consacré en U.R.S.S., deux semaines environ à l'étude des questions de sécurité. Outre les renseignements qu'elle a notés sur place, cette mission a rapporté une abondante documentation qui est conservée au Centre d'études et recherches des Charbonnages de France.

Les gisements de gaz des bassins houillers et la prévision du dégagement de grisou font l'objet du premier article. G. Schneider rappelle quelques notions fondamentales. Les caractères généraux des gisements et la concentration en méthane sont examinés en détail ainsi que les différents facteurs d'exploitation.

Cinq établissements de recherches choisis parmi les plus importants ont été visités par les membres de la mission. R. Loison présente un tableau résumé des *recherches de sécurité minière en U.R.S.S.*

Les connaissances actuelles sur les dégagements instantanés ont permis l'emploi de méthodes de prévention originales qui ont réduit très fortement les risques. R. Cœuillet présente une mise au point de la question.

L'organisation et le fonctionnement de l'inspection des mines en U.R.S.S. ont des analogies de structure avec l'organisation française, mais en différent sur certains points. M. Regard analyse ces différences.

Pour terminer, nous présentons l'évolution du Bilan des combustibles en U.R.S.S. à la lumière du prochain plan septennal.

Le reste de la livraison comprend la chronique des métaux, minerais et substances diverses, des notices bibliographiques, le tableau habituel d'indices et le compte rendu de l'activité de la Communauté européenne du charbon et de l'acier en mars 1959.