

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. — J. Fripiat et H. Callut : IX^e Conférence des Directeurs des Stations d'Essais. — A. Cochet : Abattage mécanique au Charbonnage du Gouffre. — J. Fripiat : Sécurité du tir électrique. — R. Stenuit : Chronique des accidents dans les mines de houille, 1954. — A. Tondeur : Récupération des anciens terrils. — 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.
M. GUERIN, Inspecteur général honoraire des Mines, à Liège.
L. JACQUES, Président de la Fédération de l'Industrie des Carrières, à Bruxelles.
E. LEBLANC, Président de l'Association Charbonnière du Bassin de la Campine, à Bruxelles.
J. LIGNY, Président de l'Association Charbonnière des Bassins de Charleroi et de la Basse-Sambre, à Marcinelle.
A. MEILLEUR, Administrateur-Délégué de la S. A. des Charbonnages de Bonne Espérance, à Lambusart.
A. MEYERS (Baron), Directeur Général Honoraire des Mines, à Bruxelles.
I. ORBAN, Administrateur-Directeur Général de la S. A. des Charbonnages de Mariemont-Bascoup, à Bruxelles.
G. PAQUOT, Président de l'Association Charbonnière de la Province de Liège, à Liège.
E. ROLLIN (Baron), Président de la Fédération Professionnelle des Producteurs et Distributeurs d'Electricité de Belgique, à Bruxelles.
O. SEUTIN, Directeur-Gérant honoraire de la S. A. des Charbonnages de Limbourg-Meuse, à Bruxelles.
R. TOUBEAU, Professeur honoraire d'Exploitation des Mines à la Faculté Polytechnique de Mons, à Mons.
P. van der REST, Président du Groupement des Hauts Fourneaux et 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.
M. GUERIN, Ere Inspecteur generaal der Mijnen, te Luik.
L. JACQUES, Voorzitter van het Verbond der Groeven, te Brussel.
E. LEBLANC, Voorzitter van de Kolenmijn-Vereniging van het Kempisch Bekken, te Brussel.
J. LIGNY, Voorzitter van de Vereniging der Kolenmijnen van het Bekken van Charleroi en van de Beneden Samber, te Marcinelle.
A. MEILLEUR, Afgevaardigde-Beheerder van de N. V. « Charbonnages de Bonne Espérance », te Lambusart.
A. MEYERS (Baron), Ere Directeur generaal der Mijnen, te Brussel.
I. ORBAN, Administrateur-Directeur Generaal van de N. V. « Charbonnages de Mariemont-Bascoup », te Brussel.
G. PAQUOT, Voorzitter van de Vereniging der Kolenmijnen van de Provincie Luik, te Luik.
E. ROLLIN (Baron), Voorzitter van de Bedrijfsfederatie der Voortbrengers en Verdelers van Electriciteit in België, te Brussel.
O. SEUTIN, Ere Directeur-Gerant van de N. V. der Kolenmijnen Limburg-Maas, te Brussel.
R. TOUBEAU, Ere-Hoogleraar in de Mijnbouwkunde aan de Polytechnische Faculteit van Bergen, te Bergen.
P. van der REST, Voorzitter van de « Groupement des Hauts-Fourneaux et 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 LESPAL, Professeur d'Exploitation des Mines à l'Université Catholique de Louvain, à Sirault.
H. FRESON, Directeur divisionnaire des Mines, à Bruxelles.
P. GERARD, Directeur divisionnaire des Mines, à Hasselt.
H. LABASSE, Professeur d'Exploitation des Mines à l'Université de Liège, à Embourg.
J. M. LAURENT, Directeur Divisionnaire des Mines, à Jumet.
G. LOGELAIN, Inspecteur Général des Mines, à Bruxelles.
P. RENDERS, Directeur à la Société Générale de Belgique,

BESTUURSCOMITE

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

ANNALES
DES MINES
DE BELGIQUE

N° 6 — Juin 1958

ANNALEN
DER MIJNEN
VAN BELGIE

Nr 6 — Juni 1958

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

P1273



Renseignements statistiques belges et des pays limitrophes 530

INSTITUT NATIONAL DES MINES

J. FRIPIAT et H. CALLUT. — IX^e Conférence Internationale des Directeurs des Stations d'Essais :
Protection contre les explosions — Causes spéciales d'inflammation du grisou 535

NOTES DIVERSES

A. COCHET. — L'abatage mécanique au charbonnage du Gouffre : scraper-rabot et scie
Neuenburg 563

J. FRIPIAT. — Recherches sur la sécurité du tir électrique 575

R. STENUIT. — Mines de houille. - Année 1954 - Chronique des accidents 583

A. TONDEUR. — Récupération et utilisation de combustibles de basse qualité provenant des
anciens terrils des charbonnages 591

BIBLIOGRAPHIE

INICHAR. — Revue de la littérature technique 601

Divers 617

Communiqués 619

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

EDITION - ABONNEMENTS - PUBLICITE - UITGEVERIJ - ABONNEMENTEN - ADVERTENTIEN

BRUXELLES 5 • EDITIONS TECHNIQUES ET SCIENTIFIQUES • BRUSSEL 5

Rue Borrens, 37-39 - Borrensstraat — Tél. 48.27.84 - 47.38.52

MENSUEL - Abonnement annuel : Belgique : 450 F - Etranger : 500 F

MAANDELIJKS - Jaarlijks abonnement : België : 450 F - Buitenland : 500 F

BASSINS MINIERES	Production totale (Tonnes)	Consommation propre et fournitures au personnel (tonnes) (1)	Stock (tonnes)	Jours ouvrés (2)	PERSONNEL													Grisou capté valorisé (6)	
					Nombre moyen d'ouvriers			Indice (3)				Rendement		Présences % (4)		Mouvement de la main-d'œuvre (5)			
					à veine	Fond	Fond et surface	Veine	Taille	Fond	Fond et surface	Fond	Fond et surface	Fond	Fond et surface	Belge	Etrangère		Totale
Borinage	344.440	50.089	515.513	22,06	2.668	15.293	20.549	0,17	0,39	0,98	1,32	1.015	756	83,83	86,04	- 20	- 173	- 193	1.820.836
Centre	282.547	44.265	447.486	21,50	1.867	12.957	17.421	0,14	0,39	0,99	1,33	1.014	754	86,38	87,77	- 65	- 186	- 251	1.841.125
Charleroi	600.701	70.998	963.958	22,42	4.510	24.442	34.300	0,17	0,36	0,91	1,28	1.066	781	85,84	87,30	- 78	- 492	- 570	3.631.236
Liège	371.505	47.966	283.744	22,73	2.691	17.815	23.843	0,16	0,43	1,09	1,46	918	685	85,18	86,88	- 134	- 255	- 389	—
Campine	929.966	88.034	1.019.523	24,38	3.825	27.290	36.325	0,10	0,27	0,72	0,95	1.398	1.051	88,88	90,50	- 57	- 281	- 338	1.642.744
Le Royaume	2.529.159	301.352	3.230.224	22,85	15.515	97.759	132.337	0,14	0,34	0,88	1,20	1.131	836	86,33	87,98	- 354	- 1387	- 1741	8.935.941 ⁽⁸⁾
1958 Février	2.417.297	229.863	2.545.618	21,99	15.457	97.842	131.865	0,14	0,34	0,89	1,20	1.124	834	85,53	87,33	- 22	- 754	- 776	8.327.903 ⁽⁸⁾
Janvier	2.066.494	329.712	1.924.090	24,46	15.152	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⁾
1957 Mars	2.537.136	240.953	218.376	23,90	14.993	90.300	124.177	0,14	0,34	0,85	1,17	1.176	855	85,06	87,16	- 721	+ 616	- 105	8.642.396 ⁽⁸⁾
Moy. mens.	2.423.866	233.799	1.412.987 ⁽⁷⁾	23,29	14.541	90.542	124.132	0,14	0,34	0,87	1,19	1.150	838	84,86	86,49	- 44	+ 873	+ 829	8.695.240 ⁽⁸⁾
1956 Moy. mens. (9).	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	5.020.527
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	215.234	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 25 au 29 juin 58	453.639	—	4.986.443	4,15	—	48.415	59.738	—	—	0,83	1,15	1.203	870	56,30	58,97	—	—	- 177	—

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.

(9) chiffres rectifiés

BELGIQUE

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

MARS 1958

PERIODES	Secteur domestique	Administrations publiques	Cokeries	Usines à gaz	Fabriques d'agglomérés	Centrales électriques	Sidéurgie	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
1958 Mars	207.671	7.199	541.799	485	73.899	184.045	11.266	12.221	28.543	20.427	71.604	6.680	18.297	38.104	43.921	17.898	19.292	239.750	1.543.101
Février	176.402	9.891	510.635	487	74.621	195.272	12.949	10.917	25.921	27.867	79.753	6.568	13.556	37.886	47.131	16.646	18.768	253.677	1.519.347
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	29.648	18.899	17.519	338.227	1.827.623
1957 Mars	423.094	12.988	614.713	364	155.971	290.866	17.149	11.140	46.969	46.952	79.176	13.304	25.532	59.365	68.600	25.692	37.420	327.923	2.287.218
Moy mens.	395.089	16.299	576.556	412	140.664	263.564	13.272	10.496	39.906	37.114	77.292	10.016	30.247	55.693	69.929	20.749	26.857	312.633	2.096.788
1956 » »	420.304	15.619	599.722	476	139.111	256.063	20.769	12.197	40.601	41.216	91.661	13.082	30.868	64.446	71.683	20.835	31.852	353.828	2.224.332
1954 » »	415.609	14.360	485.878	1.733	109.037	240.372	24.211	12.299	40.485	46.912	114.348	14.500	30.707	61.361	62.818	19.898	30.012	465.071	2.189.610
1952 » »	480.657	14.102	708.921	—	—	275.218	34.685	16.683	30.235	37.364	123.398	17.838	26.645	63.591	81.997	15.475	60.800	209.060	2.196.669

GENRE PERIODE	Fours en activité		Charbon (t)			Huiles combustibles †	Production				COKE (t)									Ouvriers occupés			
	Batteries	Fours	Reçu				Gros coke de plus de 80 mm	Autres	Total	Consommation propre	Livraisons au personnel de la cokerie	Débit						Stock en fin de mois en fin de mois t					
			Belge	Etranger	Enfourné							Secteur domestique	Administrations publiques	Sidérurgie	Centrales électriques	Usines à gaz	Chemins de fer		Autres secteurs		Exportations	Total	
Minières	8	243	133.980	—	133.646	64	80.468	21.726	102 194	2.955	323	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	50 687	840
Sidérurgiques . .	28	1.015	191.773	164.676	528.717	—	341.025	66 600	407.625	2.620	6.489	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	75 685	2 526
Autres	11	287	31.095	57.592	106.997	670	62 782	18.160	80 942	2 579	283	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	105.814	1.202
Le Royaume . . .	47	1.545	556.849	222.268	769.360	734	484.275	106.486	590 761	8.154	7.100	14.419	2.677	446.949	1.792	—	774	41.077	75.376	583.064	232 186	4.568	
1958 Février . . .	47	1 529	487.647	171.794	705.197	261	442.725	99.475	542.200	8.377	6.549	11.233	4.077	414.003	1.978	—	844	33.967	54.619	520.721	239.743	4.605	
Janvier	44	1 575	560 879	256.346	793.218	926	505.360	109.835	615.195	12.686	5.769	17.906	4.105	461.180	3.203	—	1.515	45.063	67.981	600.953	233.190	4.627	
1957 Mars	45	1.515	639.656	230.246	820.317	238	522.850	115.258	638.108	6.524	5.161	10.041	3.705	450.912	1.570	—	941	60.843	73.166	601.178	105.934	4.688	
Moy. mens. . . .	46	1.574	576.662	193.803	768.730	484	488.370	108.003	596.373	7.287	5.512	10.732	3.990	427.044	2.617	—	1 221	50.337	75.117	571.058	237 403(2)	4.881	
1956 Moy. mens. (4)	44	1.530	601.931	193.725	784 875	10.068(3)	492.676	113.195	605.871	7.228	5.154	15.538	5.063	433.510	1.918	69	2.200	56.567	76.498	591.308	87.208(2)	4.137	
1954 » » » »	42(1)	1 444(1)	179.201	184.120	463.321	5.813(3)	407.062	105.173	512.235	15.639	2.093	14.177	3.327	359.227	3.437	385	1.585	42.611	73.859	498.608	127 146(2)	4.270	
1952 » » » »	42(1)	1 471(1)	596.891	98.474	695.365	7.624(3)	421.329	112.605	533.934	12.937	3.215	12.260	4.127	368.336	1.039	279	1.353	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	—	—	—	293.583	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.229

(1) Pendant tout ou partie de l'année. (2) Stock fin décembre. (3) en hl. (4) Chiffres rectifiés.

GENRE PERIODE	GAZ (en 1.000 m³) (1)						SOUS-PRODUITS (t)				
	Production	Consommation propre	Débit				Brai	Goudron brut	Ammoniaque (en sulfates)	Benzol	Huiles légères
			Synthèse	Sidérurgie	Autres industries	Distributions publiques					
Minières	47.075	19.908	23 877	—	507	13.514	—	3.489	1.227	1.102	—
Sidérurgiques . .	179.434	87.170	45 029	56.715	2.320	48.587	—	14.985	4.797	3 822	—
Autres	41.140	17.163	13.278	—	1.724	14.938	—	3.259	807	924	—
Le Royaume . . .	267.649	124 241	82.184	56.715	4.551	77 039	—	21.733	6.831	5.850	—
1958 Février . . .	242.070	114 169	71.557	50.780	5.395	68.761	—	20.148	6.353	5.481	—
Janvier	275.605	128.375	81.452	60.032	6.076	79.677	—	22.514	7.219	6.017	—
1957 Mars	275.546	133.538	70.247	59.315	11.126	74 375	—	21.625	7.401	6.051	—
Moy. mens. . . .	261.465	96 077	73 980	53 321	9.482	70.071	—	20.934	6.827	5.613	—
1956 M. mens. (4)	267.439	132.244	78.704	56.854	7.424	72.452	—	20.628	7.064	5.569	—
1954 » » » »	233 182	135 611	69.580	46.279	5.517	68.791	1 630	15.911	5.410	3.624	2.565
1952 » » » »	229.348	134.183	67.460	46.434	3.496	62.714	2.320	17.835	6.309	4.618	747
1950 » » » »	193.619	126 601	(2)	(2)	(2)	(2)	1.844	13.909	4 764	3.066	632
1948 » » » »	165.334(3)	(2)	(2)	(2)	(2)	(2)	—	16.053	5.624	4.978	—
1938 » » » »	75.334(3)	(2)	(2)	(2)	(2)	(2)	—	14.172	5.186	4.636	—

(1) A 4.250 kcal., 90°C et 76 mm Hg. (2) Non recensé. (3) Non utilisé à la fabrication du coke. (4) Chiffres rectifiés.

GENRE PERIODE	Production (t)				Consommation propre †	Livraisons au personnel	Matières premières (t)		Ventes et cessions t	Stock (fin du mois) t	Ouvriers occupés
	Boulets	Briquettes	Totale	Débit							
				Charbon			Brai				
Minières	55.319	22.336	77 705	—	—	—	—	—	—	—	
Indépend.	836	—	836	—	—	—	—	—	—	—	
Le Royaume . . .	56.155	22.386	78.541	4.415	15.956	74 128	5.663	51 294	36.306	490	
1958 Février . . .	54.489	24.456	78.945	3.737	14.035	74 762	5.860	54.955	29.430	500	
Janvier	93 983	23.427	117.410	4.503	17.884	110.950	8 780	93.053	23.212	554	
1957 Mars	137.160	35.084	172.244	4.005	12.560	160.352	13.437	156.032	5.037	614	
Moy. mens. . . .	124.332	27.529	151.861	3.621	12.119	141.289	11.583	134.742	21.242(2)	571	
1956 M. mens. (2)	116.258	35.994	152.252	3.666	12.354	142.121	12.353	133.542	4.684(1)	647	
1954 » » » »	75.027	39.829	114.856	4 521	10.520	109.189	9.098	109.304	11.737(1)	589	
1952 » » » »	71.262	52.309	123.571	1.732	103	115.322	10.094	119.941	36.580(1)	638	
1950 » » » »	38.898	46.079	84.977	2.488	377	78.180	7 322	85.999	—	552	
1948 » » » »	27.014	53.834	80.848	—	—	74.702	6 625	—	—	563	
1938 » » » »	39.742	102.948	142.690	—	—	129.797	12.918	—	—	873	
1913 » » » »	—	—	217.387	—	—	197.274	—	—	—	1911	

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

PERIODE	Quantités reçues m ³			Consommat. totale y compris les exportations (m ³)	Stock à la fin du mois (m ³)	Quantités reçues t			Consommation totale t	Stock à la fin du mois t	Exportations t
	Origine indigène	Importation	Total			Origine indigène	Importation	Total			
1958 Mars . . .	41.531	9.003	50.534	81.895	516 666	4.776	6.924	11.700	5.663	95.657	(1)
Février . . .	37.989	14.324	52.313	78.258	549.171	5.889	9.092	14.981	5 860	89.880	3.371
Janvier . . .	33.051	7.015	40.066	81.041	576.270	7.989	8.790	16.779	8.780	80.759	2.731
1957 Mars . . .	55.116	7.372	62.488	80 841	591 530	7.990	10.843	18.833	13.437	73.982	1.784
Moy. mens. . .	63.425	11.815	75.240	77.048	620.752 ⁽²⁾	7.116	6.356	13.472	11.544	72.760 ⁽²⁾	4.524
1956 » »	72.377	17.963	90.340	78 246	655 544 ⁽²⁾	7.019	5.040	12.059	12.125	51.022 ⁽²⁾	1.281
1954 » »	67.128	1.693	68.821	87.385	428.456 ⁽²⁾	4.959	4.654	9.613	8.868	37.023 ⁽²⁾	2.468
1952 » »	73.511	30.608	104.119	91.418	880.695 ⁽²⁾	4.624	6.784	11.408	9.971	37.357 ⁽²⁾	2.014
1950 » »	62.036	12.868	74 904	90 209	570.013 ⁽²⁾	5.052	1.577	6.629	7.274	31.325 ⁽²⁾	1.794

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

PERIODE	Produits bruts							Demi-produits		Ouvriers occupés	
	Cuivre t	Zinc t	Plomb t	Etain t	Aluminium t	Antimoine, Cadmium, Cobalt, Nickel, etc. t	Total t	Argent, or, platine, etc. kg	A l'exception des métaux précieux t		Argent, or, platine, etc. kg
1958 Mars (1) . . .	12.482	19.462	7.959	1.159	234	245	41.541	24.155	17.225	2.841	15.179
Février . . .	12.016	19.982	7.572	1.034	226	331	41.161	23.799	16.165	2.138	15 282
Janvier . . .	12.094	20.305	7.598	894	218	386	41.495	21.785	17.120	3.310	15.533
1957 Mars . . .	12.988	20.399	8.989	831	220	480	43.907	27.204	16.175	2.095	16.110
Moy. mens. . .	12.713	19.637	8.272	793	180	401	41.999	23.937	16.150	1.982	15 655 ⁽²⁾
1956 » »	14.072	19.224	8 521	871	224	420	43.336	24.496	16.604	1 944	15.919 ⁽²⁾
1954 » »	12.809	17.726	5.988	965	140	389	38.018	24.331	14.552	1.850	15.447 ⁽²⁾
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) Chiffres provisoires. (2) En fin d'année.

PERIODE	Hauts fourneaux en activité	Produits bruts			Produits demi-finis (1)		Produits				
		Fonte	Acier Total	Fer de masse	Pour relamineurs belges	Autres	Aciers marchands	Profils et zorès (1 et U de plus de 80 mm)	Rails et accessoires	Fil machine	
											Acier
1958 Mars . . .	50	477.833	527.748	6.225	42.574	51.329	128.927	16.476	13.599	42 629	
Février . . .	50	437.457	492.187	5.278	40.309	51.778	126.034	18.999	11.185	39.801	
Janvier . . .	51	484.637	560.633	5.564	61.753	48.259	124.977	23.157	12.649	47 453	
1957 Mars . . .	51	508.183	578.967	5.932	55.905	29.665	162.167	27.986	10.330	42.890	
Moy. mens. . .	51	465.638	522.988	4.501	50.806	40.028	134.327	24 136	8.466	39.465	
1956 » » (2)	51	480.840	525.898	5.281	60.829	20.695	153.634	23.973	8.315	40.874	
1954 » »	47	315.424	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	19.989	7.312	37.030	
1950 » »	48	307.898	311.034	3 584	70 503		91.952	14.410	10.668	36 008	
1948 » »	51	327.416	321.059	2.573	61.951		70.980	39.383	9.853	28.979	
1938 » »	50	202.177	184.369	3.508	37.939		43.200	26.010	9.337	10 603	
1913 » »	54	207.058	200.398	25.363	127.083		51.177	30.219	28.489	11.852	

(1) Qui ne seront pas traités ultérieurement dans l'usine qui les a produits. (2) Chiffres rectifiés. (3) A partir de 1957 augmen-

IMPORTATIONS					EXPORTATIONS			
Pays d'origine Périodes Répartition	Charbons t	Cokes t (1)	Agglomérés t	Lignites t	Destination	Charbons t	Cokes t	Agglomérés t
Allemagne Occident.	125.923	6.953	2.920	8.261	Allemagne Occident.	5 531	—	20
France	15.600	—	3	—	Sarre	80	—	—
Pays-Bas	26.838	5.456	3.616	420	France	81 285	29.724	2.540
					Italie	120	37	—
					Luxembourg	1 413	6.077	350
					Pays-Bas	97.052	1 503	—
Pays de la CECA	168.361	12.409	6.919	8.741	Pays de la CECA	185.981	37.341	2.910
Royaume-Uni	22.872	1.050	—	—	Autriche	—	324	—
Etats-Unis d'Amérique.	161.952	—	—	—	Danemark	—	32.258	—
					Norvège	2.580	2 000	—
					Royaume-Uni	51.442	—	—
Pays tiers	187.724	1.050	—	—	Suède	—	3.103	—
Ensemble mars 1958	356.085	13.459	6.919	8.741	Suisse	5.091	—	40
1958 Février	327.719	13.046	7.845	9.832	Angola	—	350	—
Janvier	389.722	15.649	8 387	9.139	Congo belge	28	—	—
1957 Décembre	354 659	15.015	9.181	10.301				
Mars	559.868	30.291	9.610	9.146	Pays tiers	59.141	38.035	40
Moy mens.	425.142	17.924	8.673	9.102	Ensemble mars 1958	245.122	75 376	2.950
Répartition :					1958 Février	261.121	54.619	9.793
1) Secteur domestique	68.949	643	7.150	7.598	Janvier	349.295	67.981	33.454
2) Secteur industriel	295.565	12.858	60	1.143	1957 Décembre	345 169	66 365	48.033
Réexportations	5.372	—	—	—	Mars	362.825	73.166	55 492
Mouvement des stocks	-13 801	- 42	- 291	—	Moy. mens.	330.166	75.268	58.970

(1) Y compris coke de gaz et semi-coke.

URGIE

MARS 1958

TION (t)										Ouvriers occupés
finis										
Tôles fortes 4,76 mm et plus	Tôles moyennes 3 à 4,75 mm	Larges plats	Tôles fines noires	Tôles galvanisées, plombées et étamées	Feuillards, bandes à tubes, tubes sans soudure	Ronds et carrés pour tubes	Divers	Total	Tubes d'acier sans soudure et tubes soudés	
54.732	5.677	1 903	82.673	18.958	13.862	1.076	6.887	368.443	16.110	53.077
54.803	5.933	2.868	77.362	18.161	6.982	798	7.143	351.938	12.322	53.223
60.183	5.625	2.231	82.816	21.131	19.957	1.082	5.145	385.275	15.806	54.876
									Tubes (3) soudés	
61.411	8.310	3.394	73.260	33.773	30.069	—	5.593	425.410	10.090	55.557
55.898	7.601	2.350	63.514	25.558	25.641	—	5.514	370.412	9.087	55.158
53.456	10 211	2 748	61.941	24.758	27.959	—	5.747	388.858	4.410	47.104
37.473	8.996	2.153	40.018	3.070	25.112	—	2.705	290.852	3.655	41.904
39.357	7.071	3.337	37.482	11.943	26.652	—	5.771	312.429	2.959	43.263
			Tôles minces tôles fines, tôles magnétiques							
24.476	6 456	2.109	22.857	11.096	20 919	—	2.878	243.859	1.981	36.415
Grosses tôles	Tôles moyennes		Tôles fines	Tôles galva- nisées	Feuillards et tubes en acier					
28.780	12.140	2.818	18 194	10.992	30.017		3.589	255.725	—	38.431
16 460	9.034	2.064	14 715	—	13.958		1.421	146.852	—	33.024
19.672	—	—	9.883	—	—		3.530	154.822	—	35.300

tation du nombre de déclarants.

PRODUCTION	Unités	Mars 1958	Février 1958	Mars 1957	Moyenne mensuelle 1957	PRODUCTION	Unités	Mars 1958	Février 1958	Mars 1957	Moyenne mensuelle 1957
		(a)	(b)					(a)	(b)		
PORPHYRE :						PRODUITS DE DRAGE :					
Moëllons	t	589	629	712	274	GAGE : Gravier	t	76.854	40.644	138.624	133.814
Concassés	t	298.667	211.927	339.054	338.406	Sable	t	18.705	8.239	26.412	23.342
Pavés et mosaïques.	t	1.143	1.386	2.034	1.765	CALCAIRES :	t	189.073	152.138	172.128	187.034
PETIT-GRANIT :						CHAUX :	t	162.394	150.258	171.161	158.727
Extrait	m ³	8.757	6.814	12.199	10.934	PHOSPHATES	t	3.851	1.591	1.557	1.344
Scié	m ³	4.426	3.773	6.761	5.863	CARBONATES NATUR.					
Façoné	m ³	1.400	1.089	1.824	1.571	(Craie, marne, tuffeau)	t	33.053	37.804	29.889	32.341
Sous-produits	m ³	7.719	5.583	15.697	16.625	CARBON. DE CHAUX					
MARBRES :						PRECIPITES	t	(c)	(c)	—	2.494
Blocs équarris	m ³	392	312	500	508	CHAUX HYDRAULIQUE					
Tranches ramonées à 20 mm	m ²	40.204	38.982	45.743	42.109	ARTIFICIELLE	t	773	73	848	652
						DOLOMIE : Crue	t	28.742	23.042	18.099	27.093
Moëllons concassés	t	2.014	1.794	2.430	2.008	Frittée	t	22.682	21.880	22.678	20.897
Bimbeloterie	Kg	26.017	21.486	73.082	84.113	PLATRE :	t	3.851	4.453	3.944	3.032
GRES :						AGGLOM. PLATRE	m ²	106.026	102.373	112.688	109.888
Moëllons bruts	t	15.547	11.023	27.543	23.119						
Concassés	t	49.091	31.745	87.689	81.993						
Pavés et mosaïques.	t	820	428	5.112	886						
Divers taillés	t	4.785	4.231	6.981	6.435						
SABLE :											
pour métallurgie	t	68.964	48.490	77.599	68.938	SILEX : Broyé	t	1.432	546	1.314	706
pour verrerie	t	79.763	86.790	80.171	83.344	Pavés.	t	1.146	896	843	1.042
pour construction	t	87.828	80.504	157.143	147.808	FELDSPATH & GALETS	t	152	95	903	146
Divers	t	47.574	48.617	69.253	61.360	QUARTZ					
ARDOISE :						et QUARTZITES	t	47.905	54.693	41.992	52.754
pour toitures	t	665	692	697	682	ARGILES :					
Schiste ardoisier	t	82	63	121	152						
Coticule (pierre à aiguiser)	Kg	3.140	4.200	7.364	5.393						
						Ouvriers occupés		11.860	12.164	13.397	13.135

(a) Chiffres provisoires. (b) Chiffres rectifiés. (3) Chiffres non disponibles.

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

PAYS	Houille produite (1000 t.)	Nombre d'ouvriers inscrits (1000)		Rendement par ouvrier et par poste Kg		Nombre de jours ouvrés	Absentéisme en %		Coke de four produit par 1000 t	Agglomérés produits 1000 t	Stocks (1000 t)	
		Fond	Fond et surface	Fond	Fond et surface		Fond	Fond et surface			Houille Cokes	
Allemagne												
1958 Mars	11.551	344	494	1.623	1.265	26	15,63	14,17	3.767	230	2.668	1866
1957 Moy. mens.	11.096	341	494	1.586	1.222	25	16,89	15,47	3.766	652	745 ⁽²⁾	622 ⁽²⁾
1957 Mars	11.574	342	492	1.578	1.218	26	14,27	12,69	3.846	690	657	177
Belgique												
1958 Mars	2.529	115	152	1.131	836	22,85	13,67 ⁽³⁾	12,02 ⁽³⁾	591	79	3.230	232
1957 Moy. mens.	2.424	117	153	1.150	838	23,29	15,14 ⁽³⁾	13,51 ⁽³⁾	506	152	1.413 ⁽²⁾	237,4 ⁽²⁾
1957 Mars	2.537	109	145	1.176	855	23,90	14,94 ⁽³⁾	12,84 ⁽³⁾	638	172	218	106
France												
1958 Mars	5.211	142	203	1.698	1.146	25,92	12,39	7,90 ⁽⁴⁾	1.056	469	5.613	491
1957 Moy. mens.	4.733	142	204	1.682	1.119	24,74	14,01	8,24 ⁽⁴⁾	1.047	688	4.685 ⁽²⁾	448 ⁽²⁾
1957 Mars	4.791	140	203	1.682	1.105	25,16	14,47	8,41 ⁽⁴⁾	1.082	687	4.337	187
Sarre												
1958 Mars	1.543	38	57	1.854	1.205	26	12,08	8,52 ⁽⁴⁾	369	—	400	55
1957 Moy. mens.	1.371	37	57	1.800	1.144	24,58	11,58	6,59 ⁽⁴⁾	360	—	188 ⁽²⁾	53 ⁽²⁾
1957 Mars	1.412	37	56	1.843	1.157	24,63	11,43	5,82 ⁽⁴⁾	366	—	106	13
Italie												
1958 Mars	54 ⁽¹⁾	4,7	(6)	898	(6)	(6)	(6)	(6)	283 ⁽¹⁾	0 ⁽¹⁾	113 ⁽¹⁾	200 ⁽¹⁾
1957 Moy. mens.	85	4,5	5,8	957	(6)	(6)	20,70	18,35	307	1	50 ⁽²⁾	129 ⁽²⁾
1957 Mars	89	4,5	5,9	925	(6)	(6)	16,56	14,32	308	2	11	82
Pays-Bas												
1958 Mars	1.041	31,7	48,7	1.499	(6)	(6)	16,44	14,22	363 ⁽¹⁾	70 ⁽¹⁾	413 ⁽¹⁾	209 ⁽¹⁾
1957 Moy. mens.	948	30,7	46	1.499	(6)	(6)	18,51	16,35	354	95	312 ⁽²⁾	163 ⁽²⁾
1957 Mars	934	30,4	46	1.454	(6)	(6)	19,12	17,63	374	96	288	94
Communauté												
1958 Mars	21.932	670,3	(6)	1.566	(6)	(6)	(6)	(6)	6.424 ⁽¹⁾	843 ⁽¹⁾	12.397 ⁽¹⁾	3.076
1957 Moy. mens.	20.657	659,1	907,4	1.545	(6)	(6)	21,00	19,37	6.431	1.588	7.273 ⁽²⁾	1.653 ⁽²⁾
1957 Mars	21.337	656,4	902,4	1.541	(6)	(6)	20,58	18,78	6.614	1.647	5.542	659
Grande-Bretagne												
1958 Sem. du 23 au 29 mars	4.673,2 ⁽⁵⁾	(6)	706,8	à front 3.549	1.283	(6)	(6)	13,86	(6)	(6)	(6)	(6)
1957 Sem. du 24 au 30 mars	4.653,5 ⁽⁵⁾	(6)	711,2	3.420	1.260	(6)	(6)	13,11	(6)	(6)	(6)	(6)
Moy. hebd.	4.301 ⁽⁵⁾	(6)	710,1	3.363	1.231	(6)	(6)	13,81	(6)	(6)	(6)	(6)

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

IX^e Conférence Internationale des Directeurs des Stations d'Essais

(Juin et juillet 1956)

Communications analysées et résumées

par H. CALLUT

Ingénieur principal divisionnaire des Mines
Attaché à l'Institut National des Mines

(Suite)

PROTECTION CONTRE LES EXPLOSIONS (Coupe-flamme - Organes de détente)

Protection d'une installation de captage de grisou

Ir. G. N. ITZ et Dr. W. MAAS (30)

Les auteurs décrivent le type d'installation adopté aux mines Emma et Hendrik avec ses dispositifs de mesures et de réglages, ainsi que ses organes de sécurité.

Ils distinguent dans l'installation trois parties essentielles :

1) les trous de sonde et le réseau de tuyauteries du fond alimentant la conduite de 300 mm de diamètre installée dans le puits ;

2) les extracteurs du type « Roots » au nombre de trois, installés en parallèle à la surface. Leur vitesse est réglable et leur débit maximum est de 30 m³/min. L'un d'entre eux reste en réserve ;

3) les utilisations, c'est-à-dire :

a) la consommation sur le carreau de la mine ;
b) l'alimentation d'une cokerie ou d'une centrale de production de vapeur ;

c) la mise à l'air libre en cas de consommation nulle ou de teneur en méthane proche de la limite supérieure d'inflammabilité.

Des mesures sont effectuées au fond et à la surface. Au fond, à chaque trou de sonde, la teneur

en méthane est contrôlée à l'interféromètre et éventuellement réglée au moyen d'un robinet.

Le débit de chaque sondage est enregistré à distance : le dispositif de mesure est une tuyère de Venturi. Un appareil permettant d'enregistrer la teneur en méthane a été construit spécialement pour l'étude des installations ; il ne sert pas au contrôle journalier.

A la surface (fig. 44), on enregistre le débit total F_1 venant du fond, la concentration en grisou M ,

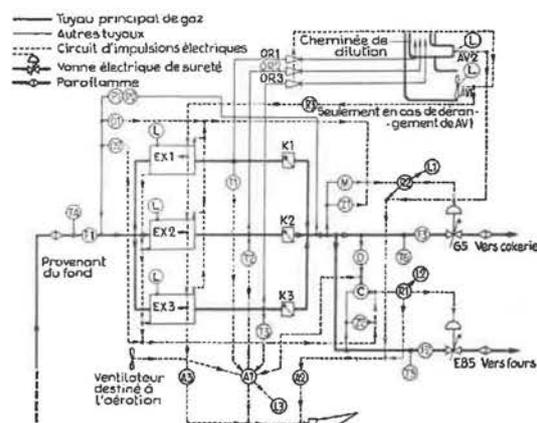


Fig. 44. — Captage de grisou : schéma de principe. Appareils de sûreté et d'alerte.

(30) Communication n° 9 de la Centraal Proefstation van de Staatsmijnen in Limburg, à Treebeek, Hollande.

la teneur en oxygène Z_1 , la température du gaz à l'entrée (T_4) et à la sortie (T_1, T_2, T_3) des extracteurs. La dépression P_1 à l'ouïe des surpresseurs et la surpression P_2 au refoulement sont indiquées en permanence.

On enregistre le débit (F_2), le pouvoir calorifique (C), la concentration en oxygène (Z_2) et la température (T_5) du gaz livré à la consommation locale. Le calorimètre permet à la rigueur le réglage du pouvoir calorifique à une valeur constante par dilution avec de l'air.

On enregistre également le débit (F_3), la densité (D) et la température (T_6) du gaz envoyé à la cokerie.

Le ventilateur AV_2 tourne continuellement pour évacuer les gaz des instruments de mesure et les fuites éventuelles des vannes de décharge (OR_1, OR_2, OR_3). Lorsque l'une de celles-ci s'ouvre, le ventilateur AV_1 se met automatiquement en marche de façon à diluer le gaz jusqu'à une concentration inférieure à 3 %.

La sécurité est assurée par des organes intervenant automatiquement et déclenchant un signal d'alarme lorsque les indications de certains enregistreurs dépassent certaines limites. Un certain nombre d'enregistrements, comme par exemple celui de la concentration, sont relevés en double. On est ainsi à l'abri de la déficience ou de la mise hors service momentanée d'un appareil de mesure.

Un brusque changement de la dépression ou de la surpression, qui peut se produire par une rupture de tuyauterie, actionne le signal d'alarme ($O_1 - O_2$).

Une avarie aux pompes ou une rupture de tuyau peut provoquer une circulation du gaz en sens inverse, d'où la présence sur les refoulements des soupapes de retenue K_1, K_2, K_3 .

Si la teneur en méthane du gaz aspiré tombe en dessous de 40 % ou que la teneur en oxygène s'élève au-dessus de 12 %, le gaz ne se prête plus à la consommation locale : le calorimètre (C) ou l'analyseur d'oxygène (Z_2) commande la fermeture de EB_5 par l'intermédiaire du relais R_1 .

Pour une concentration en méthane inférieure à 25 % ou une teneur en oxygène supérieure à 16 %, le gaz ne peut plus être envoyé à la cokerie, l'un des appareils M ou Z_1 , par l'intermédiaire du relais R_2 , commande la fermeture de G_5 .

Dans ces cas, les vannes de décharge OR_1, OR_2, OR_3 s'ouvrent et le ventilateur AV_2 se met en marche de manière à créer dans la cheminée un mélange d'air et de grisou à une teneur inférieure à 3 %.

La même manœuvre de sécurité peut être commandée par les thermomètres enregistreurs T_1, T_2, T_3 quand la température du gaz au refoulement dépasse 80° C.

Des pareflames sont installés dans les tuyauteries en amont et en aval des extracteurs.

Le matériel électrique de la salle des extracteurs est anti-grisouteux, bien que cette salle soit aérée par un ventilateur dont l'arrêt éventuel provoque le déclenchement du signal d'alarme.

La ventilation de la salle des appareils de mesure est plus puissante que celle de la salle des pompes et les appareils de mesure non antigrisouteux sont réunis dans un coffret fermé, ventilé à l'air comprimé.

Les vannes commandées électriquement sont du type normalement fermé.

L'alarme est toujours donnée par un signal sonore et par une ampoule rouge s'allumant sur un schéma et donnant ainsi directement le circuit déflectueux.

Essais et emploi de pareflames destinés à une installation de captage de grisou

Dr. W. MAAS et P. QUADEN ⁽³¹⁾

Lors de l'étude de la première installation de captage de grisou, on a considéré l'existence éventuelle d'un mélange inflammable dans les tuyauteries de transport, et envisagé d'arrêter la progression d'une flamme dans ce mélange au moyen de pareflames.

Les auteurs décrivent les essais et discutent l'utilité de l'emploi de ces appareils dans leur installation telle quelle est réalisée.

Le pareflamme se compose de deux rubans en maillechort de 0,08 mm d'épaisseur, l'un plan,

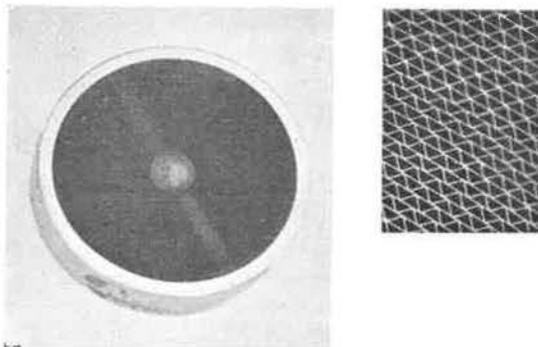


Fig. 45. — Pareflamme soumis aux essais avec une partie agrandie.

(31) Communication n° 10 de la « Centraal Proefstation van de Staatsmijnen in Limburg » à Treebeek, Hollande.

l'autre ondulé, enroulés ensemble en spires superposées de manière à former un disque (fig. 45).

Ce pareflamme de 67,65 mm de diamètre est disposé dans une douille montée elle-même dans un tuyau de 50 mm de diamètre. Dans ce dernier, on introduit ou on fait circuler un mélange inflammable d'air et de gaz d'éclairage ou de méthane qu'on allume au moyen d'une étincelle électrique.

Le méthane est ici un sous-produit de l'industrie chimique.

Les gaz utilisés répondent aux compositions détaillées au tableau L.

TABLEAU L.

	Gaz d'éclairage	Méthane
CO	2,0	—
CO ₂	5,0	4,0
OKW 94 % C ₂ H ₄ 6 % C ₃ H ₆	2,5	4,9
O ₂	0,3	0,4
H ₂	58,0	11,4
CH ₄	26,2	74,9
N ₂	6,0	4,4
Teneur aux essais	17 %	9,0 %

Les dispositifs d'essais sont représentés aux figures 46 et 47.

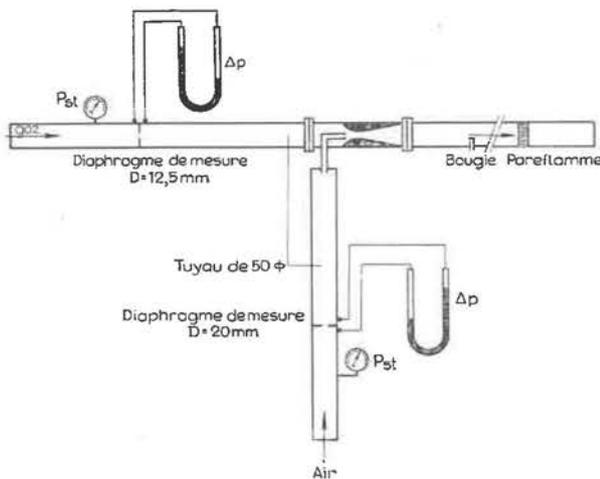


Fig. 46. — Dispositif de réalisation des mélanges inflammables.

Le pareflamme se montre suffisant en mélange stagnant de gaz d'éclairage et d'air que l'inflammation ait lieu en 1 ou en 2 (fig. 47 A).

Lorsque le mélange est en mouvement (vitesse de 10 m/sec) et qu'on allume en 1 (fig. 47 A et 47 B), le pareflamme subit un début de fusion avec oxydation et s'obstrue.

Si l'on allume le mélange en 2, (fig. 47 A), la flamme reste fixée sur le pareflamme. Elles s'en écarte et s'éteint pour une vitesse de l'ordre de

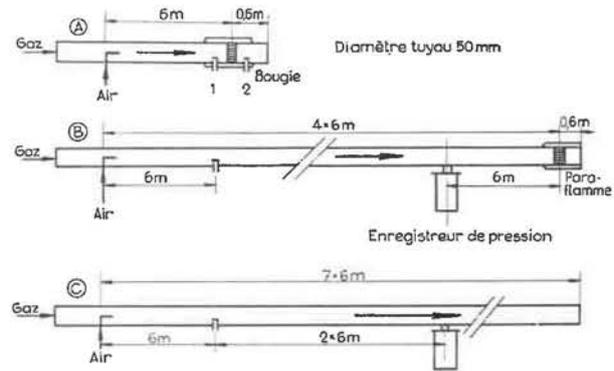


Fig. 47. — Dispositions diverses adoptées pour les essais.

14 m/sec. Quand le pareflamme est très chaud, la vitesse d'extinction est légèrement supérieure.

Quel que soit le sens de propagation de la flamme, celle-ci ne traverse pas l'empilage.

L'inflammation d'un faible volume de mélange de méthane et d'air au repos (fig. 47 A) ne traverse pas le pareflamme et laisse celui-ci intact. S'il s'agit d'un volume plus grand (fig. 47 B) le pareflamme est déformé, mais conserve sa propriété d'arrêter la flamme. Le maximum de pression relevé à l'enregistreur indiqué sur la figure 47 B est de 0,55 kg/cm².

Le mélange méthane-air circulant à faible vitesse, allumé en 2 (fig. 47 A), se comporte comme le mélange de gaz d'éclairage et d'air. Ici cependant, une vitesse de 3,5 m/sec suffit pour soufler la flamme.

En allumant en 1 (fig. 47 A et 47 B), le mélange se déplaçant à une vitesse supérieure 4 m/sec, on obtient une fusion partielle des tôles du pareflamme et, si la teneur est de 9,1 %, il se produit un phénomène dénommé « détonation » par les auteurs.

Une première « détonation » ne provoque pas une destruction du pareflamme telle que la flamme puisse le traverser, mais une seconde expulse hors du tuyau les rubans de tôle déchiquetés.

Des enregistreurs de pression, prévus pour 10 kg/cm² ou même 20 kg/cm² et placés comme indiqué à la figure 47 B, sont brisés par la « détonation ». Il en est de même si l'on supprime le pareflamme (fig. 47 C). Ce n'est qu'en travaillant, sans pareflamme, à la teneur de 11,2 % qu'on peut obtenir des diagrammes de pression. Ceux-ci représentent des ondes à front raide et montrent des maxima de 3,8 et 4,4 kg/cm². L'augmentation de pression au front d'onde est de 1,5 à 2 kg/cm² par msec ; pour le même gaz, elle est de 0,1 ou 0,3 kg/cm² par msec, respectivement dans les coffrets d'appareils électriques ou les moteurs en marche.

Il s'agit donc ici d'un phénomène particulier au tuyau de 50 mm de diamètre, dû vraisemblablement à la présence d'hydrogène en teneur assez élevée dans le gaz utilisé.

En conclusion, les auteurs estiment que le pareflamme étudié constitue une sécurité supplémentaire, que son état peut être contrôlé sur l'enre-

gistré de pression et que, de toute façon, un courant de gaz d'une vitesse supérieure à 4 m/sec empêche tout retour de flamme (32).

Ils discutent ensuite l'utilité de ces pareflammas dans les tuyauteries. Ils constatent qu'à l'expérience la surveillance de la concentration aux trous de sonde et des appareils enregistreurs à la surface suffit pour éviter la formation d'un mélange inflammable et que d'ailleurs il n'existe pas de cause d'inflammation dans les tuyaux. Dans les tuyauteries du fond, le pareflamme ne prend donc que le troisième rang dans les mesures de sécurité et ne se justifie donc pas. Par contre, les extracteurs et les appareils de mesure sont à considérer comme pouvant être à l'origine d'une inflammation. Il est donc

indiqué de disposer un pareflamme à l'amont et un autre à l'aval des extracteurs.

Quant aux instruments de mesure, ils sont alimentés en gaz à travers un pareflamme d'un type différent de celui examiné plus haut.

La tuyauterie installée dans le puits est à protéger spécialement. Le puits étant la voie de transport principale, une troisième mesure de sécurité n'est pas ici superflue.

Le pareflamme utilisé pour séparer les instruments de mesure des conduites de transport est composé d'une plaque de céramique poreuse logée dans une cage d'aluminium ou de laiton. Ce type de pareflamme a été essayé en utilisant des mélanges d'acétylène et d'oxygène stagnants ou en mouvement. Dans les deux cas, il arrête la flamme.

Protection d'une installation de séchage de fines

Quelques mesures effectuées sur des membranes de rupture et une soupape à ressorts

Dr. W. MAAS et P. QUADEN (33)

Le séchage des fines avant leur passage à la cokerie se fait à l'aide de gaz chauds provenant d'installations de combustion fonctionnant avec un grand excès d'air. La teneur en oxygène de ces gaz est de l'ordre de 19 %. Avec les poussières qu'ils mettent inévitablement en suspension dans les sécheurs, ces gaz peuvent constituer des atmosphères inflammables. Comme il n'est pas exclu que dans les dits appareils se trouvent à certains moments du charbon ou d'autres corps incandescents, des précautions doivent être prises pour atténuer les effets d'une inflammation.

Les expérimentateurs ont cherché à réduire les effets mécaniques de telles inflammations en ménageant, dans la paroi des cyclones, des orifices fermés par des membranes minces. Celles-ci se déchirent en cas d'inflammation et les poussières en combustion s'échappent par une tuyauterie débouchant à l'extérieur des bâtiments.

Les essais ont porté sur différentes membranes, ainsi que sur une soupape à ressorts qui, en pratique, présenterait l'avantage de ne nécessiter aucune intervention du personnel pour sa remise en place.

L'installation est représentée à la figure 48. Elle comporte une cuve cylindrique verticale de 1 m³ de capacité, munie de trois ouvertures (A, B, C) de 500 mm de diamètre avec bride pour la fixation

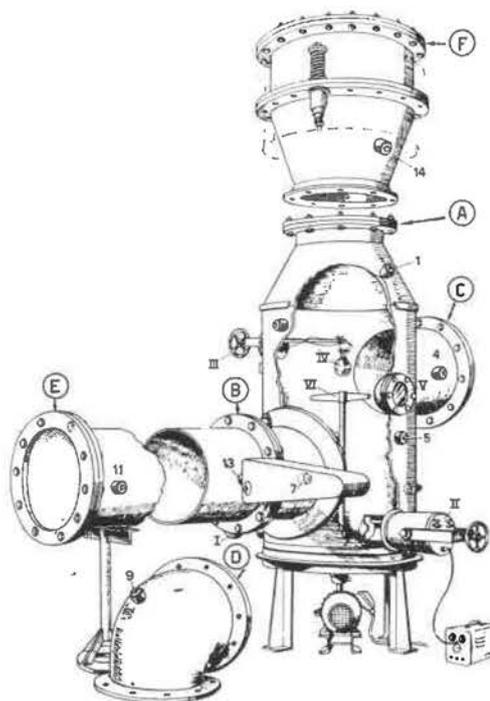


Fig. 48. — Cuve d'essais avec piétements, rallonges et soupapes à ressorts.

A/F — Brides de fixation des membranes de rupture.

I/II — Cuvettes d'inflammation.

1/14 — Prises pour manomètres enregistreurs.

(32) A remarquer cependant que les tuyauteries peuvent être occasionnellement (fermetures de vannes - arrêt des pompes) parcourues par des ondes de pression et de dépression, pouvant modifier fortement la vitesse établie en régime continu.

(33) Communication n° 35 de la « Centraal Proefstation van de Staatsmijnen in Limburg » à Treebeek, Hollande.

des membranes et de trois ouvertures plus petites (I, II et III) prévues les deux premières pour recevoir une cuvette contenant le mélange de méthane et d'air servant à l'inflammation et la troisième pour suspendre à l'intérieur de la cuve un sac de poussière (IV) contenant un détonateur. Sur la cuve et les piétements des ouvertures, existent de nombreux points 1, 4, 5, 7, 9, 11, 13, 14 de prise de pression pour manomètre enregistreur, ainsi que deux regards (V).

Pour provoquer une inflammation de poussières, on met en marche le ventilateur VI et on provoque l'explosion du détonateur qui met en suspension les poussières du sac. Deux secondes plus tard, on enflamme le mélange de méthane et d'air préalablement introduit dans l'une des cuvettes.

On a utilisé, soit des poussières de charbon à 9 % de cendres et 27 - 28 % de matières volatiles, soit un mélange de poussières de charbon et de coke présentant des teneurs moyennes en cendres de 15 % et en matières volatiles de 35 %.

L'analyse granulométrique donnait pour les premières :

< 75 μ	60 %
75 à 105 μ	25 %
105 à 150 μ	15 %

et pour les secondes :

< 60 μ	38 %
60 à 210 μ	26 %
210 à 500 μ	25 %
> 500 μ	3 %

Essais des membranes.

La nature et les caractéristiques des différentes membranes utilisées sont indiquées au tableau LI.

Tableau LI.

Matière	Epaisseur en mm	Résistance à la traction suivant deux directions perpendiculaires	Elasticité en %
Papier	0,26	2,6 - 4,5	< 1
Laiton	0,14	59,9 - 61,7	4
idem	0,20	40,8 - 40,8	15
Aluminium	0,50	14,2	1

Ces membranes sont serrées entre deux joints annulaires logés dans un emboîtement.

Influence de la matière et de l'épaisseur.

La membrane est placée en B et le manomètre enregistreur au point 7.

Les résultats sont donnés au tableau LII.

TABLEAU LII.

Matière	Nombre de membranes	Epaisseur	Nombre d'essais	Surpression en kg/cm ²		
				minimum	maximum	moyenne
Papier	1	0,26	10	0,15	0,35	0,25
	2	2 × 0,26	10	0,30	0,60	0,45
	3	3 × 0,26	5	0,50	0,80	0,65
Laiton	1	0,14	2	2,40	2,40	2,40
	1	0,20	1	2,70	3,50	3,10

On voit que la pression augmente proportionnellement à l'épaisseur de la membrane.

Influence de la conduite d'évacuation des poussières enflammées vers l'extérieur.

Le tableau LIII donne les résultats des mesures

comparatives, la conduite d'évacuation assemblée en B étant constituée, soit d'un tuyau droit de 500 mm de diamètre et de 2,50 m de longueur, soit d'un tuyau de même diamètre coudé à 90° au rayon de 300 mm. Les membranes sont en papier.

TABLEAU LIII.

Conduite d'évacuation	Position de la membrane	Nombre d'essais	Pression en kg/cm ²		
			en 7	en 13	en 9
non placée	B	3	0,2 à 0,4	—	
tuyau droit	B et E	3	0,2 à 0,3	0,2 à 0,3	
non placée	B	6	0,2 à 0,25		
tuyau coudé	B et D	9	0,2 à 0,25		0,30 à 0,45

L'augmentation de la pression constatée dans le dernier cas est probablement due au fait que la prise de pression est à l'extérieur du coude.

Influence du diamètre et de la forme des ouvertures.

La membrane en papier est toujours montée en D. Les résultats sont présentés au tableau LIV.

TABLEAU LIV.

Ouverture	Dimensions en mm	Nombre d'essais	Pression en kg/cm ²		
			minimum	maximum	moyenne
circulaire	diam. 500	19	0,15	0,40	0,25
id.	288	7	0,60	0,80	0,70
id.	194	4	0,85	1,20	1,03
id.	160	6	0,90	1,80	1,35
carrée	255 × 255	3	0,35	0,40	
elliptique	400 × 204	3	0,35	0,40	

Pour des ouvertures circulaires, la relation théorique est

$$\frac{p}{r} = k \frac{e}{d}$$

dans laquelle on a :

- p : pression de rupture,
- r : résistance à la traction de la matière,
- e : épaisseur de la membrane,
- d : diamètre de l'ouverture,
- k : coefficient de proportionnalité.

En réalité, k n'est pas constant, mais augmente quand le diamètre décroît.

Pour les ouvertures carrées ou elliptiques considérées, la pression de rupture correspond à celle d'une ouverture circulaire de 400 mm de diamètre, alors que leur surface est égale à celle d'un cercle de 280 mm de diamètre.

Les expérimentateurs rapportent aussi quelques essais effectués sur une soupape à ressorts représentée en F sur la figure où un seul ressort est dessiné.

Les résultats sont rapportés au tableau LV. La tension des ressorts est exprimée par le serrage de l'écrou en mm ; la tension nulle est notée 0 et un desserrage de l'écrou de 5 mm à partir de ressorts non tendus — 5.

TABLEAU LV.

Matière inflammable	Tension des ressorts	Nombre d'essais	Pression en kg/cm ²		Observations
			minimum	maximum	
Charbon	— 5	6	0,20	0,40	La soupape vibre
Charbon	0	6	0,40	0,80	
Charbon	5	5	0,70	1,10	
Charbon et coke	0	2		0,40	La soupape vibre
Charbon et coke	20	1		0,80	La soupape souffle
Grisou	0	2	1,20	2,20	La soupape souffle peu de temps

La membrane de rupture en aluminium formant la paroi supérieure de la soupape se déforme dans les deux sens à chaque essai et finit par se déchirer parfois à 1,1 kg/cm², alors qu'à l'état neuf la même

membrane n'éclate que sous une pression de 2 à 2,5 kg/cm².

Les résultats montrent que la pression dépend de la tension des ressorts, mais aussi de la vivacité de l'inflammation.

Recherches sur l'aptitude des couches en matières granulées à empêcher la propagation de l'inflammation de mélanges gazeux explosifs

Dipl. Ing. F. HULSBURG (34)

Bien que l'on sache depuis longtemps que les matières pulvérulentes ou granulées possèdent la propriété d'arrêter une flamme de gaz, et que cette propriété a été utilisée en France pour la construction des transformateurs au quartz, aucune recherche systématique n'avait jusqu'à présent été entreprise en vue de préciser cette propriété. C'est dans le but de combler cette lacune que le présent travail a été entrepris.

On a envisagé le cas où la cause d'inflammation apparaît dans l'épaisseur même de la matière granulée et celui où le matériau est utilisé pour empêcher la flamme de passer d'un compartiment dans un autre.

Le rapport rend compte des résultats d'environ 3.000 essais.

Cause d'inflammation au sein de la masse de grains.

Le dispositif expérimental A est représenté à la figure 49. Le mélange est préparé dans le carter « b ». L'air y est d'abord introduit jusqu'à ce que le manomètre de précision indique la pression absolue de 3 kg/cm². Le gaz est ensuite admis jusqu'au moment où la pression s'est élevée de

$$P_x = \frac{3}{\frac{100}{Q} - 1}$$

Q étant la teneur (en %) désirée du gaz combustible dans le mélange gazeux à réaliser.

Cette méthode permet de préparer très rapidement les mélanges de gaz et d'air avec une erreur sur la concentration ne dépassant pas ± 0,2 % et de balayer facilement le carter « a » entre deux essais.

Les concentrations des mélanges gazeux utilisés sont les suivantes :

méthane :	9,2 %
propane :	4,0 %
gaz de ville :	19,0 %
hydrogène :	30,0 %

(34) Communication n° 2, de la « Berggewerkschaftliche Versuchsstrecke » à Dortmund-Derne, Allemagne.

Le gaz de ville est analysé régulièrement au cours des essais et les variations de composition observées ne montrent aucune influence sensible.

Pour assurer la régularité de la disposition des grains et la reproductibilité des essais, on utilise des billes de verre d'un diamètre de 0,5 à 10 mm. Des mesures volumétriques montrent que le volume moyen des interstices rapporté à une seule bille est de 3 r³, r étant le rayon de la bille.

La couche de billes est renouvelée pour chaque essai. La tension utilisée pour produire les étincelles à l'éclateur est d'au moins 10.000 volts. Un deuxième éclateur monté en série à l'extérieur du carter « a » permet de contrôler le fonctionnement du premier.

Épaisseur de la couche de sécurité expérimentale.

L'épaisseur (hs) de la couche de sécurité expérimentale est l'épaisseur la plus faible qui ne donne aucune inflammation sur vingt essais.

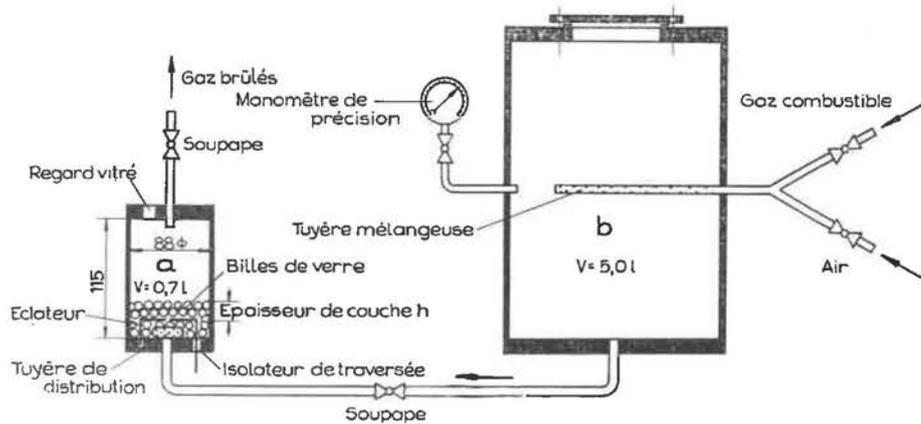


Fig. 49. — Dispositif expérimental A (schématique).

Le tableau LVI rassemble les valeurs de hs trouvées pour les quatre mélanges gazeux déjà cités et divers diamètres de billes.

Il est remarquable que, jusqu'à un certain diamètre de billes, une seule couche suffise pour empêcher l'inflammation du mélange. Ce fait s'est confirmé pour l'hydrogène au cours d'une série de 100 essais avec billes de 1 mm.

Il faut dès lors admettre ou bien que la section des interstices entre les billes voisines est trop réduite pour permettre la transmission d'une flamme ou bien que le volume emprisonné entre quatre

TABLEAU LVI.

Épaisseur *hs* de la couche de sécurité expérimentale.

Diamètre des billes en mm	hs en mm pour			
	Méthane-air à 9,2 %	Propane-air à 4 %	Gas de ville-air à 19 %	Hydrogène-air à 30 %
0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
1	1	1	1	1
2	2	2	2	10
3	3	3	4,5	
4	4	4	7,5	
5	5	5		
6	6	12		
7	13			
8	30			
9				

billes de la couche supérieure et la bille de la couche inférieure, tangente aux quatre premières, est trop petit pour assurer l'amorçage d'une combustion continue.

L'expérimentateur est amené à penser que le rapport entre le volume de gaz contenu dans un interstice et les surfaces de billes qui limitent cet interstice, exerce une influence prépondérante.

Les résultats font ressortir également qu'à partir d'un certain diamètre des billes, la flamme se propage toujours quelle que soit l'épaisseur de la couche. Ce fait est d'ailleurs connu depuis les essais sur les pots d'échappement des locomotives Diesel, c'est-à-dire depuis un quart de siècle.

Il est aussi curieux de constater que les maxima *Dm* des diamètres de billes empêchant la propagation de la flamme sont approximativement entre eux comme les valeurs limites des interstices (*I*) de sécurité des appareils antidéflagrants, comme l'indique le tableau LVII.

TABLEAU LVII.

	Hydrogène	Gas de ville	Propane	Méthane
<i>Dm</i>	2	4	6	8
<i>I</i>	0,28	0,64	0,96	1,17

Le dispositif expérimental de la figure 49 a servi également à une série d'essais comparatifs sur du

sable lavé et tamisé de différents calibres. Les résultats sont reportés au tableau LVIII.

TABLEAU LVIII.

Épaisseur *hs* de la couche de sable de sécurité expérimentale.

Granulométrie mm	Méthane	Propane	Gas de ville	Hydrogène
0,75 - 1	1	1	1	1
1 - 1,2	1,2	1,2	1,2	1,2
1,5 - 2	2	2	2	5
2,5 - 3	3	3	3	40

Ici encore, on constate qu'en dessous d'un certain diamètre une seule couche suffit pour empêcher la propagation. De plus, l'irrégularité des grains de sable permet un tassement plus serré de telle sorte que les grains de 3 mm, en épaisseur de 40 mm, arrêtent encore la flamme d'hydrogène, résultat qu'il n'est plus possible d'obtenir au moyen de billes de ce diamètre.

Ayant en vue l'application de ces propriétés aux appareils électriques, l'auteur considérant que la couche de matière granulée doit présenter une bonne conductibilité thermique, n'a pas utilisé de sable de dimension supérieure à 3 mm. En effet, quand le calibre des grains augmente, la conductibilité thermique diminue. Il signale qu'il serait intéressant de reprendre ces essais en utilisant des billes métalliques.

Une série d'essais réalisés suivant cette méthode en utilisant un mélange d'hydrogène et d'air et des billes de 2 mm ou du sable de ce même calibre, en différentes épaisseurs de couche, a montré qu'entre les fréquences d'inflammation 0 % et 100 % s'étend un domaine de transition (tableaux LIX et LX). Le nombre d'essais a été jugé insuffisant pour pouvoir déterminer correctement la fonction statistique à utiliser pour le calcul des épaisseurs limites.

Utilisation de matières granulées pour empêcher le passage d'une flamme d'un compartiment dans un autre.

Une telle utilisation se conçoit, soit entre deux compartiments d'une même enveloppe, soit entre l'intérieur d'une enveloppe et l'atmosphère.

TABLEAU LIX.

Domaine de transition dans le sens de la statistique. Mélange-air hydrogène à 30 % d' H_2
Billes de verre de 2 mm de diamètre.

Épaisseur de la couche en mm	4	5	6	7	8	9	10
Nombre d'essais	20	20	20	20	20	20	20
Nombre de traversées	20	12	10	4	3	3	0
Fréquence des traversées	1	0,6	0,5	0,2	0,15	0,15	0

TABLEAU LX.

Domaine de transition dans le sens de la statistique. Mélange-air hydrogène à 30 % d'H₂
Sable de granulométrie : 1,5 à 2 mm.

Épaisseur de la couche en mm	1	2	3	4	5	6
Nombre d'essais	20	20	20	20	20	20
Nombre de traversées	14	10	2	2	1	0
Fréquence des traversées	0,7	0,5	0,1	0,1	0,05	0

Le dispositif B employé pour déterminer dans ces conditions l'efficacité des matières granulées est représenté à la figure 50.

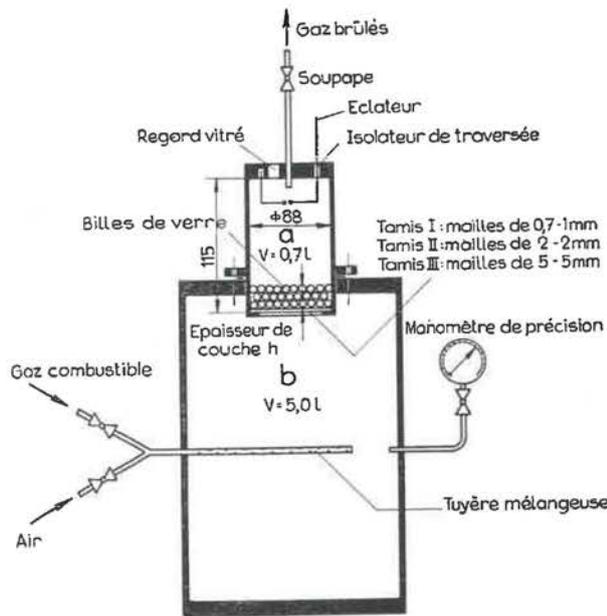


Fig. 50. — Dispositif expérimental B (schématique).

La couche de matériau en grains sépare les compartiments a et b. Elle est disposée sur un tamis en laiton placé sur un orifice circulaire de 75 mm de diamètre. Les tamis envisagés sont de trois types différents.

- Tamis I : mailles de 0,7 × 1 mm
- Tamis II : mailles de 2 × 2 mm
- Tamis III : mailles de 5 × 5 mm

L'éclateur se trouve dans l'espace libre du compartiment a ; sa hauteur est réglable.

Les mélanges de gaz utilisés sont les mêmes que précédemment et rien n'est changé au point de vue du mode de préparation.

Comme matière granulée, on utilise de nouveau des billes de verre ou du sable lavé et tamisé. Les couches sont tassées au mieux et renouvelées pour chaque essai.

Des essais préliminaires, sans couche de matière granulée, ont montré que les tamis n'avaient aucune influence dans le cas de l'hydrogène et du gaz d'éclairage, que leur influence était négligeable dans le cas du propane, mais qu'il n'en était pas ainsi lorsque le gaz combustible était du méthane.

Il a donc été nécessaire de déterminer au préalable l'influence du niveau de l'éclateur dans le carter « a » et de la concentration du mélange sur la transmission de la flamme.

Cette étude est résumée par les graphiques de la figure 51. Ces derniers révèlent une nette influence des tamis I et II sur le passage d'une flamme. Néanmoins, la traversée a toujours lieu pour la concentration choisie de 9,2 % et une distance de 10 mm au moins entre éclateur et tamis.

On constate en effet que le domaine où il y a propagation s'élargit quand l'écart de l'éclateur au tamis augmente, sauf évidemment pour le tamis III dont le domaine s'étend déjà jusqu'aux limites inférieure et supérieure d'inflammabilité quand cet écart est nul.

Il est à noter, en passant, que, dans les joints d'assemblage d'enveloppes antidéflagrantes, la flamme se propage au contraire d'autant plus facilement que l'origine de l'inflammation se trouve plus près de l'interstice.

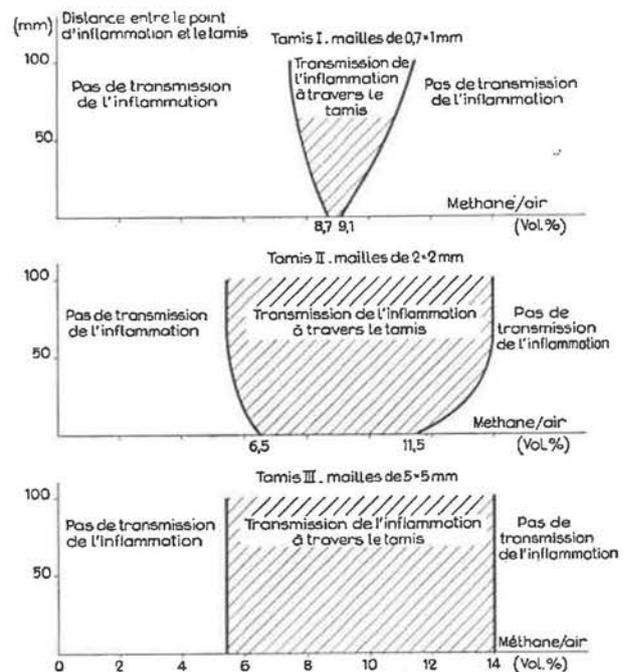


Fig. 51. — Dispositif expérimental B. Influence d'un tamis sur la transmission de la flamme.

Les tamis seuls n'empêchent donc pas la flamme de passer d'un compartiment à l'autre. Cela ne veut pas dire cependant que leur influence est nulle

lorsqu'ils sont recouverts d'une couche de matériau en grains.

Quant à l'influence de la position du point d'inflammation, on en a tenu compte dans les expériences ultérieures en réalisant chaque fois deux séries de 10 essais, le point d'inflammation se trouvant respectivement à 10 et à 100 mm du tamis.

Les résultats des essais de détermination de l'épaisseur de la couche de billes de verre de sécurité expérimentale sont rassemblés aux tableaux LXI et LXII.

TABLEAU LXI.

*Épaisseur h_s de la couche de billes de verre de sécurité expérimentale.
Tamis I, mailles de $0,7 \times 1$ mm.*

Diamètre des billes	Méthane	Propane	Gaz de ville	Hydrogène
1	1	1	1	30
2	2	2	5	—
3	3	3	5,5	—
4	4	8	12	—
5	5	12	—	—
6	12	12	—	—
7	13	20	—	—
8	16	30	—	—
9	45	—	—	—
10	50	—	—	—
12	—	—	—	—

TABLEAU LXII.

*Épaisseur h_s de la couche de billes de verre de sécurité expérimentale.
Tamis II, mailles de 2×2 mm.*

Diamètre des billes	Méthane	Propane	Gaz de ville
3	8	8	12
4	8	8	25
6	12	24	—
7	27	70	—
8	30	—	—
9	53	—	—
10	—	—	—

La comparaison de ces tableaux fait ressortir immédiatement l'influence des tamis, que l'on considère le maximum du diamètre des billes empêchant en couche unique la propagation de la flamme, ou l'épaisseur nécessaire à diamètres égaux, pour obtenir le même résultat.

Le sable n'a été utilisé que dans le cas de l'hydrogène. En calibre de 1,5 à 2 mm, il empêche le passage de la flamme si l'épaisseur de la couche

est de 55 mm au moins, tandis que les billes de verre de ce diamètre ne peuvent arrêter la flamme.

La conclusion tirée de la première série d'expériences se confirme donc ici ; à calibre égal, le sable est plus efficace parce qu'il se prête à un tassement plus serré.

L'existence d'un domaine de transition entre les fréquences de traversée de 0 et 100 % s'est également révélée dans deux séries spéciales de 6×10 essais où les conditions étaient les suivantes : mélange hydrogène-air, billes de verre de 1 mm de diamètre, première série : point d'allumage à 10 mm du tamis, deuxième série : point d'allumage à 70 mm du tamis.

Les résultats des deux séries sont rassemblés au tableau LXIII.

TABLEAU LXIII.

Épaisseur de la couche mm	1 ^{re} série		2 ^{me} série	
	Nombre d'essais	Nombre de traversées	Nombre d'essais	Nombre de traversées
17,5	10	10	10	10
20	10	10	10	10
22,5	10	8	10	4
25	10	6	10	1
27,5	10	2	10	0
30	10	0	10	0

On y retrouve la corrélation entre la position du point d'inflammation et la fréquence des traversées, connue pour les interstices des joints d'enveloppes antidéflagrantes.

Le mode de transmission de la flamme n'est cependant pas identique dans les deux cas. En effet, en opérant sur un mélange d'hydrogène et d'air à 30 % d'hydrogène, le délai qui s'écoule entre l'étincelle produite dans le compartiment « a » et l'apparition d'une surpression sensible dans le compartiment « b » est de 2 msec si la transmission de la flamme se produit par des interstices de 0,3 mm et de 50 msec si la flamme passe à travers une couche d'une épaisseur de 20 mm constituée de billes de verre de 1 mm de diamètre. Dans ce dernier cas, il ne s'agit pas d'un passage brusque, mais d'une combustion dont la progression est relativement lente.

Conclusion.

Le sable de rivières, dont les grains sont arrondis, se prêterait bien après lavage, séchage et calibrage à 1 - 2 mm, à la protection des appareils ne comportant pas d'éléments mobiles : transformateurs, bobines de réactance et d'aimants de levage, condensateurs, résistances et éléments de chauffe.

Ces éléments seraient noyés dans le matériau granulé, lui-même enfermé dans une enveloppe.

Celle-ci serait réalisée de façon à éviter l'écoulement et même, lors des manipulations, tout déplacement critique du sable. Toute possibilité d'inflammation à l'intérieur de l'enveloppe étant exclue, on pourrait en général éviter une construction spéciale assurant la résistance à la pression et l'étanchéité aux flammes.

Une construction antidéflagrante resterait cependant vraisemblablement nécessaire dans le cas d'appareils susceptibles de donner lieu à la formation d'arc de tension et d'énergie très élevées à la suite d'un court-circuit. Les connaissances actuelles sont encore insuffisantes pour déterminer les mesures à prendre en l'occurrence.

L'utilisation de couches de grains dans le but d'empêcher la flamme de passer d'un compartiment dans un autre ou de se communiquer à l'atmosphère extérieure n'est évidemment à envisager que s'il y a d'autres fonctions à assurer comme l'échange gazeux entre l'intérieur et l'extérieur. La perméabilité est alors à rechercher spécialement, ce qui conduit normalement à l'utilisation d'un matériau en éléments relativement gros. Il faudrait dès

lors donner la préférence aux billes et on pourrait penser à choisir des billes métalliques, car leur conductibilité thermique très supérieure doit normalement leur conférer une aptitude plus grande à arrêter les flammes.

Pour cette utilisation, le confinement mécanique des billes devra être assuré avec un soin tout particulier.

Pour terminer, l'auteur pose toute une série de questions auxquelles il est actuellement impossible de répondre et ouvre ainsi la voie à de nombreuses recherches : détermination de l'influence de la teneur du mélange, du volume du compartiment où se produit l'inflammation, de la position du point d'inflammation, de la conductibilité thermique du matériau granulé sur la propagation de la flamme ; détermination de la courbe statistique ; comportement des matières granulées en présence de mélanges gazeux en écoulement, de mélanges d'air et de vapeurs ; mesures de la résistance à l'écoulement ; mesures de la pression dans les enveloppes renfermant un matériau granulé quand il s'y produit des troubles électriques très graves, etc.

Communications analysées et résumées

par J. FRIPIAT

Directeur divisionnaire des Mines,
Administrateur-Directeur de l'Institut National des Mines.

(Suite) (*)

CAUSES SPECIALES D'INFLAMMATION DU GRISOU

Phénomènes électrostatiques dans les houillères

par Dr. E. WEHNER (35)

On connaît depuis longtemps les manifestations d'électrisation accompagnant les chasses d'air comprimé ; celles-ci donnent lieu à des charges d'électricité qui, dans certaines conditions, allument le grisou.

Dans sa communication, l'auteur attire de nouveau l'attention sur ces phénomènes et cite des faits observés au laboratoire et dans l'industrie, notamment deux incidents : une inflammation de gaz et le départ inopiné d'explosif, tous imputables à des charges d'électricité statique.

Exemples de phénomènes électrostatiques.

a) Tube Cardox - L'anhydride carbonique qui s'échappe par les événements d'un tube Cardox produit une charge électrique qui porte à 4.000 volts la capacité 500 pF environ, formée par la terre d'une part et par le tube et les fils de tir d'autre part.

b) Les canars en matière plastique se chargent par le frottement des poussières. Pour cette raison, on recommande de les suspendre par des fils conducteurs aux parties métalliques du soutènement.

c) Les courroies transporteuses peuvent aussi donner des étincelles électriques ; celles-ci se produisent au passage des agrafes métalliques sur les tambours.

(35) Communication n° 14 de la station de Dortmund-Derne.

Le fait a été observé en Angleterre alors que l'humidité relative était assez élevée (80 %).

Incidents dus aux charges électriques.

a) Un injecteur isolé s'électrise et donne des étincelles lorsqu'il entre en contact avec des objets mis à la terre.

Ce fut la cause d'un accident survenu à un gazomètre d'une cokerie où des fuites de gaz ont été enflammées pendant le fonctionnement d'une désableuse.

b) Une mine amorcée a explosé au moment où une chasse violente d'air comprimé, sortant d'une canalisation ouverte, soulevait un nuage épais de poussières de charbon. Les mines n'étaient pas encore connectées, ni entre elles, ni à la ligne de tir et les fils des détonateurs pendaient librement dans la galerie.

L'enquête montra que l'explosion devait être imputée à un phénomène d'électrostatique produit par le tourbillonnement des poussières. Quant au mode d'intervention de la charge d'électricité, l'auteur pense que l'allumage du détonateur est dû à une étincelle éclatant entre le tube de cuivre et le pont (fil fin noyé dans la pâte d'amorce). Cette étincelle décharge le condensateur formé par le tube de cuivre, le pont et les conducteurs. Ces derniers reçoivent leur charge électrique des poussières soulevées. (L'inflammation par échauffement du pont exigerait une charge bien supérieure à celle transportée par les poussières).

Cette explication, basée sur des expériences de laboratoire, justifie les restrictions en vigueur dans certains pays concernant l'emploi des bourreuses.

Dans les appareils de grand format, toutes les parties métalliques doivent être maintenues au même potentiel électrique par des connexions conductrices.

Sur les appareils de petit format, on n'a jamais observé de phénomène électrostatique du fait que l'ouvrier lui-même assure la mise à la terre.

L'emploi de tuyaux conducteurs pour l'amenée de l'air comprimé est de rigueur en Angleterre; il est recommandé en France.

Dans les mines de la Ruhr, les grandes bourreuses ne peuvent être utilisées que si l'humidité relative est de 70 % au moins.

Remarques :

a) Les manipulations normales des détonateurs électriques ne présentent pas de danger immédiat du fait des phénomènes électrostatiques. En Allemagne, on étudie néanmoins des détonateurs insensibles aux effets de l'électricité atmosphérique (orage).

b) Les chaussures à semelles bien isolées, les vêtements en matière plastique se prêtent bien à la production de charges d'électricité d'énergie suffisante pour allumer un mélange grisouteux.

c) Il faut prêter grande attention aux phénomènes électrostatiques qui peuvent se produire dans les chantiers très secs de la mine et examiner avec soin les risques que peuvent présenter les matériels nouveaux en matière synthétique. Sauf dans le cas de charges exceptionnellement élevées, une humidité relative de 70 % peut empêcher l'apparition de charges d'électricité, alors même que la résistance de fuite au sol atteindrait 10 megohms.

Les risques d'inflammation du grisou par le tir à l'air comprimé

par HANNA, ZABETAKIS, VAN DOLAH, DAMON (36)

Il s'agit ici du procédé Armstrong, variante de l'Airdox, dont nous avons donné jadis une description aux Annales des Mines (37).

Dans le fourneau, on introduit le tube de tir dont l'extrémité avant (c'est-à-dire du côté du fond du fourneau) porte la tête de décharge.

Celle-ci est perforée de huit trous répartis sur la périphérie. L'air ne peut s'échapper par ces trous qu'après éclatement d'un disque d'acier sous la pression de l'air. Celle-ci varie de 422 à 703 kg/cm² et l'épaisseur du disque de 1,3 à 2 mm.

Dans les premières installations, les compresseurs étaient installés à la surface; le succès du procédé

fut tel qu'on place maintenant le compresseur dans le fond.

Le but des essais était de savoir si l'utilisation d'un compresseur Armstrong et de ses accessoires dans une mine grisouteuse constituait ou non un risque d'explosion.

Les expérimentateurs ont donc examiné successivement le cas du compresseur et celui des engins de tir.

Sécurité de fonctionnement du compresseur.

L'installation pouvant dans certaines circonstances fonctionner en atmosphère inflammable, il était intéressant de connaître d'abord la limite d'inflammabilité et la température d'inflammation des mélanges d'air et de gaz naturel (méthane 94 %,

(36) Communication n° 22 du Bureau of Mines des Etats-Unis d'Amérique.

(37) Voir page 44 des Annales des Mines de janvier 1950.

éthane 5 %, azote 1%) pour les pressions et températures de régime du compresseur.

Limite d'inflammabilité.

On a utilisé une bombe à paroi épaisse pourvue d'un diaphragme de rupture et renfermant un fil de platine (ou un fil de platine entouré de coton nitré).

Le mélange d'air et de gaz naturel comprimé dans un compresseur Armstrong était introduit à haute pression dans la bombe; on vérifiait ensuite son inflammabilité en produisant par un courant électrique la fusion du fil de platine.

Après l'expérience, on déterminait le pourcentage de gaz qui avait participé à la réaction.

On a constaté que la limite inférieure d'inflammabilité pour la pression de 700 kg/cm² et la température de 26°C était de 2,5 %.

Température d'inflammation.

On a procédé de deux façons :

- 1) le mélange air + gaz sortant du compresseur pénétrait dans un réservoir et, de là, dans un récipient amené au préalable à une température déterminée;
- 2) dans le récipient chauffé, comme pour le premier procédé, on introduisait d'abord le gaz naturel, puis l'air comprimé venant du compresseur.

Pour chacun des procédés, l'inflammation se manifestait par une hausse rapide de la pression qu'on lisait au manomètre.

Pour la pression de 633 kg/cm², on a trouvé les températures indiquées au graphique figure 52, en fonction de la teneur en gaz naturel.

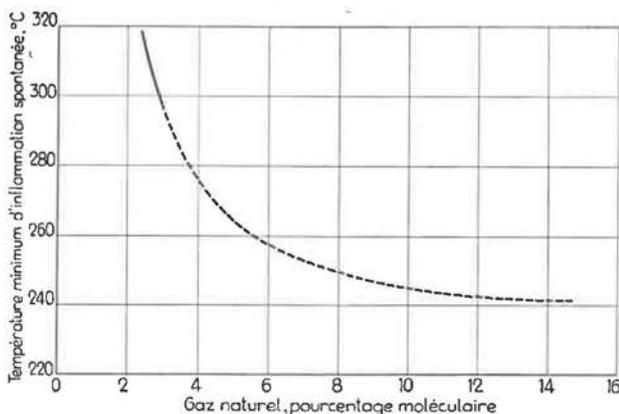


Fig. 52. — Gaz naturel, pourcentage moléculaire.

Essai du compresseur.

On a utilisé un compresseur d'une capacité de 2,5 m³/minute d'air aspiré à 6 étages (1,8 - 8,1 - 27 - 77 - 270 et 774 kg/cm²).

On a mesuré la température de l'air comprimé à la sortie des différents étages, et cela pour diverses pressions de marche allant de 280 à 703 kg/cm² (pressions finales de compression).

Les températures maxima relevées n'ont pas dépassé 105°.

On n'a pas observé de changement notable lorsqu'on a introduit à l'aspiration un mélange d'air et de gaz naturel (10 %).

Les températures sont donc restées bien inférieures à la température la plus basse figurant au graphique figure 52.

On n'a pas non plus constaté la présence d'oxyde de carbone dans l'air comprimé.

Conformément à ce qu'on attendait, il y avait absorption du gaz naturel par le lubrifiant.

Sécurité du tir.

1) Dans une galerie renfermant de l'air et 8 % de gaz naturel, on a fait fonctionner le tube sous la pression de 620 kg/cm² en y introduisant d'abord de l'air pur, puis des mélanges d'air et de gaz naturel à des teneurs croissantes, soit 3,5 et 8 %.

Pour la teneur de 8 % seulement, on obtint l'inflammation dans la galerie (trois inflammations sur quarante-trois essais).

Après avoir remplacé le disque d'acier par un disque de cuivre puis par un disque d'aluminium, on obtint respectivement 1 inflammation pour dix essais et 4 inflammations pour quinze essais. La teneur en gaz naturel du mélange contenu dans le tube de tir était de 8 %. Toutes ces inflammations se sont produites avec un retard variant de 6 à 15 secondes.

2) Utilisant une camera Fastax à grande vitesse, les expérimentateurs ont photographié la décharge du tube de tir.

Il n'y a de phénomène lumineux appréciable que si le tube renferme du mélange inflammable et les enregistrements ne sont guère différents, que la décharge se fasse dans l'air ou dans le mélange.

Les expérimentateurs estiment que la luminosité enregistrée est due au choc.

3) On a placé le tube de tir dans un tuyau d'acier, l'ensemble se trouvant encore dans une atmosphère inflammable.

On constata comme précédemment que, pour avoir l'inflammation dans la galerie, il fallait introduire dans le tube du mélange inflammable.

4) On a fermé par une plaque d'acier le tuyau renfermant le tube de tir, celui-ci se trouvant donc comme dans un fourneau de mine.

On a fait varier aussi les conditions d'essai et obtenu les fréquences d'inflammation (f) indiquées au tableau LXIV.

a. On a placé de l'argile humide dans le fond de la tête de décharge.

On avait remarqué en effet que le morceau du diaphragme cisailé par la pression de l'air comprimé était bleu foncé, comme s'il avait été fortement échauffé par le choc; on pouvait croire que c'était la cause de l'inflammation.

TABLEAU LXIV
Atmosphère ambiante 7,7 à 9,3 de gaz naturel
Dans le tube de tir 7,7 à 8,3 de gaz naturel

Serie d'essais	Conditions des essais	f
1	Pas d'argile dans la tête de décharge	5/11
2	Argile dans la tête de décharge	0/11
3	Pas d'argile dans la tête de décharge, charbon dans le tuyau	5/5
4	Argile dans la tête de décharge, charbon dans le tuyau	0/5
5	Disque cisailé	4/6
	Disque déchiré	1/6
6	Disque cisailé, pas de charbon dans le tuyau	2/5
	Disque cisailé, charbon dans le tuyau	1/5

L'argile humide devait réduire le contact du mélange avec le métal et refroidir celui-ci.

On peut voir par les essais, séries 1 et 2 du tableau LXIV, l'influence de l'argile sur la fréquence f.

- b. On a introduit 15 g de poussières charbonneuses dans le tuyau (voir séries 3 et 4 du même tableau).
- c. Lors des essais séries 1 à 4, le disque d'acier du tube de tir était rompu par cisaillement. En modifiant le mode de serrage de ce disque, on a pu obtenir sa rupture par déchirure; la fréquence n'est pas la même dans les deux cas (voir séries 5 et 6).

5) On a recherché l'influence de la teneur en gaz naturel de l'atmosphère ambiante. Le disque étant emporté par cisaillement, on a eu :

pour 8 % $f = 2/5$

pour 6 % $f = 0/5$

6) La photographie a enregistré les flammes les plus grandes lorsque le disque était cisailé. Quand celui-ci est déchiré, la luminosité enregistrée est à peu près la même que celle obtenue avec de l'air comprimé dans le tube de tir.

7) Examinant globalement les résultats de leurs essais, les expérimentateurs concluent que la probabilité d'inflammation n'est que très peu influencée par la présence de poussières de charbon.

8) On a fait fonctionner le tube de tir dans un appareil Crawshaw-Jones. Cet appareil est utilisé pour l'étude des explosifs solides; il consiste en un cylindre d'acier capable de supporter des explosions violentes et destiné à récolter les gaz de détonation.

Les expérimentateurs ont cherché à déterminer l'influence de l'argile placée dans la tête de décharge et celle du mode de rupture du disque.

Le cylindre de l'appareil Crawshaw renfermait de l'air, mais le tube de tir recevait du mélange comprimé d'air + gaz naturel (8,0 à 8,4 %). On a fait varier la nature et l'épaisseur du disque. Les essais sont résumés au tableau LXV.

A remarquer qu'on n'a pas obtenu l'inflammation lorsque le disque était déchiré.

On voit encore ici que l'argile est défavorable à l'inflammation.

9) Toujours avec le même appareil, on a fait des essais avec différents teneurs de gaz naturel à l'aspiration du compresseur (6,7 et 8 %).

TABLEAU LXV

Série	Tube de tir		f
	Pression kg/cm ²	Disque de rupture	
1	703 et 759	Aluminium 3 mm - cisailé - argile	0/2
2	759 et 773	Aluminium 3 mm - cisailé - pas d'argile	2/2
3	584 et 654	Acier 2,1 mm - cisailé - pas d'argile	2/2
4	584 et 598	Acier 2,1 mm - cisailé - pas d'argile	2/2
5	830 à 879	Acier 2,1 mm - déchiré - pas d'argile	0/4
6	401 à 415	Acier 1,3 mm - cisailé - pas d'argile	1/5

Le diaphragme étant en acier (2,1 mm d'épaisseur), on a obtenu les fréquences d'inflammation :

6 %	f = 0/10
7 %	f = 2/6
8 %	f = 4/6

Conclusions.

- 1) Le compresseur Armstrong peut sans danger aspirer de l'air renfermant jusqu'à 10 % de gaz naturel. On ne trouve pas d'oxyde de carbone dans l'air comprimé.
- 2) Il n'y a pas inflammation quand la décharge du tube de tir se produit dans une atmosphère

renfermant de 0 à 5 % de gaz naturel; il n'y a inflammation que si le mélange introduit dans le tube de tir renferme 8 % de gaz naturel.

- 3) Les explosions retardées, observées lors du tir direct en atmosphère grisouteuse, sont le fait des débris du disque de rupture.
- 4) L'utilisation du procédé Armstrong n'entraîne donc pas un risque spécial d'inflammation si le pourcentage de gaz naturel dans l'atmosphère de la mine ne dépasse pas la limite permise par le règlement, soit au maximum 1 %.

Recherches allemandes sur le risque d'inflammation par les étincelles d'aluminium

par H. SCHULTZE-RHONHOF (38)

Les recherches faisant l'objet de cette communication ont été entreprises à la suite de l'observation, faite à la Centraal Proefstation des Staatsmijnen du Limbourg néerlandais, que les étincelles produites par le coulisement des étançons Schwartz sont aptes à enflammer les mélanges grisouteux.

Essais sur étançons.

Pour les premiers essais (1948), l'éтанçon placé dans une atmosphère grisouteuse recevait le choc d'un mouton de 440 kg tombant d'une hauteur variable de 3 à 5 m.

On fit ainsi 186 essais sur des étançons coulissants :

- 100 sur des étançons Schwartz et Becorit avec plaquettes d'aluminium,
- 66 sur des étançons tout acier Gerlach et GHH.
- 20 sur des étançons Schwartz avec plaquettes faites d'un alliage de zinc.

Quatre inflammations furent observées avec les étançons Schwartz à plaquettes d'aluminium.

On essaya alors de les reproduire d'abord avec une presse horizontale, puis avec une presse verticale de 450 tonnes.

Le second procédé, seul, permit d'obtenir des inflammations avec les étançons Schwartz à plaquettes d'aluminium, mais il fallait, avant l'essai, répandre de la poussière de charbon sur les plaquettes de frottement.

Les premières étincelles se produisaient après un affaissement de 200 mm environ, à la vitesse de 30 à 70 mm par minute et sous une charge comprise entre 25 et 55 tonnes.

Des essais réalisés avec des étançons en aluminium munis d'un collier de serrage en acier ne donnèrent pas d'étincelles. Le glissement de l'acier sur l'aluminium semblait donc être différent du glissement de l'aluminium sur l'acier.

On arrivait ainsi à la conclusion que les étançons en aluminium ne donnaient pas d'étincelles lors de l'affaissement, ni au cours de la récupération et que les étançons avec plaquettes de friction en aluminium n'en produisaient que dans des conditions tout à fait particulières.

Deux inflammations se produisirent néanmoins en avril 1955 dans le même chantier d'une mine de la Ruhr, l'une à la récupération, l'autre au moment de l'affaissement d'éтанçons Becorit.

Les plaques de friction étaient faites d'alliages d'aluminium que des expériences antérieures avaient fait reconnaître comme dangereux.

Les étançons incriminés et d'autres identiques furent éprouvés par le premier dispositif expérimental; on n'enregistra que des résultats négatifs.

On fit ensuite 76 essais avec une masse tombante de 2.000 kg, puis 33 essais avec la presse verticale, les uns avec poussières de charbon aux points de friction, les autres sans poussières de charbon.

On observa bien la formation d'étincelles d'intensités diverses, mais jamais l'inflammation du grisou.

Cela semblait être dû au fait qu'on avait réduit la pression de contact. Pour le vérifier, on plaça les plaquettes Becorit sur un étançon Schwartz en acier. Celui-ci donna alors au premier essai une inflammation violente.

On refit ensuite des essais avec les étançons Becorit dont on avait réduit de moitié la surface de glissement et, par conséquent, augmenté la pression.

(38) Communication n° 27 de la station de Dortmund-Derne (Allemagne).

Ce ne fut qu'après avoir débarrassé les fûts intérieurs du dépôt d'aluminium formé au cours des expériences, les avoir bien nettoyés et les avoir fait rouiller en atmosphère humide qu'on obtint six inflammations sur trente-cinq essais; pour l'une d'elles, l'affaissement n'avait été que de 3 cm.

De ces essais, il résultait que l'inflammation était favorisée par la présence de rouille sur les fûts intérieurs et par la friction sous pression élevée.

On recommanda donc au constructeur de ne plus équiper les étançons coulissants de plaquettes de friction en aluminium et d'y substituer d'autres matériaux, tout en modifiant au besoin la construction des étançons.

Mais, alors qu'en Angleterre et en Hollande on a, après les expériences du S.M.R.E. (39), interdit l'emploi du soutènement en aluminium, celui-ci est toujours fort en vogue en Allemagne.

Dans les mines de la Ruhr, on n'a, il est vrai, observé jusqu'ici qu'une inflammation avec un étançon en aluminium, aucune ne s'est produite avec des rallonges ou autres éléments en aluminium.

Par contre, dans le Bassin d'Aix-la-Chapelle, on compte au total quatre inflammations qu'on a attribuées au choc d'un pic sur une rallonge en aluminium.

A la suite de l'inflammation causée en 1955 dans la Ruhr par un coup porté sur un étançon en aluminium, les autorités allemandes insistèrent pour que de nouvelles recherches soient exécutées à la station de Derne dans le but de vérifier les résultats anglais et de trouver des alliages dont l'aptitude à allumer le grisou soit aussi faible que possible.

Recherches sur divers alliages d'aluminium.

Les expérimentateurs de Derne adoptèrent le dispositif utilisé à Sheffield. Un mouton de 17 kg, portant sur sa face inférieure l'alliage à essayer, tombait d'une hauteur de 2,10 m à 2,80 m sur une tôle d'acier inclinée à 55°, dans une atmosphère à 6,4 % de méthane.

C'étaient là les conditions reconnues comme étant les plus dangereuses par les expérimentateurs anglais.

On observa d'abord que, si la plaque d'impact n'est pas absolument fixe mais cède légèrement sous le choc, il ne se produit pas d'inflammation.

On utilisa donc une plaque d'acier de 12 à 20 mm fixée sur un robuste châssis.

Voici en résumé les constatations auxquelles donnèrent lieu ces expériences.

Influence de la rouille et de son humidité. La fréquence d'inflammation varie avec l'état hygrométri-

que de l'air, dont dépend aussi la quantité d'humidité occluse dans la rouille couvrant la plaque d'acier.

En automne, on a parfois obtenu, pendant le brouillard du matin, 20 % d'inflammations de plus qu'à midi.

Des dépôts de rouille inégaux, accumulés localement, donnent plus d'inflammations qu'une couche fine et uniforme.

Pour éliminer autant que possible les influences nuisibles à la reproductibilité des résultats, on a effectué un grand nombre d'expériences et lorsqu'il s'est agi de comparer différents alliages, ceux-ci ont été essayés non en groupes, mais successivement, donc dans des conditions restées apparemment très voisines (même quantité de rouille sur la plaque de choc, même degré hygrométrique).

Influence de la composition de l'alliage léger. Vingt alliages ont été soumis aux essais.

Ils renfermaient de l'aluminium (93 % au moins), du fer (0,23 à 0,55 %), du manganèse (0,22 à 0,85 %), du silicium (0,10 à 0,86 %), du chrome (traces à 0,23 %), ainsi que du cuivre (Cu), du magnésium (Mg), du zinc (Zn) et du béryllium (Be) aux teneurs indiquées au tableau LXVI.

Dans la dernière colonne de ce tableau figurent les fréquences d'inflammation enregistrées (nombre d'inflammations/nombre d'essais).

L'alliage 20 (dureté Brinell 115) a donné des inflammations, alors que l'alliage 10 (dureté Brinell 120), qui en diffère par la présence de béryllium, s'est montré très sûr.

Les alliages 29 et 30 (dureté 118) ont eu une fréquence d'inflammation très élevée, alors que les alliages 37 et 38 au béryllium (dureté voisine de 100) étaient peu aptes à enflammer.

Avec les alliages n^{os} 12 et 13 (dureté 150 à 159), on est parvenu, par l'incorporation de certaines substances, à réduire l'influence de la teneur élevée en magnésium (6/40 et 7/40).

Par les alliages 21, 22, 23, 24, 31 et 32, on voit comment la dureté varie avec la teneur en magnésium.

Plus la teneur en magnésium est faible, plus grande est l'influence des autres constituants et de la dureté sur la fréquence d'inflammation.

On voit que les alliages, dont la dureté n'est pas de beaucoup supérieure à 100, ont montré l'aptitude la plus faible à allumer le grisou.

Dans un avenir prochain, les rallonges et autres objets en aluminium seront fabriqués en alliage aluminium + magnésium + silicium à 0,005-0,05 de béryllium.

Pour les étançons, on ne peut utiliser ces alliages sans modifier la construction parce qu'il leur faut une dureté plus grande.

(39) On trouvera dans le fascicule de janvier 1955 des Annales des Mines de Belgique, page 114 et suivantes, un compte rendu des expériences du Safety in Mines Research Establishment.

TABLEAU LXVI
Fréquences d'inflammation (f) des alliages étudiés

N°	Désignation d'usine	Cu	Mg	Zn	Be	Dureté Brinell	f
10	Al Cu Mg	3,8	0,76	0,41	0,004	115	0/100
12	Al Zn Cu Mg	1,26	2,11	5,20	id.	157	6/40
13	Idem	1,40	2,21	5,58	0,04	155	7/40
20	1	3,86	0,7	0,56	traces	120	8/97
21	2	traces	2,44	5,31	id.	144	10/40
22	3	id.	1,40	5,15	id.	117	7/40
23	A	0,03	1,50	5,28		121	8/40
24	B	id.	id.	id.		id.	12/40
27	E	3,40	0,80	0,33	0,01	120	8/40
28	F	id.	id.	id.	id.	id.	7/40
29	G	0,08	0,84	0,12		118	10/40
30	H	0,48	id.	id.		id.	12/40
31	K	1,02	2,88	4,30		150	16/40
32	L	id.	id.	id.		id.	13/40
33	A	3,36	0,77	0,23		121	2/29
34	B	3,44	0,71	0,08	0,005	id.	4/29
35	C	3,40	id.	0,10	0,058	118	3/29
36	D	0,03	0,84	0,09		95	3/29
37	F	id.	0,55	0,07	0,004	97,2	1/29
38	G	0,05	0,64	0,10	0,055	102	0/29

Recherches complémentaires.

a) Modifications susceptibles de réduire le risque d'inflammation. L'inflammation de grisou survenue en 1955 avec un étançon en aluminium a été imputée au fait qu'un ouvrier a frappé un rivet d'acier avec un marteau couvert d'un dépôt d'aluminium.

On a donc, dans l'étançon incriminé, remplacé le rivet d'acier par un rivet en aluminium.

Dans les rallonges Schloms, les clavettes d'acier sont introduites dans des œillets faits partie en aluminium, partie en acier.

Pour éviter que la clavette se recouvre d'aluminium, on a demandé au constructeur de modifier les rallonges en revêtant l'intérieur des œillets d'un anneau d'acier, de telle sorte que les clavettes soient guidées uniquement par de l'acier.

b) Dans le bassin d'Aix-la-Chapelle, les inflammations ont été produites par le choc d'un pic sur des rallonges en aluminium. Celles-ci sont de forme telle qu'on imagine facilement que la pointe de l'outil frappe successivement ou simultanément de l'acier et de l'aluminium.

Or, les expériences montrent que les coups les plus dangereux sont les chocs rasants qui glissent le long de la rallonge et du boulon.

Pour confirmer une fois de plus le danger du choc d'un outil en acier sur une surface d'acier enduite d'un mince dépôt d'aluminium ou d'un outil d'acier dont la surface de frappe est recouverte d'aluminium, sur une surface d'acier propre, on a effectué

des essais systématiques avec le dispositif de la figure 53. Le marteau (ou le pic) est fixé élastiquement sur un manche de 30 cm et glisse sur la surface de l'objet sans s'arrêter.

On a utilisé successivement :

- 1) étançon de fer enduit d'aluminium et marteau
440 coups 6 inflammations
- 2) rallonge en métal léger et pic
1000 coups 3 inflammations.

Lorsque le choc n'était pas rasant, mais frappait la rallonge perpendiculairement, il n'y avait pas production d'étincelles.

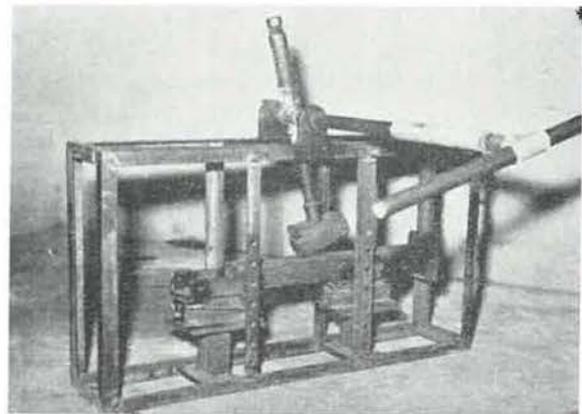


Fig. 53. — Dispositif expérimental. Coups de marteau sur l'acier enduit d'aluminium.

Autres essais sur les métaux légers.

a) Des essais de choc rasant ont été réalisés à l'air libre à la Station de Derne, avec un pic au rocher et avec une masse frappant des étançons ou des rallonges en aluminium; ils ont produit des étincelles plus ou moins abondantes.

On n'a rien observé avec les chocs perpendiculaires.

b) Le choc d'une masse d'acier tombant sur une plaque d'aluminium inclinée à 55° n'a pas non plus produit d'étincelles.

c) Par contre, on a observé des inflammations du grisou en laissant tomber sur l'arête d'une rallonge en aluminium une masse d'acier ou une masse de grès provenant du toit de la couche « Präsident ».

d) Les « Vereinigte Leichtmetallwerke » de Bonn sont arrivés à des résultats identiques avec un dispositif expérimental légèrement différent.

Mais là, on a obtenu en plus trois inflammations du grisou par la chute d'une masse sur une plaque (énergie de choc : 40 kgm).

La masse et la plaque étaient toutes deux en acier très dur.

Mécanisme de l'inflammation.

Des essais effectués sur du matériel en aluminium non corrodé, il résulte que l'inflammation du grisou nécessite le concours de la rouille.

L'inflammation est due non pas tant à la chaleur de frottement, mais plutôt aux petites particules produites dans les essais avec plaquettes de friction, par l'affaissement brusque de l'étauçon et, dans les essais de choc et de chute, par l'impact d'un corps sur l'autre.

Comme la rouille donne des formes diverses à la surface (couche fine et uniforme ou marques épaisses et locales), la pression par unité de surface des plaquettes de friction calculée théoriquement ne donne pas une mesure certaine du risque associé à telle ou telle construction d'étauçon, bien qu'en principe le risque diminue généralement avec l'accroissement de la surface de contact.

Lorsqu'un corps d'acier tombe sur une surface plane en aluminium, il n'y a généralement pas inflammation parce que l'aluminium, moins dur, cède élastiquement sous le choc sans qu'il se détache de fines particules. Si, par contre, un choc rasant est donné par un pic le long d'une rallonge en aluminium ou qu'un choc vienne frapper perpendiculairement une arête vive d'une rallonge en aluminium, les conditions nécessaires à la production de poussières d'aluminium et, par là, à l'inflammation du grisou, se trouvent réalisées.

Le risque est particulièrement élevé si une surface d'acier dure et rugueuse est enduite d'un mince dépôt d'aluminium et que celui-ci est frappé par un outil d'acier.

L'aptitude des différents alliages à allumer le grisou est fonction de la dureté de leur surface; de ce caractère dépend la production plus ou moins grande de particules d'aluminium en combustion.

Par là, on comprend le rôle néfaste du magnésium et du silicium qui ont pour effet d'accroître la dureté de l'alliage.

Des essais plus récents exécutés à Derne et aux « Vereinigte Leichtmetallwerke » de Bonn montrent cependant qu'en dessous d'une certaine limite, relativement basse, l'influence ne joue que dans les limites de la dureté Brinell des corps en aluminium, de sorte qu'un alliage d'aluminium, de magnésium et de silicium de dureté 100 et renfermant une addition de béryllium s'est montré peu apte à enflammer le grisou.

On a photographié sur film en mouvement rapide ce qui se passe lors de l'impact.

Dans tous les cas de non-inflammation du grisou, on n'a obtenu aucune impression lumineuse sur les films, bien que les expérimentateurs aient discerné des étincelles.

La luminosité de ces étincelles inaptes à enflammer n'est donc pas suffisante pour laisser une impression sur le film.

Par contre, lors des essais donnant l'inflammation, le film enregistre les phénomènes lumineux suivants :

D'abord une lueur d'une durée de 15 à 20 milli-secondes, accompagnée d'étincelles, ensuite un nuage de poussières en combustion,

Vingt milli-secondes après, quelques particules d'aluminium plus grosses se détachent sous forme d'étincelles du nuage de poussières.

Comme la flamme du grisou n'est pas suffisamment actinique, il n'est pas possible de déterminer à quel moment et à quel endroit elle prend naissance.

Conclusions.

1) L'inflammation ne peut se produire que si la surface et la structure du matériau sont telles que, sous le choc, il s'en détache des poussières très fines.

2) Lors de l'impact d'aluminium ou de magnésium sur de l'acier ou vice-versa, la présence de rouille, ayant absorbé de l'humidité, est nécessaire pour que s'amorce une inflammation de grisou.

3) La tendance à former des poussières est probablement augmentée par la corrosion de la surface de l'alliage léger; des essais doivent encore être réalisés à ce sujet.

4) L'énergie de choc spécifique, c'est-à-dire l'énergie par rapport à la surface frappée, doit être au moins suffisante pour qu'il y ait destruction du

matériau au point d'impact et que la chaleur développée soit assez élevée pour allumer les particules détachées.

Les expériences de chute de Derne ont été réalisées avec une énergie de 51 kgm ($17 \text{ kg} \times 3 \text{ m}$), mais il n'est pas possible de déterminer l'énergie spécifique de choc vu qu'on ne peut dire quelle est la surface de contact au moment de l'amorçage de l'inflammation.

5) Les auteurs finissent par cette conclusion pratique : « Par le choix d'alliages convenables d'aluminium et par la construction appropriée des étançons et des rallonges, il sera possible de maintenir le risque d'inflammation du grisou par étincelles d'aluminium dans des limites telles qu'il paraît justifié, en considération des autres avantages qu'il offre, de continuer à employer du matériel de soutènement en aluminium ».

Recherches relatives à la sécurité des lampes électriques portatives

par J. FRIPIAT et L. RUY (40)

Introduction.

Les recherches rapportées dans cette communication visent une forme particulière du risque d'inflammation du grisou par les lampes électriques portatives; elles mettent en cause non pas le filament, mais bien les électrodes-soutiens de ce filament.

A deux reprises, dans une mine grisouteuse du Bassin de Charleroi, une lampe est remontée du fond gravement avariée; le verre de protection, l'ampoule et son filament étaient brisés, les deux électrodes étaient en contact. Il s'agissait chaque fois d'une lampe à pot cylindrique avec accumulateur au plomb de 2 volts, du type représenté à la figure 54.

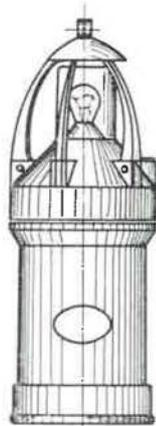


Fig. 54.

Une des lampes avariées a pu être examinée.

Le cylindre de verre avait disparu complètement sur la moitié de sa périphérie; de l'autre moitié, il ne restait que 30 mm environ de hauteur (la hauteur normale du cylindre est de 60 mm). Du verre

de l'ampoule, il ne subsistait qu'une calotte correspondant au quart de l'hémisphère inférieur. Le filament était brisé et les deux électrodes se touchaient près de leurs extrémités.

Lorsque la lampe est arrivée de la mine, on l'a introduite dans un mélange grisouteux à 8,75 % de méthane après avoir effectué la manœuvre d'allumage. Les électrodes étaient faiblement incandescentes; le courant, d'abord de 14 A, tombait rapidement à 10 A.

On a fait deux fois l'expérience sans obtenir l'inflammation.

On a donné ensuite à la batterie une charge de 27 Ah; cette fois, l'inflammation s'est produite sans délai, c'est-à-dire dès l'introduction de la lampe dans le mélange à 9 % de méthane.

Les électrodes se trouvaient alors à une température apparemment plus élevée que lors des premières expériences; à la fermeture du circuit, le courant atteignait d'ailleurs 20 A.

(Ces intensités ne sont évidemment qu'approximatives car pour les mesurer il fallait, après démontage de la lampe, appliquer des conducteurs, choisis aussi courts que possible, sur les bornes de l'accumulateur et sur les pièces de contact de la tête de lampe. Les indications de l'ampèremètre étaient vraisemblablement influencées par les contacts imparfaits du circuit de mesure).

Le bris simultané du verre de protection et de l'ampoule d'une lampe électrique portative entraîne donc un risque double d'inflammation; le grisou peut s'allumer au contact, soit du filament, soit des électrodes ou tiges-soutiens si celles-ci viennent à se toucher. Il y a lieu cependant d'observer que le filament incandescent est très fragile et qu'il brûle rapidement au contact de l'air; les électrodes, elles, sont plus résistantes, tant au choc qu'à l'oxydation.

L'action du filament incandescent sur un mélange grisouteux doit donc être différente de celle du court-circuit entre les électrodes.

(40) Communication n° 45 de l'Institut National des Mines de Belgique.

Les auteurs ont cherché à comparer les risques afférents, l'un à la mise à nu du filament, l'autre à la mise en contact des électrodes.

Le second peut être diminué par certaines dispositions, mais celles-ci agissent défavorablement sur le rendement lumineux des ampoules.

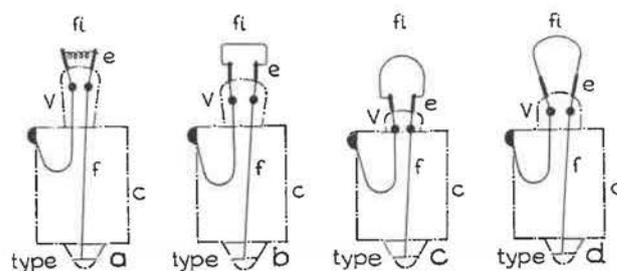
AMPOULES UTILISEES

Les ampoules utilisées provenaient des firmes CEAG, Luxor, Osram et Philips; elles seront désignées dorénavant par les lettres : C : C.E.A.G. -

L : Luxor - Os : Osram - P : Philips, suivies des caractéristiques figurant sur le culot de l'ampoule : tension (V) en volts, intensité (A) en ampères.

Suivant la longueur des électrodes, les auteurs les ont classées en deux catégories, soit :

- 1) en ampoules à électrodes courtes, c'est-à-dire d'une longueur du même ordre que leur écartement (fig. 55);



fl = filament e = électrodes v = verre
f = fils d'aménée du courant c = culot

Fig. 55.

- 2) en ampoules à électrodes longues, c'est-à-dire d'une longueur double au moins de leur écartement à la base (fig. 56).

Au tableau LXVII sont indiquées, pour chaque type d'ampoule, la disposition et les dimensions des électrodes, la section des fils amenant le courant aux électrodes.

TABLEAU LXVII

Désignation de l'ampoule	Disposition des filaments et électrodes	Electrodes		Fils d'aménée du courant aux électrodes diamètre (en mm)
		Ecartement (en mm)	Longueurs développées (en mm)	
P 2,6 V - 0,5 A	b	4	5	2 × 0,38
L 2 V - 0,85 A	b	3,5	3	2 × 0,38
Os 2 V - 0,9 A	b	4,5	3	2 × 0,28
P 2 V - 0,85 A	c	3,5	3,5	2 × 0,36
L 2 V - 1,25 A	d	3,5	3	2 × 0,38
L 2,5 V - 1,75 A	a	4,5	3	2 × 0,38
P 2,5 V - 2 A	d	3,5	3,5	2 × 0,32
P 2 V - 1 A	e	3,5	7	0,15 et 0,37
C 2,6 V - 1,75 A	e	5	9	2 × 0,35
C 2,5 V - 0,7 A	f	1,5 et 4,5	7 et 16	2 × 0,32
C 2,6 V - 1,2 A	f	»	»	2 × 0,30
alimentation par socket				
C 2,6 V - 1,2 A	f	»	»	2 × 0,46
alimentation par fils soudés au culot				
C 2,6 V - 1,5 A	f	»	»	2 × 0,32
alimentation par socket				
C 2,6 V - 1,5 A	f	»	»	2 × 0,46
alimentation par fils soudés au culot				
C 2,6 V - 1,75 A	f	»	»	2 × 0,32
P 2,6 V - 0,7 A	f	2 et 5	6 et 16	0,16 et 0,38
P 2,6 V - 0,9 A	f	»	»	»
P 2,6 V - 1,2 A	f	»	»	»
P 2,5 V - 1,25 A	f	»	»	»
P 2,6 V - 1,35 A	f	»	»	2 × 0,48
P 2,5 V - 1,5 A	f	»	»	0,16 et 0,38
P 2,5 V - 1,75 A	f	»	»	2 × 0,38

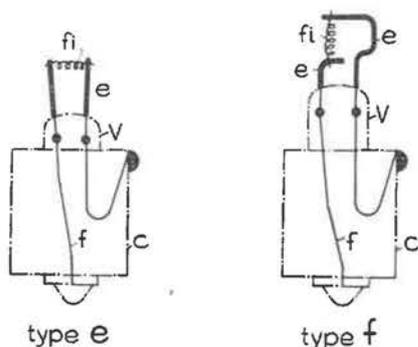


Fig. 56.

Dans certaines ampoules, ces fils ont des diamètres différents. Il y a ainsi, dans le circuit d'alimentation, une résistance supplémentaire qui limite le courant et peut parfois jouer le rôle d'un fusible de sûreté.

Pour les types C 2,6 V - 1,2 A et C 2,6 V - 1,5 A, il y a deux systèmes d'alimentation : l'ampoule reçoit le courant, soit directement par le socket, soit par des fils soudés au culot.

La seconde disposition est exécutée à la demande d'une firme belge dans le but d'éliminer les contacts imparfaits et de réduire ainsi la résistance totale du circuit.

INFLAMMATION PAR LE FILAMENT

Les essais ont été effectués avec le dispositif représenté à la figure 57.

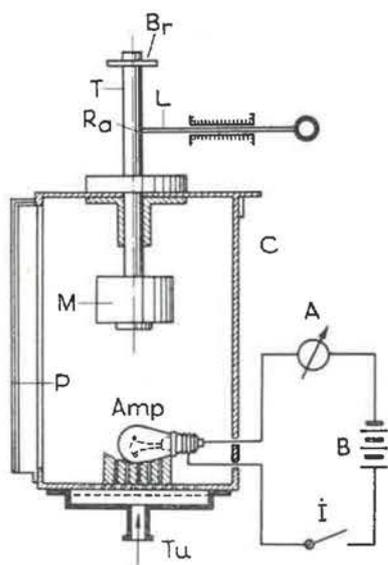


Fig. 57.

L'ampoule (Amp) est placée dans la cuve métallique (C) d'une capacité de 10 litres environ, recevant le mélange d'air et de grisou à 8,5-9,25 % de méthane par le tuyau (Tu).

Le courant est fourni par la batterie (B) et contrôlé par l'ampèremètre (A); le circuit comporte en outre un interrupteur (I).

La paroi antérieure de la cuve est constituée par une glace et la paroi latérale gauche par une feuille de papier (P).

Le bris du verre de l'ampoule est causé par le choc du mouton (M) guidé par la tige (T). Celui-ci est maintenu dans sa position supérieure par une lame (L) pénétrant dans une rainure (Ra) pratiquée dans la tige (T).

Après prélèvement du mélange pour analyse, on retire à la main la lame (L), le mouton (M) tombe, brise le verre, mais laisse le filament intact; une broche (Br) limite en effet la chute du mouton.

Pour tous les essais, on a pris soin d'utiliser une batterie fraîchement chargée présentant les caractéristiques de tension et de capacité appropriées à l'utilisation normale de l'ampoule.

Les résultats sont reportés au tableau LXVIII, dans lequel les types sont rangés dans l'ordre croissant des énergies consommées, celles-ci étant évaluées d'après les tensions et intensités figurant sur les culots des ampoules.

L'aptitude du filament à allumer le grisou est donnée en fréquence d'inflammation ou rapport du nombre d'inflammations au nombre d'ampoules brisées.

TABLEAU LXVIII

Ampoule	Fréquence d'inflammation
P 2,6 V - 0,5 A	3/8
L 2 V - 0,85 A	2/9
P 2 V - 0,85 A	1/5
C 2,5 V - 0,7 A	0/7
P 2,6 V - 0,7 A	0/9
O _s 2 V - 0,9 A	4/10
P 2 V - 1,0 A	1/9
P 2,6 V - 0,9 A	1/12
L 2 V - 1,25 A	1/7
C 2,6 V - 1,2 A	19/31
P 2,6 V - 1,2 A	2/10
P 2,5 V - 1,25 A	8/8
P 2,6 V - 1,35 A	2/9
P 2,5 V - 1,50 A	7/8
C 2,5 V - 1,5 A	7/8
C 2,6 V - 1,5 A	
alimentation par socket	7/7
alimentation par fils	10/10
C 2,6 V - 1,75 A	9/11

Ce tableau n'apprend rien de ce qui ne soit connu; il montre combien est grand le risque d'inflammation par le filament incandescent, surtout lorsque l'intensité du courant atteint ou dépasse 1,25 A.

INFLAMMATION PAR CONTACT DES ELECTRODES

Sur l'ampoule brisée, à l'aide d'une pince, on rapproche les deux électrodes jusqu'à les mettre en contact.

La position des électrodes varie évidemment avec leur longueur. Avec les électrodes courtes, on ne peut obtenir que le contact aux extrémités comme indiqué à la figure 58.



Fig. 58.

Le contact est relativement proche des points d'insertion des électrodes dans le verre (représenté en pointillé), ce qui est certainement favorable à la dissipation de la chaleur.

Aussi, aucun des essais effectués avec les électrodes courtes n'a donné lieu à inflammation du grisou.

Avec les électrodes longues, on a effectué le contact de façons diverses schématisées à la figure 59, soit :

- a. contact aux extrémités (schéma a);
- b. contact à mi-longueur de la grande électrode (schéma b);
- c. contact à la base de la petite électrode (schéma c);
- d. contact à la base de la grande électrode (schéma d);
- e. contact double (schéma e) ;
- f. contact par torsion des extrémités (schéma f).

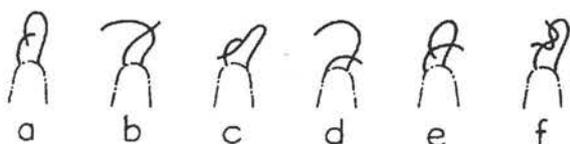


Fig. 59.

(On ne peut imaginer que les électrodes se rejoignent par torsion, si ce n'est pas le fait d'une volonté bien arrêtée de provoquer un court-circuit. Si nous avons procédé ainsi, c'était dans le but d'atteindre l'intensité maximum du courant de court-circuit).

L'ampoule ainsi préparée est introduite dans la cuve figure 57, puis raccordée au circuit d'alimentation. La cuve pourvue de la feuille de papier est alors remplie du mélange grisouteux.

Après réglage de la teneur en méthane, on ferme l'interrupteur.

Le courant atteint d'abord une valeur maximum qui dépend de la résistance ohmique du circuit et

de la résistance des contacts; il diminue ensuite du fait de l'accroissement de résistance causé par l'échauffement des électrodes et des conducteurs.

Si l'intensité du courant est suffisante, les électrodes sont portées à l'incandescence, celle-ci pouvant aller du rouge sombre au rouge blanc.

Le métal s'oxyde et peut même entrer en fusion aux points de contact; il en résulte, soit la suppression, soit la réduction du courant. Il arrive aussi que la fusion, améliorant le contact des électrodes, donne lieu à une augmentation passagère du courant.

Il est remarquable que la diminution de l'incandescence du métal et la réduction du courant ne sont pas toujours concomitantes.

Les électrodes, portées d'abord au rouge par un courant déterminé, peuvent rester telles avec un courant plus faible grâce à l'apport de chaleur résultant de l'oxydation locale du mélange grisouteux.

On verra que l'inflammation peut se produire à des époques différentes de l'expérience: lorsque les électrodes atteignent le maximum de température ou bien lors de la fusion ou de l'oxydation du métal.

C'est pour cette raison qu'on a prolongé chaque expérience jusqu'au moment où, par suite de l'épuisement de la batterie, l'incandescence des électrodes avait cessé ou était fortement réduite.

On utilisait toujours une batterie de capacité appropriée à l'utilisation normale de l'ampoule.

Dans le compte rendu des essais, les ampoules sont désignées par leurs caractéristiques; celles-ci sont suivies de la capacité en Ah de la batterie utilisée et du nombre d'essais effectués.

I_m est le courant de court-circuit lu à l'ampèremètre dès que l'aiguille atteint sa position d'équilibre; comme ce courant maximum varie pour les ampoules d'un même groupe d'essais, les auteurs en ont indiqué les valeurs extrêmes.

Ne sont mentionnées que les constatations dignes d'intérêt; sauf indication contraire, il faut comprendre que les essais n'ont pas donné lieu à inflammation du grisou.

1^{re} SERIE D'ESSAIS

On dispose de deux accumulateurs de chaque type; l'un est en charge pendant que l'autre est utilisé successivement pour l'essai d'inflammation par le filament et pour l'essai d'inflammation par contact des électrodes.

Le second accumulateur retourne ensuite au banc de chargement pendant que le premier est mis en service, et ainsi de suite.

Ampoules à électrodes courtes.

P 2,6 V - 0,5 A - 10 Ah (10 essais).

$I_m \approx 6$ à 9 A.

Les électrodes ne rougissent pas.

L 2 V - 0,85 A - 12 Ah (7 essais).

$I_m = 6$ à 12,5 A.

Pour un essai seulement, les électrodes ont atteint le rouge sombre; le courant était alors de 11 A. Une des ampoules a été alimentée ensuite par une batterie de 2,6 V. Cette fois, les électrodes ont été portées au rouge vif; le courant était alors de 18 A.

O_s 2 V - 0,9 A - 12 Ah (12 essais).

Les électrodes sont :

- rouge sombre au point de contact pour $I_m = 6,2$ A (2 essais);
- rouge sombre sur toute leur longueur pour $I_m = 6,5$ à 10,5 A (3 essais);
- rouges sur toute leur longueur pour $I_m = 10$ A (2 essais).

P 2 V - 0,85 A - 12 Ah (5 essais).

$I_m = 5,2$ à 7,6 A.

Pour deux essais seulement, les électrodes ont été portées à l'incandescence, soit :

- rouges au point de contact pour un courant décroissant de 7,6 à 5,4 A en 1 m;
- rouge sombre sur toute leur longueur alors que le courant décroît de 7,5 à 5,7 A.

L 2 V - 1,25 A - 12 Ah (7 essais).

$I_m = 10$ à 11,4 A.

Les électrodes sont rouge sombre sur toute leur longueur dans les cas suivants :

- courant décroissant de 11,4 à 8 A en 1 min.
- » » de 9,5 à 8 A en 30 sec.
- » » de 10,5 à 7,5 A en 30 sec.

Ampoules à électrodes longues.

P 2 V - 1 A - 12 Ah (9 essais).

1) Contact aux extrémités (fig. 59-a).

$I_m = 4,5$ à 7 A (7 essais).

Pour deux essais seulement, les électrodes sont incandescentes :

- rouges sur 3 mm près du point de contact, alors que le courant décroît de 7 à 5,2 A;
- rouge blanc au point de contact ($I_m = 5$ A).

2) Contact par torsion (fig. 59-f).

$I_m = 6,7$ A (1 essai).

Les électrodes sont rouge sombre.

C 2,5 V - 0,7 A - 10 et 16 Ah (8 essais).

1) Contact aux extrémités (fig. 59-a) (5 essais).

Cinq essais avec la batterie de 10 Ah.

$I_m = 7,3$ à 8,5 A.

Les électrodes sont rouge sombre sur toute leur longueur.

2) Contact à mi-longueur de la grande électrode (fig. 59-b) (3 essais), soit :

2 essais avec la batterie de 16 Ah

($I_m = 9,3$ et 10 A);

1 essai avec la batterie de 10 Ah

($I_m = 9,3$ A).

Pour chaque essai, les électrodes sont rouge sombre.

C 2,6 V - 1,2 A - 16 Ah. Alimentation par socket.

1) Contact aux extrémités (6 essais).

$I_m = 10$ à 13 A.

Le courant décroît jusqu'à 7 A en 3 ou 4 min.

Les électrodes sont rouges.

2) Contact à mi-longueur de la grande électrode (8 essais).

$I_m = 9,7$ à 12 A.

Les électrodes rougissent.

3) Les électrodes sont jointes par torsion (7 essais).

$I_m = 4,8$ à 15 A.

Les électrodes sont rouges (6 essais).

Pour un essai, elles ont atteint le rouge blanc et il y a eu inflammation 5 min 30 s après la fermeture du circuit, alors que le courant avait diminué lentement de 10,5 à 8 A.

C 2,6 V - 1,2 A - 16 Ah. Alimentation par fils soudés au culot (9 essais).

1) Contact aux extrémités (fig. 59-a) (4 essais).

$I_m = 12,4$ à 16,2 A.

Les électrodes sont rouge vif.

Pour deux ampoules, l'une des électrodes a été coupée par fusion ($I_m = 14,7$ et 14,4 A).

L'un de ces essais a causé l'inflammation du grisou ($I_m = 14,7$ A); celle-ci s'est produite quelques secondes après la fermeture du circuit.

La batterie venait du banc de charge et avait servi uniquement à faire l'essai d'inflammation par le filament.

2) Contact à mi-longueur de la grande électrode (fig. 59-b) (2 essais) ($I_m = 14,5$ A).

Pour chaque essai, il y a fusion d'une des électrodes près du point de contact.

3) Contact de la grande électrode au point d'insertion de la petite électrode (fig. 59-c) (3 essais) ($I_m = 15$ A).

Les électrodes rougissent.

Pour une des ampoules, l'une des électrodes fond près du verre après 2 min 30 s.

C 2,6 V - 1,5 A - 20 Ah. Alimentation par socket (7 essais).

1) contact aux extrémités (1 essai).

$I_m = 8,5$ A.

Les électrodes rougissent.

2) Contact à mi-longueur de la grande électrode (3 essais).

$I_m = 8,5$ à 9 A.

Pour deux essais, les électrodes rougissent.

3) Contact double près du verre (fig. 59-e) (3 essais) ($I_m = 13$ à 20 A).

Les électrodes sont rouge vif.

Pour un essai, il y a eu fusion de la grande électrode alors que le courant avait décré de 13 à 8 A.

C 2,6 V - 1,5 A - 20 Ah. Alimentation par fils soudés au culot (10 essais).

1) Contact aux extrémités (9 essais).

$I_m = 11$ à 15 A.

Les électrodes sont rouges.

Pour deux essais ($I_m = 13$ et 15 A), il y a eu fusion de la grande électrode toute de suite après la fermeture du circuit.

- 2) Contact à mi-longueur de la grande électrode (1 essai) ($I_m = 15$ A).

Les électrodes rougissent et l'une d'elles est coupée par fusion 30 s après la fermeture du circuit.

C 2,6 V - 1,75 A - 25 Ah (15 essais).

- 1) Contact aux extrémités (7 essais).

$I_m = 8$ à $12,4$ A.

Les électrodes sont rouge vif.

Un de ces essais a produit l'inflammation dès la fermeture du circuit; il n'a pas été possible de faire la lecture à l'ampèremètre.

- 2) Contact à mi-longueur de la grande électrode (2 essais) ($I_m = 8,4$ et $11,4$ A).

Les électrodes rougissent.

- 3) Contact double (fig. 59-e) (5 essais).

$I_m = 10$ à 13 A.

Les électrodes rougissent.

- 4) Contact par torsion (1 essai).

$I_m = 12,6$ A.

Les électrodes sont rouge blanc.

C 2,6 V - 0,7 A - 10 et 16 Ah (9 essais).

- 1) Contact aux extrémités (10 et 16 Ah) (4 essais)

$I_m = 7,5$ à $9,2$ A.

Pour un essai seulement, les électrodes rougissent au point de contact ($I_m = 7,5$ A - 10 Ah).

- 2) Contact à mi-longueur de la grande électrode (10 Ah) (2 essais).

$I_m = 6,9$ et $7,5$ A.

Les électrodes ne rougissent pas.

- 3) Contact par torsion 16 Ah (3 essais).

$I_m = 6,2$ à $8,4$ A.

Les électrodes ne rougissent pas.

P 2,6 V - 0,9 A - 10 ou 16 Ah.

- 1) Contact aux extrémités 10 ou 16 Ah (4 essais).

$I_m = 8$ à $9,5$ A.

Pour un essai seulement, les électrodes rougissent au point de contact ($I_m = 7,5$ A).

- 2) Contact à mi-longueur de la grande électrode (6 essais) ($I_m = 8,5$ à $11,8$ A).

Pour deux essais seulement, les électrodes rougissent.

Des quatre autres essais, il en est deux pour lesquels il y a eu interruption immédiate du courant par fusion du fil fin du culot.

P 2,6 V - 1,2 A - 16 Ah.

- 1) Contact aux extrémités (8 essais).

$I_m = 6,5$ à 9 A.

Pour deux essais seulement, les électrodes ont rougi.

Des six autres essais, il en est quatre pour lesquels il y a eu interruption immédiate du courant par fusion du fil fin du culot.

- 2) Contact à mi-longueur de la grande électrode (2 essais).

Pour l'un des essais, les électrodes rougissent ($I_m = 8,5$ A).

Pour le second essai, le courant est interrompu par la fusion d'un fil du culot; l'ampèremètre a indiqué 6,5 A, mais il y a lieu de croire que l'aiguille n'avait pas atteint sa position d'équilibre.

P 2,6 V - 1,25 A - 16 Ah.

- 1) Contact aux extrémités (3 essais).

$I_m = 7$ à 10 A.

Les électrodes n'ont pas rougi, mais pour un des essais il y a, dès la fermeture du circuit, fusion du fil fin du culot.

- 2) Contact à mi-longueur de la grande électrode (1 essai) ($I_m = 7$ A).

Les électrodes rougissent.

P 2,6 V - 1,35 A - 20 Ah.

- 1) Contact aux extrémités (5 essais).

$I_m = 7,5$ à $14,5$ A.

Les électrodes rougissent près du point de contact pour $I_m = 7,2$ à $11,5$ A (2 essais), sur toute leur longueur pour $I_m = 14,5$ A (1 essai).

- 2) Contact à mi-longueur de la grande électrode (4 essais).

Les électrodes rougissent près du contact pour $I_m = 9,8$ et $10,8$ A, sur toute leur longueur pour $I_m = 10$ A.

P 2,5 V - 1,5 A - 20 Ah.

- 1) Contact aux extrémités (6 essais).

$I_m = 7,2$ à $14,5$ A.

Les électrodes sont :

— rouges sur toute leur longueur pour $I_m = 9$ à $10,4$ A (3 essais);

— rouge blanc au point de contact pour $I_m = 8,8$ A (1 essai).

— rouge sombre pour $I_m = 7,7$ et $8,1$ A (2 essais).

- 2) Contact à mi-longueur de la grande électrode (2 essais) ($I_m = 9,5$ et 10 A).

Les électrodes sont rouges pour $I_m = 9,5$ A.

Pour $I_m = 10$ A, il y a rupture d'une des électrodes près du verre.

On a donc observé trois inflammations; elles ont été produites, l'une par des électrodes jointes par torsion, les deux autres par des électrodes se touchant en un point voisin des extrémités et il s'agissait alors des types :

C 2,6 V - 1,2 A

C 2,6 V - 1,75 A.

Il est remarquable que les ampoules Philips à longues électrodes n'ont pas allumé.

Pour certaines, il faut voir en cela l'influence du fil fin du culot (0,16 mm) qui atténue l'échauffement des électrodes; ce fil limite en effet, soit l'intensité, soit la durée du courant de court-circuit.

C'est le cas des types suivants :

- P 2,6 V - 0,7 A
- P 2 V - 1 A
- P 2,6 V - 0,9 A
- P 2,6 V - 1,2 A
- P 2,5 V - 1,25 A
- P 2,5 V - 1,5 A.

2^e SERIE D'ESSAIS

On dispose de cinq accumulateurs de 2,6 volts 25 Ah et de deux accumulateurs de 2 volts 12 Ah.

En dehors de l'essai de court-circuit des électrodes, qui lui absorbe un courant assez élevé, ces accumulateurs fonctionnent comme en service normal, c'est-à-dire subissent des charges et décharges alternées en rapport avec leur capacité, les décharges se faisant sur une ampoule appropriée.

L'essai d'inflammation par contact des électrodes est effectué après le chargement, avant toute décharge de l'accumulateur.

La teneur en méthane des mélanges grisouteux varie de 7 à 7,5 %.

Ampoules à électrodes courtes.

Comme précédemment, on fait le contact des électrodes près de leurs extrémités, le seul possible.

L 2 V - 0,85 A - 12 Ah (5 essais).

$I_m = 11$ à 14,5 A.

Pour trois ampoules seulement, les électrodes atteignent le rouge sombre.

L 2,5 V - 1,75 A - 25 Ah (6 essais).

$I_m = 12$ à 15,6 A.

Les électrodes sont rouges.

Le courant se maintient à sa valeur maximum pendant 2 ou 3 secondes, puis le circuit est interrompu par fusion d'un des fils d'amenée du courant. (Le diamètre de ce fil est de 0,38 mm).

P 2,5 V - 2 A - 25 Ah (5 essais).

$I_m = 11,8$ à 12 A.

Le courant se maintient à sa valeur maximum pendant 2 à 3 s et les électrodes sont rouges.

Il y a interruption du courant : deux fois par fusion d'une des électrodes et trois fois par oxydation du métal. (Rappelons que le diamètre des électrodes est de 0,32 mm).

Ampoules à électrodes longues.

P 2,5 V - 1,25 A - 25 Ah (4 essais).

Contact des électrodes aux extrémités.

Chaque fois, il y a fusion instantanée du fil fin du culot, d'où impossibilité de lire le courant maximum (I_m).

C 2,6 V - 1,2 A 25 Ah. Alimentation par socket (3 essais).

Contact aux extrémités. $I_m = 13,6$ à 14 A.

Pour chaque essai, il y a fusion de la grande électrode et *inflammation du grisou*. Celle-ci se produit de 2 à 3 s après la fermeture du circuit.

C 2,6 V - 1,2 A - 25 Ah. Alimentation par fils soudés au culot (3 essais).

Contact au milieu de la grande électrode.

Pour les trois ampoules, il y a fusion d'une des électrodes.

Un essai donne lieu à *inflammation du grisou* le courant est alors de 16 A.

C 2,6 V - 1,75 A (électrodes figure 56, type e), 25 Ah (5 essais).

1) Contact aux extrémités (4 essais).

$I_m = 11,8$ à 18 A.

Les électrodes sont rouges.

Pour deux ampoules, il y a eu fusion d'une des électrodes et *l'une de ces ampoules a allumé le grisou*.

2) Contact par torsion (1 ampoule) ($I_m = 18$ A).

Les électrodes sont rouge blanc et *allument le grisou* après 2 s ; le courant est alors de 16 A.

P 2,5 V - 1,75 A - 25 Ah (44 essais).

(Ainsi qu'il est indiqué au tableau LXVII, les deux fils du culot sont de même diamètre : 0,38 mm).

On brise 44 ampoules et on met les électrodes en contact à leurs extrémités.

1) Trois essais sont effectués avec un accumulateur ayant reçu une charge inférieure à la charge normale.

Les électrodes sont rouge sombre.

On maintient le circuit fermé pendant 1 min 30 s.

2) Quarante et un essais sont effectués avec des accumulateurs normalement chargés.

Le courant maximum de court-circuit (I_m) varie de 17 à 24 A.

Les électrodes sont rouge vif sur toute leur longueur, rouge blanc même aux points de contact.

a) Un de ces essais donne lieu à *l'inflammation du grisou*; celle-ci se produit 3 s après la fermeture du circuit, alors que le courant est de 18 A. (La teneur en méthane est de 7,25 %). La tension à vide de l'accumulateur avant l'essai était de 2,95 V et à la fermeture du circuit l'intensité atteignait 20 A.

b) Pour quarante essais, il y a interruption du courant après un délai de 10 s à 1 min 10 s, alors que le courant est compris entre 15 et 17 A.

Cette interruption est causée, soit par la déformation des électrodes (5 essais), soit par la rupture d'une des électrodes près du verre, au point de soudure avec le fil d'amenée du courant (35 essais).

Ainsi qu'il a été observé lors des essais de la première série, les ampoules Philips avec fil fin dans le culot (P 2,5 V - 1,25 A) n'ont pas allumé. Les ampoules P 2,5 V - 1,75 A n'ont donné qu'une

inflammation sur quarante-quatre essais malgré l'intensité élevée du courant de court-circuit.

Ces résultats favorables sont dus sans aucun doute à la fusion, soit du fil fin du culot, soit de la soudure des électrodes.

3^e SERIE D'ESSAIS

Pour cette série, on a utilisé uniquement des ampoules C 2,6 V - 1,5 A, alimentation par socket et cinq accumulateurs de 2,6 V - 25 Ah.

On procède comme pour les essais de la deuxième série, sauf que l'essai d'inflammation par les électrodes est effectué avec une batterie partiellement déchargée sur une ampoule de 1,75 A.

Pour chaque essai, les électrodes sont mises en contact à leurs extrémités.

- 1) La batterie est déchargée pendant une heure (donc décharge 1,75 Ah).

Vingt-six essais : $I_m = 7,8$ à 15 A.

Les électrodes sont rouge vif sur toute leur longueur, rouge blanc aux points de contact. Pour trois essais, il y a eu fusion de la grande électrode. Douze essais ont donné lieu à inflammation; celle-ci s'est produite de 3 à 5 s après la fermeture du circuit. Une des inflammations a coïncidé avec la fusion de l'électrode.

- 2) La batterie est déchargée pendant deux heures (décharge de 3,5 Ah).

Neuf essais : $I_m = 7,8$ à 14 A.

Les électrodes rougissent comme pour les essais de la série précédente.

Pour trois essais, il y a eu fusion de la grande électrode. Quatre essais ont donné lieu à inflammation du grisou et celle-ci s'est produite

de 3 à 6 s après la fermeture du circuit.

L'une des inflammations a coïncidé avec la fusion (deux fusions n'ont donc pas causé l'inflammation).

CONSIDERATIONS SUR LES ESSAIS D'INFLAMMATION

Le risque d'inflammation par le filament croît comme l'intensité du courant nominal de l'ampoule; on voit en effet que les fréquences d'inflammation les plus grandes figurent au bas du tableau LXVIII et correspondent aux consommations atteignant ou dépassant 1,25 A.

Sur les dix-sept types d'ampoules soumis à l'essai de rupture en atmosphère grisouteuse, deux seulement n'ont pas produit l'inflammation; ce sont les types :

C 2,5 V - 0,7 A
P 2,6 V - 0,7 A

de consommation relativement réduite et dont sept et neuf spécimens seulement ont été essayés.

Si l'on considère maintenant l'essai d'inflammation par contact des électrodes, on constate d'abord qu'il n'y a pas inflammation par les électrodes courtes, quelle que soit l'origine de l'ampoule, ce qui est dû sans aucun doute à l'évacuation des calories, d'autant plus active que le point de contact est proche du socle de verre.

Avec les ampoules à électrodes longues, on a enregistré vingt-quatre inflammations.

Au tableau LXIX, les fréquences d'inflammation sont indiquées pour chaque type d'ampoule et pour les différents modes de contact. (Ces derniers sont notés 59a, 59b... et correspondent aux schémas de la figure 59).

TABLEAU LXIX

Fréquences d'inflammation pour différents modes de contact

Ampoule	Mise en contact			
	59-a	59-b	59-c	59-e
<i>Première série</i>				
C 2,6 V - 1,2 A - 16 Ah	1/10	0/10	0/3	
C 2,6 V - 1,5 A - 20 Ah	0/10	0/4		0/3
C 2,6 V - 1,75 A - 25 Ah	1/7	0/2		0/5
<i>Deuxième série</i>				
C 2,6 V - 1,2 A - 25 Ah	3/5	1/3		
C 2,6 V - 1,75 A - 25 Ah	1/4			
P 2,5 V - 1,75 A - 25 Ah	1/44			
<i>Troisième série</i>				
C 2,6 V - 1,5 A - 25 Ah	16/35			

Si l'on compare ces résultats à ceux obtenus lors des essais de rupture d'ampoules en atmosphère grisouteuse, on doit conclure que le danger des lampes électriques portatives réside pour la plus grande part dans la mise à l'air libre du filament incandescent.

Dans des conditions identiques d'alimentation, la fréquence d'inflammation par le filament est de loin supérieure à celle causée par les électrodes incandescentes; de plus, il faut des circonstances tout à fait spéciales pour qu'après la destruction simultanée du cylindre (en verre), de l'ampoule et de son filament, les deux électrodes entrent en contact.

A ce propos, on n'a pu expliquer comment cette mise en contact s'était produite sur les deux lampes saisies au charbonnage, incident signalé au début de cette note.

Les essais effectués sur la lampe avariée venue du charbonnage semblaient montrer que l'inflammation par les électrodes n'était possible qu'avec une batterie fraîchement chargée; des essais de la troisième série, il ressort que le risque d'inflammation subsiste après des décharges modérées de 1,75 et 3,5 Ah.

Mais parmi les lampes à longues électrodes, il en est qui n'ont pas allumé, c'est le cas des ampoules Philips déjà énumérées à la suite des essais de la première série.

Avec les ampoules P 2,5 V - 1,75 A, c'est la fusion à la soudure des électrodes qui diminue la fréquence d'inflammation (une inflammation pour quarante-quatre essais).

C'est ici que les expérimentateurs se sont demandé si cette amélioration de la sécurité contre le risque d'inflammation par les électrodes n'allait pas de pair avec un affaiblissement du rendement lumineux de l'ampoule; là est la raison des mesures photométriques rapportées au chapitre suivant.

MESURES PHOTOMETRIQUES

Pour la détermination de l'énergie lumineuse, on a employé une sphère photométrique de 7,5 cm de rayon de la Société Philips.

Dans cette sphère se trouvent l'ampoule à expérimenter et une cellule photométrique, la première au centre et la seconde dans la paroi même de la sphère. La cellule, soustraite par un écran au rayonnement direct de l'ampoule, débite un courant qui est fonction de l'énergie lumineuse totale émise par le filament et diffusée uniformément dans la sphère.

Les circuits électriques de mesure sont représentés au schéma figure 60.

L'ampoule a est alimentée par une batterie B₁ dont le débit est réglé par la résistance R₁. La cellule C (protégée par l'écran E) est connectée à un galvanomètre G shunté pendant le réglage par

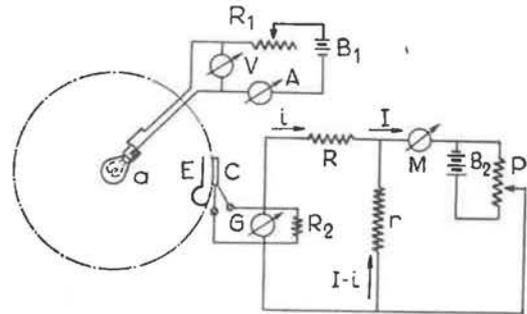


Fig. 60.

une résistance d'amortissement R₂. Ce circuit est shunté lui-même par un autre plus compliqué comportant des résistances R, r, un milliampèremètre M, une batterie B₂ et un potentiomètre P.

Lorsque l'ampoule est alimentée, on règle le potentiomètre jusqu'à suppression du courant dans le galvanomètre. La cellule débite alors, en court-circuit, un courant qui est directement proportionnel à l'énergie lumineuse reçue. Les courants I et i figurés sur le schéma par des flèches et représentant respectivement le débit de la cellule et l'intensité indiquée par le milliampèremètre, obéissent alors à la relation :

$$iR - (I - i) r = 0$$

$$\text{ou } I = i [(R + r)/r]$$

soit, dans le cas du schéma : I = 101 i.

On réalise donc ainsi une amplification importante du courant débité par la cellule, le courant amplifié I étant lu au milliampèremètre M.

La tension et l'intensité du courant de l'ampoule sont mesurées par le voltmètre V et l'ampèremètre A.

L'appareil a été étalonné à l'aide d'ampoules types photométrées par les soins de la Société Philips. Les résultats d'étalonnage mis en graphique montrent que le courant lu au milliampèremètre croît linéairement avec l'énergie lumineuse; à 5 décalumens correspond un courant de 9,75 milliampères.

Les résultats des mesures sont indiqués au tableau LXX, dans lequel sont classées séparément les ampoules à électrodes courtes et celles à électrodes longues.

TABLEAU LXX

Désignation	Type d'ampoule		Nombre d'ampoules essayées	Rendement moyen en lumens par watt
	électrode et filament	remplissage		
<i>Ampoules à électrodes courtes</i>				
P 2,6 V - 0,5 A	b	vide	3	5,80
O 2 V - 0,9 A	b	id.	6	5,08
L 2,6 V - 1,75 A	a	id.	5	6,23
<i>Ampoules à électrodes longues</i>				
C 2,5 V - 0,7 A	f	gaz	3	6,65
C 2,6 V - 1,2 A				
alimentation par socket	f	id.	3	9,35
alimentation par fil	f	id.	3	9,77
C 2,6 V - 1,5 A				
alimentation par socket	f	id.	3	9,70
alimentation par fil	f	id.	2	9,76
P 2,6 V - 0,7 A	f	id.	3	6,65
P 2,6 V - 0,9 A	f	id.	5	7,01
P 2,6 V - 1,2 A	f	id.	3	6,95
P 2,5 V - 1,25 A	f	id.	3	7,20
P 2,5 V - 1,35 A	f	vide	3	6,83
P 2,6 V - 1,5 A	f	gaz	3	7,80
P 2,5 V - 1,75 A	f	id.	9	8,39

Toutes les ampoules, sauf celles P 2,5 V - 1,75 A (les dernières du tableau), ont été essayées sous la tension nominale (tension indiquée sur le culot de l'ampoule).

Les ampoules P 2,5 - 1,75 A ont été alimentées sous 2,6 V (tension nominale 2,5 V).

On voit que le rendement lumineux des ampoules à électrodes longues est supérieur à celui des ampoules à électrodes courtes.

Parmi les premières, celles qui ont le rendement le plus élevé sont les ampoules C.E.A.G. de tous types et les ampoules Philips 2,5 V - 1,75 A.

Lors des essais d'inflammation par les électrodes incandescentes, les premières ont allumé le grisou 23 fois sur 99 essais, les secondes 1 fois sur 44 essais.

Au cours des mêmes essais, on n'a pas enregistré d'inflammation avec les ampoules Philips P 2,6 V - 0,7 A - 0,9 A - 1 A - 1,2 A - 1,25 A - 1,35 A - 1,5 A, dont le rendement lumineux est inférieur à celui des ampoules C.E.A.G. Toutes ces ampoules, sauf le type à 1,35 A, renferment un fil fin dans le culot.

RESUME

Le bris d'une ampoule de lampe portative en atmosphère grisouteuse peut conduire aux faits suivants :

- 1) Le filament reste intact et incandescent, donnant lieu ainsi à un risque d'inflammation généralement élevé mais variable avec le courant consommé par l'ampoule.
- 2) Les électrodes sont rapprochées l'une de l'autre jusqu'à entrer en contact.

Il est alors indifférent que le filament soit brisé ou non; celui-ci en effet ne reste pas incandescent puisque le courant est ou bien interrompu ou bien réduit par suite du contact des électrodes.

Celles-ci atteignent une température plus ou moins élevée qui dépend de leurs dimensions et de la capacité de la batterie.

Les électrodes courtes n'allument pas le grisou; par contre, les électrodes longues produisent l'inflammation à une fréquence relativement élevée.

L'insertion d'un fil fin, faisant office soit de fusible soit de résistance additionnelle dans le circuit d'alimentation de l'ampoule, élimine le risque d'inflammation par les électrodes longues, mais cette disposition occasionne une réduction du rendement lumineux.

Néanmoins, il n'est pas exclu qu'on ne puisse imaginer certains artifices qui améliorent la sécurité sans affecter beaucoup le rendement lumineux : les ampoules Philips 2,5 V - 1,75 A semblent le démontrer (1 inflammation sur 44 essais - 8,39 lumens par watt).

Scraper-rabot et Scie Neuenburg (1)

par A. COCHET
Ingénieur en Chef.

SAMENVATTING

Dit verslag beschrijft enkele gevallen van mechanisch uitkappen in dunne en extra dunne lagen behaald met scraperbakken met of zonder geleiding en met kolenzaag.

De opsteller dringt aan op de noodzakelijkheid zeer krachtige elektrische lieren te gebruiken om de lange pijler te kunnen behouden.

De uitslagen bekomen met de scraperbak vergeleken met deze bekomen met de afbouwamer bewijzen dat de vermeerdering van de opbrengst hoger is naarmate de laag dunner is.

Het uitkappen in zeer dunne lagen bij middel van de kolenzaag veroorlooft de zeer dunne steile lagen economisch te ontginnen alhoewel ze tot nu onontginbaar beschouwd werden.

De koolmijnen die scraperlieren bezitten kunnen op economische wijze zaagproeven verwezenlijken, aangezien dit materieel goedkoop is.

RESUME

Cet exposé relate plusieurs cas d'abattage mécanique en couches minces et extra minces réalisés par scrapers-rabots, avec ou sans contreguidages, et par scie à charbon.

L'auteur insiste sur la nécessité d'utiliser des treuils électriques très puissants, afin de pouvoir maintenir le principe de la longue taille.

Les résultats obtenus dans les différents cas par le scraper-rabot, comparés au marteau-pic, montrent que l'augmentation de rendement est d'autant plus importante que la couche est petite.

L'abattage en couche extra mince par la scie à charbon permet d'envisager d'exploiter économiquement les veiniats en dressant considérés habituellement comme inexploitable. Les charbonnages qui possèdent des treuils de scrapage peuvent faire des essais de sciage à peu de frais, étant donné le coût peu élevé du matériel.

A. — Le scraper-rabot à câbles Porte et Gardin

1. Rappel.

Le scraper-rabot est un bac à section rectangulaire portant des couteaux sur la face côté charbon. En se déplaçant le long du front de taille, il assure l'abattage et l'évacuation du charbon.

C'est au Charbonnage du Gouffre, en 1951, qu'a été émise l'idée de ne pas ceinturer le massif, en faisant passer le câble de retour dans la taille en traversant le bac ; il est guidé à chaque extrémité du bac par un guide-câble à quatre rouleaux.

Un treuil à deux tambours débrayables assure les déplacements du scraper-rabot. La pression vers le front est obtenue par des pousseurs appuyant sur un contre-guidage. Cette méthode exige la présence dans la taille d'un matériel encombrant, incompatible avec l'ouverture quand il s'agit de couches minces ou extra-minces.

Les ingénieurs du groupe de Béthune des Charbonnages de France ont pu supprimer le contre-guidage en imposant

au front de taille une forme incurvée obtenue par la position avancée des poulies. La tension des câbles donne dès lors une composante perpendiculaire au front, ce qui assure la pression sur le charbon. Le renversement latéral du bac est évité en rapprochant le câble de retour du câble de traction.

2. Cas d'application au Charbonnage du Gouffre.

L'abattage mécanique a débuté en 1951. Il a été appliqué chaque fois que les conditions étaient favorables.

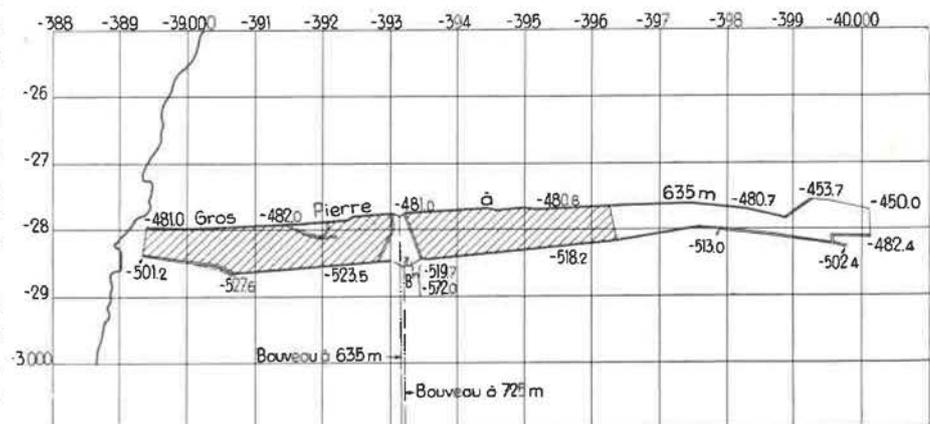


Fig. 1. — Plan d'exploitation de la couche Gros Pierre au-dessus du burquin venant de 725 m. En quadrillé, les surfaces exploitées par scraper-rabots.

(1) Conférence présentée au Cercle « Mines » de l'A.I.L.G le 17 mars 1958.

1^{er} cas. — Siège N° 10. — Chantier dans Gros-Pierre à l'étage 725-635 (fig. 1).

La taille a 75 m de longueur et est limitée à la base par un crochon de pied, à la tête par les vieux travaux de l'étage supérieur. La pente varie de 25° à 40°.

La couche Gros-Pierre est régulière : faux-toit 0 à 10 ; charbon 70 à 80.

Bon toit - bon mur.

Charbon dur mais bien clivé.

Soutènement en taille entièrement métallique : bèles montantes « Belgam » de 0,90 m, sur étauçons Gerlach 37. Largeur entre fils : 0,80 m. En cours d'exploitation, les étauçons Gerlach 37 ont été remplacés par des étauçons hydrauliques Dowty.

Contrôle du toit par foudroyage.

La rigidité du toit est améliorée par des piles de

rails de 0,60 m, espacées de 5 mètres, ravancées chaque jour.

Evacuation en voie : au couchant par convoyeur à courroie de 660 mm, au levant par convoyeur à écailles, commandé électriquement.

La taille est équipée de deux scrapers-rabots Porte et Gardin en série, commandés par un treuil électrique Hasenclever de 60 ch, à deux tambours débrayables.

Le contre-guidage est constitué d'éléments articulés de 4 m de longueur, maintenus en place et ravancés par des pousseurs à vis avec racagnac. Ces pousseurs sont relativement peu encombrants : hauteur 14,5 cm, largeur 20 cm, longueur fermée 1,20 m, ouverte 2,05 m.

L'attelage normale de la taille est donnée au tableau I.

TABLEAU I. — Gros Pierre Nord à 725 — Taille couchant.

Personnel	Poste I	Poste II	Poste III	Observations
Surveillance	1	1	1	
Abattage	10	2		Poste 1 : 9 o. à v. aux pousseurs
Bossement voie de tête		3		
Bossement voie de pied	3	3		
Nettoyage taille		2		
Nettoyage voie		1		1 o. à v. emplacement poulie de retour
Avancement piles rails			2	
Foudroyage			6	
Robinage pied taille	1	1		
Déplacement amarrage des poulies, placement trémie			3	
Machiniste treuil	1			
Tête motrice	1	1		
Robineur à wagonnets	1			
Rouleur	1	1		
Serveurs matériel			2	
Totaux	19	15	14	Production 140 t
Total en taille		29		Rendement taille 4.827 kg
Total hors taille		19		Rendement chantier 2.916 kg
Total général		48		Avancement journ. 1.795 m

Le rendement chantier est voisin de 3.000 kg. Ce résultat a été comparé à celui obtenu par abattage au marteau-pic, à l'occasion d'une mise hors-service de l'installation de scrapers-rabots. Le rendement est tombé de 3.000 kg à 2.400 kg.

Il en résulte que, pour ce cas d'application, l'abattage mécanique donne un supplément de rendement de 25 %.

On peut se demander si les frais d'amortissement du matériel ne dépassent pas l'économie provenant de l'augmentation du rendement.

Le tableau II répond à la question (*).

(*) Toutes les sommes indiquées dans cette note sont ajustées à la situation de février 1958.

Il en résulte que le prix de revient à la tonne (amortissement énergie - salaires) est de 119,77 F avec les scrapers-rabots et de 141,70 F avec les marteaux-pics.

La mécanisation laisse un bénéfice de 21,93 F.

Ce bénéfice est assez mince, d'autant plus que nous n'avons pas tenu compte d'une dégradation possible de la granulométrie.

Or, contre toute attente, plusieurs décompositions ont démontré que le procédé d'abattage par scrapers-rabots, dans le cas particulier de Gros-Pierre, a amélioré la granulométrie.

Le tableau III résume les décompositions effectuées.

TABLEAU II.

Abattage avec scraper-rabot			Abattage avec marteaux-piqueurs		
	Dépenses journalières	Prix de rev. à la tonne		Dépenses journalières	Prix de rev. à la tonne
<i>Matériel de scrapage</i> 870.125 10 ans 4,5 %	395,00	2,80	<i>Marteaux-piqueurs</i> 81.600 4 ans 4,5 %	81,20	0,58
<i>Jeux de couteaux</i> 38.750 1 an 4,5 %	145,00	1,05	<i>Air comprimé</i>	315,00	2,25
<i>Câbles</i> 1.650 F 30 jours } 2.200 F 25 jours }	143,00	1,02			
<i>Energie électrique</i>	107,00	0,76			
<i>Salaires</i>	15.982,00	114,16	<i>Salaires</i>	19.441,80	138,87
	16.770,00	119,77		19.858,00	141,70

TABLEAU III.

Siège N° 10. — Exploitation de Gros-Pierre à 725.

Catégories	Prix de vente à la tonne	Marteaux-pics		Scraper-rabot	
		Poids %	Prix de vente	Poids %	Prix de vente
Anthracite	Février 1958				
0/2	639	20,7	132	15,0	96
2/5	842	12,1	102	7,5	63
5/10	1.117	13,2	147	9,7	108
10/20	1.578	13,6	215	11,0	174
20/30	1.774	7,6	135	7,4	131
+ 30	1.482	52,8	486	49,4	732
Totaux		100 %	1.217	100 %	1.304

L'examen du tableau montre que l'abattage par scrapers-rabots améliore le pourcentage des éléments plus grands que 30 mm. Le bénéfice à la tonne produite est de 87 F.

Au total, nous obtenons un bénéfice de :
21,93 F + 87 F = 108,93 F

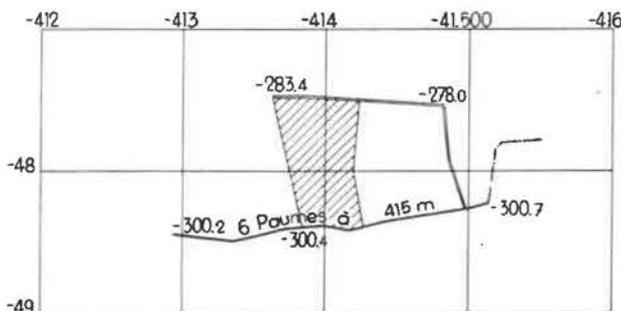


Fig. 2. — Plan d'exploitation de la couche 6 Paumes à 415 m. En quadrillé la surface exploitée par scraper-rabots.

2^e cas. — Siège N° 3. — Taille Ct dans 6 Paumes à l'étage 470-364 (fig. 2).

La taille a 80 m de longueur, comprise entre une voie de niveau à mi-tranche, à 415 m et un retour d'air en direction sous une zone dérangée.

La pente varie entre 0° et 19°.

La couche est régulière : charbon 40 ; faux mur 5 à 10.

Charbon moyennement dur.

Bon toit et bon mur.

Le soutènement en taille est réalisé par pilots placés entre toit et mur ; largeur des havées et écartement entre bois : 70 cm.

Contrôle du toit par terres rapportées et piles de bois.

La taille est équipée d'un, puis de deux scrapers-rabots Porte et Gardin en série.

Les bacs sont commandés par un treuil électrique Hasenclever de 60 ch, à deux tambours débrayables.

Le contre-guidage est le même que celui de l'exemple précédent.

Evacuation dans la voie de base par wagonnets. La taille est démarrée avec une attelée réduite dans le but d'éduquer le personnel.

Le tableau IV donne le détail de la répartition de ce personnel.

TABLEAU IV.
Siège N° 3. — Six Paumes à 415.

Personnel	Poste I	Poste II	Poste III	Résultats
Surveillance	1		1	
Abatteurs	4			
Robineur	1			
Transport	1			
Bossement voie de tête			3	
Contrôle du toit			3	
Serveurs matériel			2	
Totaux	7	—	9	
Total en taille		10		Production 23 t
Total hors taille		6		Rendement taille 2.300 kg
Total général		16		Rendement chantier 1.437 kg
				Avancement journ. 0,54 m

Nous avons pu faire la comparaison avec l'abatage au marteau-pic. Le rendement chantier est tombé de 1.437 kg à 1.043 kg.

Dans le cas d'application en couche mince, nous avons obtenu un supplément de rendement chantier de 39 % par l'abatage aux scrapers-rabots.

Comme dans le cas précédent, nous avons calculé le bénéfice correspondant à l'augmentation du rendement, compte tenu de l'amortissement du matériel et de la consommation d'énergie.

Le prix de revient à la tonne (amortissement énergie - salaires) est de 200,73 F pour les scrapers-rabots et de 289,54 F pour les marteaux-pics.

La mécanisation laisse un bénéfice à la tonne de 88,81 F.

Ce bénéfice de 88,81 F en couche de 45 cm est à rapprocher de celui de 21,95 F obtenu dans Gros-Pierre (70 à 80 cm).

A la réflexion, cet écart est logique :

d'une part, l'abatage au marteau-pic et le déplacement des installations sont d'autant plus pénibles que la couche est petite ;

d'autre part, l'abatage mécanique laisse, en taille de faible ouverture, un plus petit nombre de personnes pour un travail relativement facile. Il paraît normal d'obtenir un plus grand bénéfice de la mécanisation en couche mince qu'en couche moyenne.

Mais que devient la granulométrie ?

Le tableau V résume les décompositions obtenues.

TABLEAU V.
Siège N° 3. Six Paumes à 415.

Catégories	Prix de vente à la tonne	Marteaux-pics		Scraper-rabot	
		Poids %	Prix de vente	Poids %	Prix de vente
Maigres	Février 1958				
0/2	639	31,6	202	26,2	168
2/5	842	18,9	159	25,3	213
5/10	1.117	5,4	38	18,1	202
10/20	1.578	12,3	194	10,9	172
20/30	1.774	5,9	104	6,5	115
+ 30	1.482	27,9	415	13,0	193
Totaux		100 %	1.112	100 %	1.063

On constate que l'abattage mécanique dans ce cas amène une dégradation de la granulométrie avec une diminution du prix de vente de 49 F.

Quoi qu'il en soit, la méthode est payante puisqu'il reste un bénéfice à la tonne de $88,81 - 49 = 39,81$ F.

Remarquons que ces chiffres sont relatifs à une attelée réduite de la taille. Nous avons prévu d'organiser le chantier en vue de réaliser un avancement journalier de 1,70 m. Malheureusement, la taille est entrée prématurément dans une zone dérangée et a été arrêtée.

Ces deux cas d'application du scraper-rabot Porte et Gardin avec contre-guidage ont été fertiles en enseignements :

1) A condition de l'utiliser en couche régulière, avec bon toit et bon mur, cette méthode procure une augmentation de rendement d'autant plus importante que la couche est petite.

2) La granulométrie est améliorée dans le premier cas (couche 70 à 80 cm) ; elle est dégradée dans le second cas, en couche de 45 cm.

Il serait téméraire de vouloir tirer des conclusions définitives, chaque cas est un cas d'espèce. De toute manière, il faut retenir que l'abattage mécanique en couche mince peut réserver des surprises agréables.

3) Une installation d'abattage mécanique est coûteuse à l'achat. Mais dans le cas du scraper-rabot, les engins onéreux sont bien à l'abri en dehors de la taille.

4) Comme le matériel placé en taille est peu important, il est possible de décider du jour au lendemain de supprimer les scrapers-rabots et de reprendre l'abattage au marteau-pic.

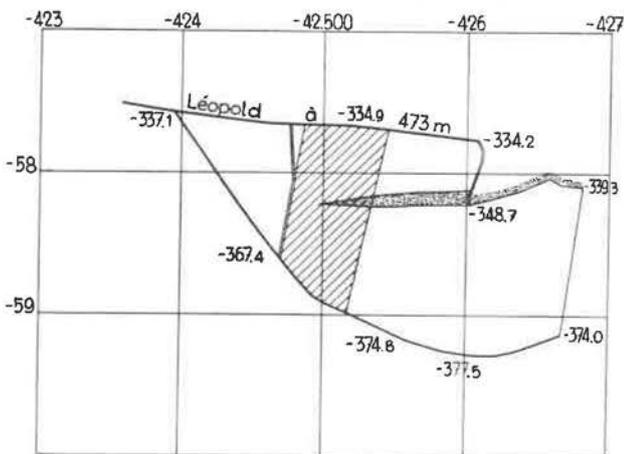


Fig. 5. — Plan d'exploitation de la couche Léopold sous 473 m. En quadrillé la surface exploitée par scraper-rabots.

5) Nous avons réalisé régulièrement une production journalière de 140 tonnes avec deux scrapers en taille. Pour obtenir cette production, ou davantage, il est indispensable d'utiliser un treuil puissant, commandé électriquement. Dans bien des charbonnages un treuil à air comprimé de 100 ch créerait une chute de pression tellement importante qu'un essai à peine commencé devrait être arrêté.

3° cas. — Siège N° 3. — Taille levant en défoncement sous 470. Installation sans contre-guidage (fig. 3).

La taille a 110 m de longueur, limitée à la base par un crochon de pied, à la tête par les anciens travaux de l'étage 470-570.

La pente varie de 4° à 16°.

La couche est régulière sauf une étreinte en grès de 6 m de longueur.

Composition moyenne : faux-toit 5 ; charbon 42.

Charbon tendre ; toit pesant et fissuré ; mur bon.

Soutènement en taille intégralement en bois : bèles chassantes de 3 m sur 4 bois ; la largeur de la havée est réduite à 1 m pour tenir compte de la mauvaise qualité du toit.

Contrôle du toit assuré par le creusement de fausses-voies en toit, non boisées, avec piles de bois intercalées entre les épis de remblai.

Evacuation en voie par deux convoyeurs à écaillés en série, commandés électriquement.

La taille est équipée progressivement de 1, de 2 et finalement de 3 scrapers-rabots Porte et Gardin. Cette installation fonctionne sans contre-guidage. Elle est commandée par un treuil « La Stéphanoise » de 100 ch, attaqué par un moteur électrique de 65 ch. Ce moteur est utilisé à sa limite de puissance, ce qui freine l'avancement journalier. Nous pensons pouvoir raboter à 2 postes, mais l'enlèvement préalable de l'étreinte, à l'explosif, immobilise le 2° poste et même une partie du 3°. C'est ainsi que la production journalière moyenne n'atteint que 54 tonnes pour un avancement moyen de 78 cm. Le rendement moyen chantier atteint cependant 1.700 kg, ce qui, dans les conditions de l'essai, est acceptable.

Malheureusement, en plus de l'étreinte, le toit se dégrade dans la partie inférieure ; plusieurs éboulements se produisent dans la havée laissée sans soutènement pour le passage du scraper. L'essai est interrompu en espérant des conditions plus favorables.

Bien que cet essai d'abattage mécanique ait été un échec, il a permis de tirer une conclusion importante : la méthode par scrapers-rabots sans contre-guidage s'adapte aisément à des longueurs moyennes de taille.

Rappelons que, dans l'exemple qui vient d'être décrit, la taille a une longueur de 110 mètres. Rien ne prouve que cette longueur est un maximum, nous

sommes persuadés du contraire. Il suffit d'utiliser un plus grand nombre de bacs-scrapers pour des longueurs de taille plus grandes. La longueur maximum ne dépend, pensons-nous, que de la limite de résistance des câbles.

Il faut évidemment adapter la puissance du treuil à l'effort nécessaire. On peut estimer qu'une puissance de 100 ch est prohibitive. Elle l'est certainement s'il s'agit d'un moteur à air comprimé ; mais s'il s'agit d'un moteur électrique, il supporte avantageusement la comparaison avec un treuil de 30 ch à air comprimé, qui demande une puissance de 200 ch au moteur du compresseur.

Cette exploitation sans contre-guidage nous a permis de faire une constatation curieuse : avec un scraper-rabot, le front de taille prend automatiquement une forme nettement convexe ; avec deux scrapers-rabots, cette convexité s'atténue visiblement ; avec trois scrapers-rabots, la taille devient pratiquement rectiligne, sauf les quelques mètres aux extrémités en raison de l'incurvation imposée par l'emplacement des poulies.

3. Poulies et amarrages.

Il est intéressant de consacrer quelques lignes à la question des poulies et de leur amarrage, car elle est d'une importance capitale pour assurer la bonne marche de l'installation.

a) Poulies.

Une poulie doit être en acier, très robuste et de grand diamètre, minimum 350 mm. Elle doit être montée sur roulements à billes ou à rouleaux. Elle doit être entièrement capotée, ne permettant pas au câble de sortir de la gorge. Elle doit être à chape ouvrante.

Cette poulie coûte cher, actuellement aux environs de 3.500 F, mais cette dépense est indispensable.

b) Amarrage.

Nous avons d'abord adopté, comme au Charbonnage de Wérister, le système préconisé par la firme Porte et Gardin. Monsieur Lemoine a démontré, au cours de son exposé du mois de janvier, que cet amarrage ne convenait pas. Il a été rapidement abandonné chez nous également.

Nous avons amarré alors nos poulies aux cadres Toussaint comme à Wérister. A la rigueur, cela peut convenir pour un scraper-rabot ; mais pour deux ou trois scrapers-rabots en série, nécessitant un treuil de 60 ou même de 100 ch, le pied du cadre TH est arraché ou plié.

Nous avons tenté de répartir l'effort de traction sur 3 cadres au moyen d'une poutrelle Grey de 200 mm et de 3 m de longueur. Cette poutrelle ne résiste pas davantage.

Finalement, nous avons adapté l'amarrage sur deux plaques en acier, fixées dans le mur par 4 broches ; sur la tête de chacune d'elles est placé un étançon (fig. 4).

Les broches ont un diamètre de 40 mm et une longueur de 50 cm.

Les deux plaques sont reliées entre elles par des chaînes de 25 mm de 3 m de longueur.

Les poulies sont fixées à ces chaînes par boulons.

Pratiquement, en voie de pied, comme en voie de tête, nous disposons d'un jeu de trois plaques d'amarrage : deux plaques sont en service, la troisième est placée à l'avance.

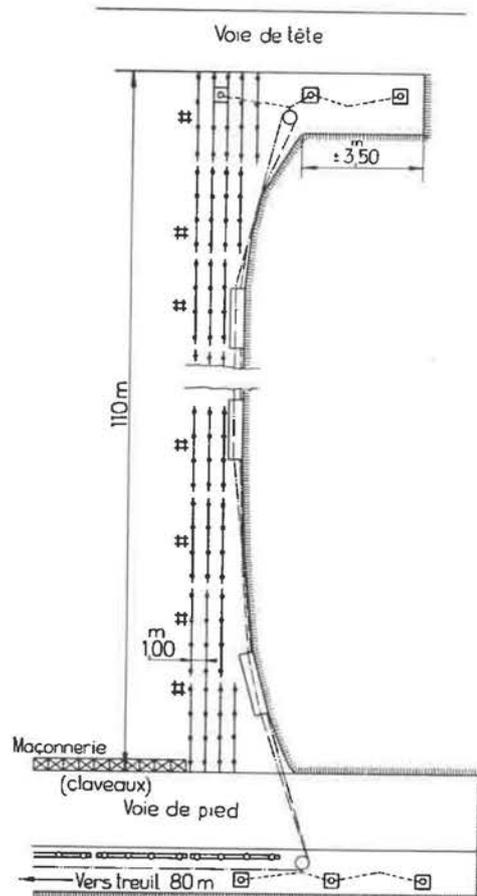


Fig. 4. — Exploitation par scraper-rabots sans contre-guidage. 3^{me} cas : disposition d'ensemble.

Récemment, nous avons mis au point un dispositif dérivé du précédent. Il a l'avantage de permettre l'avancement progressif des poulies sans aucune perte de temps.

La figure 5 en montre le fonctionnement : la chaîne d'amarrage est continue et tourne autour de deux galets fixés chacun sur une des plaques.

Un sylvestre permet le déplacement de la chaîne et par conséquent de la poulie. Le dispositif est bloqué au moyen d'une broche passée au travers d'un maillon contre un galet. Le passage à la

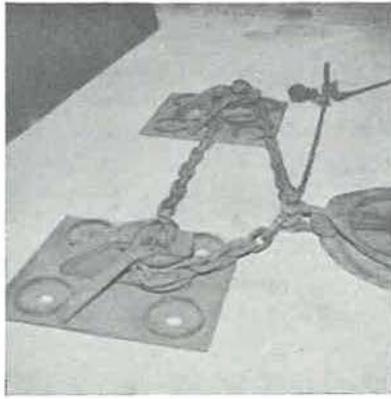


Fig. 5. — Amarrage de poulie sur chaîne sans fin, commandé par sylvestre.

troisième plaque est aisé, car le galet peut être enlevé très facilement, le pivot n'étant maintenu en place que par une cale.

4. **Chargement au pied de taille** (fig. 6).

L'agencement du chargement conditionne le bon fonctionnement d'une installation de scraper-rabot. Le chargement direct du scraper-rabot de la taille dans des wagonnets, crée des difficultés qui se traduisent à la fin du poste par une perte de temps considérable. Or, il ne faut pas oublier que le rendement de l'installation dépend essentiellement du nombre de va-et-vients réalisés par les bacs-scrapers. Toute interruption signifie une perte de production qu'il n'est pas possible de rattraper, car la vitesse de circulation des bacs est une constante.

Le chargement direct à wagonnets est à rejeter. Il faut obligatoirement installer un système de chargement continu : transporteur à courroie, transporteur à écailles ou scrapers.

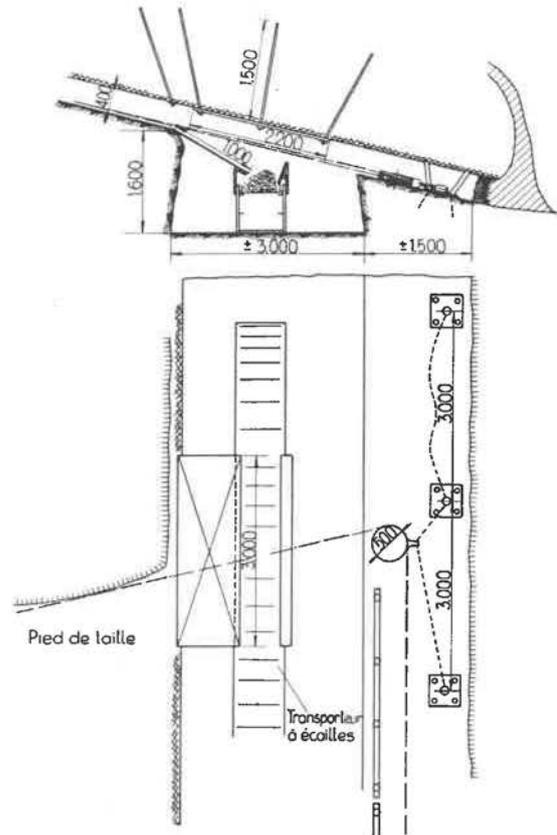


Fig. 6. — Exploitation par scraper-rabots sans contre-guidage. 3^{me} cas : dispositif de chargement au pied de taille.

B. — La scie à charbon Neuenberg

1. **Description** (fig. 7).

La scie à charbon Neuenberg permet l'exploitation de couches régulières pentées à plus de 44°, en bons terrains.

Cet engin consiste en un plateau de 2,10 m de longueur, de 0,64 m de largeur et de 8 cm d'épaisseur. Il se compose de trois pièces reliées entre elles par charnières. Les articulations permettent à la scie de s'adapter plus ou moins aux inégalités du mur.

Sur le long côté, face au charbon, la scie est munie de 12 galets supports de coupeaux. Chaque

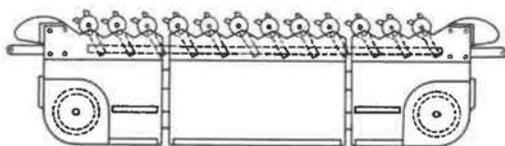


Fig. 7. — Plan schématique de la scie Neuenberg — Encombrement : longueur 2,10 m — largeur 640 mm — hauteur 80 mm.

galet porte deux coupeaux de havage en métal dur. L'un est placé pour scier en montant, l'autre pour scier en descendant. Les galets sont actionnés par une chaîne Galle solidaire du câble de traction. Suivant le sens de marche, la chaîne amène les coupeaux correspondants en position de sciage.

La scie Neuenberg travaille exactement comme un scraper-rabot à câbles sans contre-guidage.

Le constructeur préconise la disposition reproduite sur le schéma de la figure 8.

Le câble de traction est disposé côté charbon, le câble de retour passe au travers de la scie. Les deux poulies de tête de taille sont superposées et fixées sur un support orientable suivant la pente de la taille. Ce support coulisse sur un châssis de 4,50 m de longueur au moyen d'une vis à racagnac ou d'un palan. La poulie de pied de taille se déplace librement sur un châssis orienté de telle façon que la traction des câbles assure son avancement en avant du front.



Fig. 8. — Abattage par scie Neuenburg. Schéma de l'installation préconisée par le constructeur.

Le mouvement de va-et-vient des câbles est obtenu par deux treuils réversibles à air comprimé de 20 ch, disposés en file ; l'un des treuils actionne la scie vers le haut, tandis que le second la retient sur le câble de retour. Une soupape de commande règle l'arrivée de l'air comprimé aux moteurs afin que ceux-ci puissent éventuellement travailler comme compresseur. De cette façon, le câble de retour qui traverse le corps de la scie, garde la tension dé-

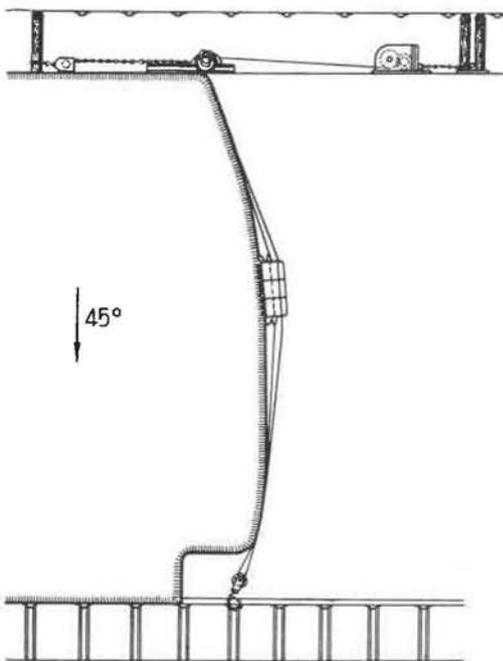


Fig. 9. — Abattage par scie Neuenburg. Schéma de l'installation réalisée aux Charbonnages du Gouffre.

sirée et la scie est maintenue fermement contre le charbon.

Plusieurs exploitations en dressant dans la Ruhr utilisent la scie Neuenburg avec succès. L'ouverture est de 0,50 m minimum. Le rendement taille aurait atteint, paraît-il, 6 tonnes pour une production journalière de 80 t. L'inclinaison minimum est de 44° et la longueur maximum de 120 mètres (2).

Nous basant sur les réalisations de la Ruhr, nous avons pensé qu'il serait possible d'exploiter par ce procédé une taille de 100 m de longueur dans la couche Léopold, à notre siège N° 7. L'ouverture n'atteint que 27 à 32 cm, localement 19 cm.

Notre installation (fig. 9) n'est pas exactement celle préconisée par le constructeur de la scie, pour deux raisons :

1) d'une part, notre politique est de réserver l'air comprimé uniquement aux marteaux-piqueurs, perforateurs et chargeuses. Pratiquement, tous les engins de transports, aussi bien en taille qu'en galerie, sont électrifiés. Cette électrification nous a permis de ne pas augmenter notre puissance de compression, bien que la capacité de production du siège

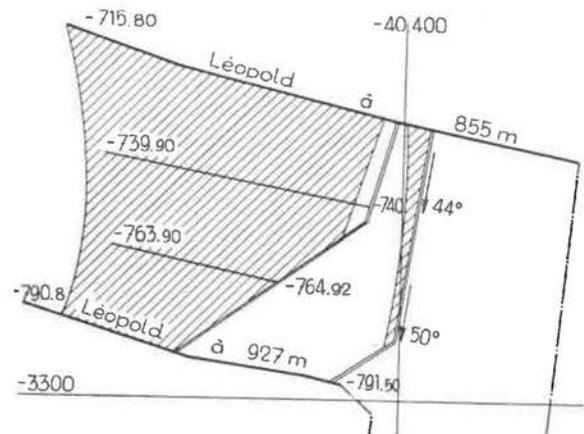


Fig. 10. — Plan d'exploitation de la couche Léopold à 927 m. En quadrillé la surface exploitée par scie Neuenburg.

ait été doublée. Dans ces conditions, l'installation de deux treuils à air comprimé de 20 ch était impensable.

2) d'autre part, nous avons un treuil de scrapage disponible ; nous estimions que la scie Neuenburg et le scraper-rabot sans contre-guidage travaillent dans les mêmes conditions. Malgré l'avis défavorable du constructeur, nous décidons de tenter de scier avec ce treuil.

Il s'agit d'un treuil Pikrose à deux tambours débrayables commandé par un moteur antigrisouteux de 36 ch de puissance nominale, pouvant développer 75 ch pendant 30' et atteindre 90 ch en pointe.

Les câbles de 250 m de longueur ont 16 mm de \varnothing — composition : 6 torons de 19 fils de 1 mm, âme en textile, charge de rupture 10.500 kg, vitesse de translation de la scie 0,80 m.

(2) Glückauf, 31 août 1957, p. 1069/1084.

Par ailleurs, nous n'avons pas adopté le dispositif de la poulie du pied de taille. Nous avons placé une poulie de scrapage de 350 mm Ø, fixée par chaîne au cadre de la voie de base.

La signalisation entre les niveaux de 927 et 855 est double : d'une part, par lampes et boutons poussoirs, d'autre part, par téléphone.

Le montage est creusé sur pente en faisant tomber un banc de toit de 80 cm (fig. 10).

Une havée de 1,50 m de largeur est déhouillée tout le long du montage ; une file de bèles chassantes reprend le banc du toit.

Les voies sont creusées à l'avance pour avoir l'assurance de déhouiller sans interruption à trois postes, dimanche compris. Nous espérons que le déhouillement sera plus rapide que l'affaissement du toit. Etant donné la faible ouverture, nous pensons que

le toit rejoindra le mur à l'arrière sans se casser. Notre but est de réaliser la taille sans homme.

2. La taille sans homme.

a) Premier essai.

L'attelée par poste était de 6 personnes.

Surveillant	1
Conducteur treuil	1
Avancer poulies en tête	1
Avancer poulies au pied	2
Robineur	1
	—
Total :	6

L'évolution du premier essai est donnée au tableau VI.

TABLEAU VI.

Scie Neuenberg — Taille Ct Léopold à 927

1^{er} essai.

	Personnel	Nombre de trajets A.R. de la scie	Production tonnes nettes	Avancement	
				au pied	en tête
1 ^{er} jour - Poste I	6	113	15	—	1,50
» II	6	200	26	0,50	1,40
» III	6	74	13	—	0,35
2 ^{me} jour - Poste I	6	96	38	—	2,10
» II	6	140	33	0,50	1,60
» III	6	Chute de faux-toit. Terres amenées au robinage par circulation de la scie			
3 ^{me} jour - Poste I	6	70	12	0,30	—
» II	6	40	5	éboulement	
Totaux	48		142	1,30	6,95
Rendement chantier			$\frac{142}{48} = 2,958$ tonnes		

Au poste II du troisième jour, la taille s'est éboulée et la scie est prisonnière dans l'éboulement.

Nous supposons que la taille a subi une forte pression de démarrage ayant occasionné le foudroyage jusque contre les fronts.

Nous décidons de rétablir le front. Le remontage et la préparation d'un passage non boisé pour la scie demandent deux mois de travail. Nous tentons alors le deuxième essai.

b) Deuxième essai.

Malheureusement, le premier jour, au deuxième poste, la taille s'éboule complètement et tous nos espoirs de réaliser la taille sans homme dans ce panneau s'évanouissent.

Néanmoins, nous sommes persuadés qu'il existe dans nos gisements, des couches extra-minces, en fort pendage, à toit raide, où toit et mur se souderaient à l'arrière sans fracturation à front. Dans ces conditions, la taille sans homme devrait réussir.

De ces deux essais, nous avons pu dégager deux conclusions :

1) il n'existe plus de problème d'abattage de couches minces en dressant ; la scie Neuenberg est l'engin parfaitement adéquat qui réalise l'abattage sans aucune mise au point ;

2) le problème à résoudre est le contrôle du toit.

Signalons que la scie, de par sa construction, a toujours été récupérée intacte dans tous les éboulements qui l'ont emprisonnée ultérieurement.

c) **Troisième essai** (fig. 10).

La taille sans homme n'ayant pas réussi, nous décidons de tenter l'abattage mécanique avec scie en soutenant le toit. La taille est remontée une nouvelle fois le long d'une cheminée cadrée. Deux fausses voies cadrées sont amorcées en vue de remblayer la taille complètement.

Le soutènement est réalisé chassant en bois : rallonges de 3 m sur 4 bois ; le passage de la scie impose de laisser 1 m sans soutènement au début du poste d'abattage. Nous décidons de ne pas dépasser 1 m d'avancement journalier pour n'avoir que 2 mètres au maximum sans soutènement. Nous réalisons ainsi des havées de 1 m.

La section des deux fausses-voies est calculée de façon à produire exactement le volume de terres nécessaire au remblayage complet de la taille.

Les remblais sont maintenus en place par des planches de 25 cm de largeur clouées debout sur les bois.

L'abattage se fait au poste I, les postes II et III étant réservés au soutènement et au remblayage.

Dès le début, nous constatons que des déboisages se produisent pendant l'abattage, en raison des projections de charbon sur les bois. Nous pallions cet inconvénient en poussant la tête de taille de manière à coucher le front de taille sur l'ennoyage. Après plusieurs jours de tâtonnement, nous avons constaté que la position idéale est de mettre le front de taille sur la plus grande pente à proximité de la voie de base, de l'infléchir ensuite progressivement pour l'amener franchement sur l'ennoyage en tête. Cette disposition a été maintenue par la suite et plus aucun déboisage ne s'est produit (fig. 10).

Nous n'avons eu aucune difficulté à habituer le personnel à la conduite du sciage. Après quelques semaines, la production s'est régularisée et l'organisation s'est stabilisée comme l'indique le tableau VII.

TABLEAU VII.

Scie Neuenburg — Taille couchant Léopold à 927.
3^{me} essai.

	Poste I	Poste II	Poste III	Résultats
Surveillants	1	1	1	
Treuil	1			
Avancer poulie au pied	1			
Chargeur - conduct. cheval	1			
Boiseurs		6		Trajets de la scie : 85
Placer planches de remblayage			1	Avancement journalier : 1 m
Creuser retour d'air			4	Production : 48 t
Fausses voies			2	Rendement chantier: 1.842 kg
Remblayeurs			4	
Déplacer trémie			1	
Matériel			2	
	4	7	15	
Total		26		

Ce rendement chantier de 1.842 kg est faussé parce qu'il ne comprend pas le bosseyement de la voie qui a été creusé à l'avance. Il faudrait donc ajouter 4 personnes pour avoir le rendement réel du chantier. Le personnel total serait ainsi de 30 personnes pour une production de 48 t, ce qui donne un rendement de 1.600 kg.

Tenant compte des incidents toujours possibles comme chutes de toit, avaries au câble, perte de pics, etc... on peut compter sur un rendement chantier moyen de 1.500 kg.

Dans les conditions économiques actuelles, ce rendement de 1.500 kg est encore acceptable.

Il est susceptible d'être amélioré si la tenue du toit permettait d'augmenter la largeur de la havée. Nous avons l'espoir de pouvoir le faire. Dès lors, l'avancement journalier pourrait être porté de 1 m à 1,20 m, voire même 1,50 m, ce qui serait possible en augmentant la vitesse de translation de la scie. Nous pensons pouvoir réaliser une vitesse de 1,50 m/seconde en utilisant un treuil de 100 ch. Le personnel total resterait sensiblement le même qu'actuellement, ce qui permettrait d'atteindre un rendement moyen chantier de 1.750 kg pour 1,20 m d'avancement et de 2.200 kg pour 1,50 m d'avancement journalier.

3. Granulométrie.

Il est évident que le rendement en gros en dressant est peu favorable.

Il sera peu favorable, quelle que soit la méthode d'abattage utilisée. Nous n'avons pu établir la granulométrie de l'abattage au marteau-pic, car ce procédé est de toute manière exclu dans des ouvertures de 27 à 32 cm.

Les résultats de nombreuses décompositions de wagonnets sont repris dans le tableau VIII.

TABLEAU VIII.

Siège N° 7. — Exploitation de Léopold Ct à 927. Scie Neuenburg.

Catégories	Prix de vente à la tonne	Poids %	Prix de vente
Anthracite	Février 1958		
0/6	854	36,3	310,00
6/12	1.155	17,6	203,28
12/22	1.596	17,4	277,70
12/35	1.775	8,4	149,10
+ 35	1.482	20,3	300,85
Totaux		100 %	1.240,93

Compte tenu d'une dégradation de quelque 10 % due au passage au triage-lavoir, on constate que la granulométrie n'est pas défavorable.

4. Prix de revient.

Le renseignement intéressant est de connaître la dépense occasionnée par la mécanisation, rapportée à la tonne nette produite.

Le tableau IX en donne le détail.

La dépense en frais d'installation et d'entretien est relativement faible. Remarquons que l'utilisation de treuils à air comprimé aurait une influence extrêmement défavorable, puisque le poste Consommation d'énergie à lui seul, atteindrait un ordre de grandeur de 28 F et dépasserait à lui seul toutes les autres dépenses réunies.

5. Conclusions.

1) La méthode d'abattage par scie Neuenburg en couche extra-mince est rentable même en présence d'un toit médiocre, à condition de boiser à 1 m des fronts et de remblayer la taille complètement.

2) La prospection de veiniats en dressant, considérés jusqu'ici comme inexploitable, est de nature à augmenter les réserves de nos charbonnages dans les étages actuels ou futurs.



Fig. 11. — Abattage par scie Neuenburg. Vue d'ensemble de l'installation dans la galerie de retour d'air.

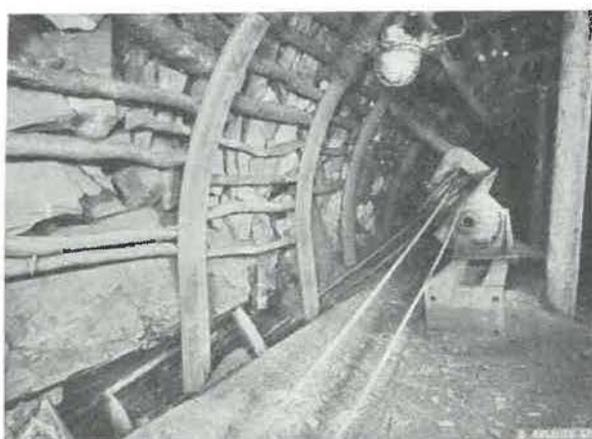


Fig. 12. — Abattage par scie Neuenburg. Le châssis porté poulies et la tête de taille.



Fig. 13. — Abattage par scie Neuenburg. Vue plongeante montrant la scie en tête de taille.

3) Les charbonnages qui possèdent des treuils de scrapage sont bien placés pour tenter des essais peu coûteux, aussi bien en personnel immobilisé qu'en achat de matériel.

En effet, le treuil étant supposé existant, l'installation complète peut être acquise pour 140.000 F.

TABLEAU IX.

N^o 7 — Installation scie Neuenburg Léopold Ct 927.
Prix de revient.

	Valeur février 1958	Durée d'amortissement	Prix de revient à la tonne pour 10.000 t an
Scie avec attaches	68.438,—	10 ans	0,86
Cadre + poulies de tête	51.783,—	3 ans	1,88
Poulie de pied	3.500,—	1 an	0,37
Treuil Pikrose avec moteur et appareillage	252.000,—	10 ans	3,18
1 pic par 100 t	234,—	—	2,34
1 câble 16 mm par 600 t	5.716,—	—	9,53
Energie électrique 170 kWh pour 40 t	kWh = 1,—		4,25
Divers			1,00
			Total : 23,41

La scie seule, équipée de ses pics (+ 24 pics de réserve) ne coûte que 80.000 F.

Ces prix sont donnés pour matériel rendu charbonnage, toutes taxes comprises.

4) Enfin, et ceci est important, nous avons prouvé que cette méthode pouvait s'appliquer à des longueurs de taille de 100 mètres. Il n'est pas certain que cette longueur de 100 m soit un maximum.

Recherches sur la sécurité du tir électrique

par J. FRIPIAT

Directeur divisionnaire des Mines,
Administrateur-Directeur de l'Institut National des Mines de Frateries-Paturages.

SAMENVATTING

Deze studie werd reeds behandeld in een mededeling aan de VIII^e Internationale Conferentie van de directeurs der proefstations die in juli 1954 in het proefstation van Dortmund-Derne (Duitsland) gehouden werd.

Haar publicatie in de *Annalen der Mijnen* verrechtvaardigt zich door het feit dat ze enerzijds het belang aantoot, voor de veiligheid, van de beperking op 4 milliseconden van de duur van de ontstekingsstroom en dat anderzijds deze voorwaarde opgenomen werd in de erkenningsnormen voor afvuurtoestellen, vastgesteld door de omzendbrief n^o 109 dd. 26-4-1958 van de Algemene Directie der Mijnen.

Welke zorg ook besteed zij aan de isolatie van de schietkring, kunnen zich contacten voordoen tussen de geleiders wegens beschadigingen veroorzaakt door de mechanische uitwerkingen van de ontploffingen.

Deze contacten zijn zonder invloed op het ontvlammingsgevaar van mijngas indien ze zich voordoen binnen een tijdruimte van 4,9 milliseconden na het inschakelen van de schietstroom.

In bijlage is de lijst opgenomen van de afvuurtoestellen die sinds 1953 werden erkend en die voorzien zijn van een schikking die de duur van de schietstroom op 4 milliseconden beperkt.

De gevoeligheid van de ontstekers die tegenwoordig in België gebruikt worden is voldoende om geen mislukkingen te hebben bij zulke beperking, op voorwaarde dat de stroomsterkte minstens 1 A bedraagt.

AVANT-PROPOS

Ces recherches ont déjà fait l'objet d'une communication que nous avons présentée à la VIII^{me} Conférence internationale des Directeurs des Stations d'Essai, tenue en juillet 1954 à la Station de Dortmund-Derne (Allemagne).

Si nous les publions maintenant dans les *Annales des Mines de Belgique*, c'est parce qu'elles montrent l'intérêt que présente, pour la sécurité, la limitation à 4 millisecondes de la durée du courant de tir et que cette condition figure parmi les normes d'agrément des exploseurs énoncées dans la circulaire n^o 109 du 26 avril 1958 de la Direction générale des Mines.

Introduction.

Le tir électrique peut, suivant les circonstances, constituer dans les mines grisouteuses un risque d'inflammation qui résulte de la production toujours possible d'étincelles et de leur aptitude plus ou moins grande à allumer les mélanges d'air et de grisou.

Il existe sans doute des exploseurs de « sécurité intrinsèque » dont le fonctionnement reste inoffensif en toutes circonstances, mais ces machines sont gé-

néralement de puissance réduite et, par conséquent, d'application limitée.

Nous n'avons donc ici en vue que les exploseurs à magnéto ou dynamo, d'utilisation courante en Belgique et dont les plus petits formats sont encore capables de faire partir une dizaine au moins de charges connectées en série.

L'énergie de ces machines est évidemment suffisante pour donner des étincelles dangereuses aux organes de production et de commutation du cou-

rant, ainsi qu'aux endroits de la ligne où il y aurait éventuellement des courts-circuits.

Dans les mines grisouteuses, on ne peut donc utiliser que des explosifs pourvus d'une enveloppe antidéflagrante et des lignes parfaitement isolées.

Ces mesures ne suppriment cependant pas d'une manière certaine et définitive le risque d'inflammation par étincelle électrique. Les actions mécaniques consécutives à l'explosion des charges (projections de matériaux, chasses d'air et de gaz) peuvent en effet couper les fils, dégrader les isolants, mettre en contact les conducteurs et les connexions des détonateurs (celles-ci ne sont généralement pas isolées).

Si, à ce moment, la ligne est encore sous tension, des étincelles jailliront aux points de rupture du circuit et aux endroits des courts-circuits.

Expériences de Liévin.

Ces incidents ont été étudiés jadis par la Station de Liévin (1).

Taffanel et ses collaborateurs utilisèrent à cette fin un indicateur Deprez, appareil comportant un tambour tournant à une vitesse connue et régulière sur lequel s'inscrivaient les mouvements de leviers actionnés par des électro-aimants.

L'un de ces électros enregistrait le courant d'allumage et les rétablissements éventuels du courant par contact dans la ligne.

L'autre électro servait à signaler le mouvement du massif ; il était inséré dans un circuit comprenant en plus une batterie d'accumulateurs et un interrupteur.

Cet interrupteur était constitué par deux pièces conductrices distantes de quelques millimètres : une plaque de clinquant collée au rocher et une pointe portée par un piquet.

La plupart des expériences furent effectuées dans des chantiers souterrains ; la ligne de tir était faite de deux fils nus (fer galvanisé) attachés aux bois de soutènement.

Dans l'ensemble, elles montrèrent que des contacts (contacts postérieurs) pouvaient se produire : — dans le trou de mine, quelques millièmes de seconde après l'explosion du détonateur (contacts intérieurs) ;

— en dehors du rocher, trois à quatre centièmes de seconde après l'explosion du détonateur (contacts extérieurs).

Pour supprimer à coup sûr les étincelles occasionnées par les contacts extérieurs (les seuls dangereux), les expérimentateurs proposèrent de réduire à 3 centièmes de seconde, la durée du débit des explosifs.

Cette proposition fut adoptée par la plupart des stations d'essais. En Belgique notamment, tous les explosifs agréés par l'Institut National des Mines depuis 1933 sont pourvus d'un dispositif soit mécanique, soit électromagnétique, qui ne laisse passer le courant dans la ligne qu'à partir du moment où il atteint sa valeur maximum et qui l'interrompt dans le délai de 30 millisecondes.

Des prescriptions établies par les autorités allemandes ont imposé cependant une durée plus réduite encore du temps de débit, soit 4 millisecondes (2).

La disproportion entre ce délai et celui indiqué par la Station de Liévin est tellement frappante qu'il nous a paru utile de reprendre avec d'autres moyens, les recherches de Taffanel.

Expériences de l'Institut National des Mines.

Ces expériences ont été effectuées dans les galeries en creusement au rocher du Bois de Colfontaine ; chaque tir, quelle que soit la disposition des charges (coups de bouchon, coups de bosseyement), servait d'expérience.

Il n'a été fait usage que de lignes isolées suspendues aux cadres de soutènement en acier (profil T).

Les conditions étaient donc différentes de celles des expériences Taffanel (fils nus, soutènement en bois). (On verra ultérieurement que la présence de matériaux conducteurs au voisinage de la ligne est favorable à la réalisation de contacts dangereux.)

On a fait au total 183 tirs :

a) 112 tirs, groupés en six séries, ont été consacrés à la mise en évidence des rétablissements du courant, postérieurs à l'explosion des charges ; ces rétablissements ont été enregistrés à l'oscillographe.

Pour certains tirs, nous avons en plus enregistré la mise en branle du rocher et cela pour nous permettre de distinguer parmi les rétablissements ou contacts postérieurs, ceux se produisant soit avant, soit après la dislocation complète de la roche.

b) 71 tirs d'une seule charge ont été effectués en grisou dans des conditions telles que, s'il y avait inflammation, celle-ci ne pouvait être imputée qu'à des contacts se produisant dans le circuit postérieurement à l'explosion de la charge.

Etude des contacts postérieurs.

Nous avons utilisé, pour les enregistrements, un oscillographe électromagnétique Siemens.

Cet appareil possède trois boucles dont les mouvements sont inscrits par trois spots lumineux qui se déplacent verticalement sur le papier sensible porté par un tambour tournant.

(1) Voir note sur le tir électrique par MM. Taffanel, Dautriche, Durr et Perrin.

Annales des Mines de France. Tome VII, pages 6 à 261 (année 1919).

(2) Voir « Anlage zur Polizeiverordnung über den Vertrieb von Sprengmitteln an den Bergbau vom 6 März 1952. Bestimmungen für slagwettersichere Zündmaschinen ».

« aa) Die Zündstromdauer darf nicht mehr als 4 Millisekunden betragen ».

L'appareil enregistre simultanément :

a) le courant passant par le circuit de tir (boucle inférieure) et fourni par une batterie d'accumulateurs.

Pour la mise à feu, on pousse sur un interrupteur à bouton et on maintient le courant pendant un certain temps.

Sur le film, on voit donc le courant passant par le détonateur (courant d'allumage), puis éventuellement les rétablissements par contacts postérieures entre les conducteurs.

b) la tension de l'alternateur (boucle supérieure).

Celui-ci, actionné par un moteur à essence, alimente le moteur commandant le tambour.

c) le mouvement du rocher.

Cet enregistrement est réalisé par un circuit comportant deux fils parfaitement isolés, une pile sèche, la troisième boucle (ou boucle moyenne) de l'oscillographe et enfin un dispositif indicateur.

Ce dispositif a été d'abord un fil de cuivre de 0,2 mm de diamètre emprisonné entre deux bandes de papier de 10 cm de largeur, collées par une substance adhésive. Ces feuilles étaient appliquées sur la pierre et maintenues fermement à leurs extrémités par des bois calés entre les parois. Le fil étant inséré dans le circuit, l'écartèlement du rocher était signalé par l'interruption du courant passant dans la boucle de l'oscillographe.

Nous avons utilisé ensuite le dispositif des expérimentateurs français : une pointe métallique portée par un étau et, à quelques millimètres de cette pointe, une feuille métallique collée sur la pierre. Le mouvement était noté alors par la fermeture du circuit d'enregistrement.

Le système pointe-feuille est le plus précis en ce sens qu'il signale le mouvement de la pierre dès son origine ; mais ceci suppose qu'on puisse prévoir la partie du massif qui se déplacera la première.

Le comportement du fil de cuivre avec bandes de papier est tout autre. Il s'allonge d'abord, puis se brise avec un certain retard, variable avec la distance entre les points de calage contre le rocher.

Par contre, cet indicateur est sensible à tout ce qui peut rapprocher les conducteurs : mouvement des pierres, souffle des gaz de détonation par les fissures.

La figure 1 représente un oscillogramme (Essai 28).

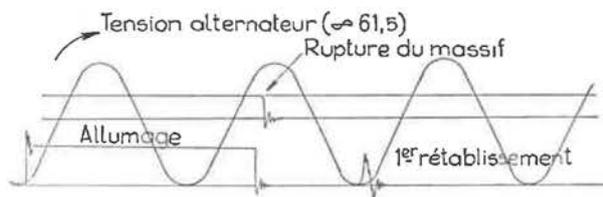


Fig. 1.

On y voit :

1) la courbe ondulée de la tension de l'alternateur (61,5 périodes par seconde), qui sert d'échelle du temps, une période complète représentant 1/61,5 seconde (1 mm = 0,397 ms) ;

2) la ligne d'intensité légèrement décroissante du courant d'allumage ;

(Il s'agit d'une amorce à poudre, à allumage assez lent ; ce type n'est plus utilisé en Belgique).

3) la rupture du massif, 0,6 ms après l'interruption du courant d'allumage ;

4) le premier rétablissement, 10 ms après l'interruption du courant d'allumage.

Après chaque essai, nous avons examiné l'état du circuit de tir en vue de déterminer ce qui aurait pu causer le rétablissement du courant par contact postérieur.

Cet examen ne donne pas toujours de résultat probant. Un rétablissement de courant bien visible sur l'oscillogramme peut être le résultat d'un contact postérieur momentané dont on ne retrouve aucune trace à front, et vice versa, un contact relevé lors de l'examen dans la galerie après le tir peut s'être produit après l'interruption définitive du courant d'allumage et ne pas être inscrit sur le film.

Nous aurons soin néanmoins d'indiquer, dans le compte rendu des essais, les constatations qui nous ont paru mériter une mention spéciale.

Compte rendu des essais.

Première série (Essais 1 à 16).

16 tirs effectués dans deux boueux creusés, l'un en terrains schisteux tendres et humides, l'autre en terrains gréseux très durs et secs.

Ces tirs ont comporté des nombres divers de charges (1 à 12) d'explosifs soit brisants, soit antigrisouteux.

La ligne faite de deux fils isolés et torsadés était raccordée aux détonateurs par des ligatures non isolées.

Dans un seul cas, il y eut rétablissement du courant dans le circuit de tir ; le fait s'est produit 114 ms après que ce courant avait été interrompu par l'explosion du détonateur.

Deuxième série (Essais 17 à 43).

Les tirs de la seconde série, comme ceux des séries 3, 4 et 5, ont été effectués dans des voies de chassage en grès dur.

La deuxième série comporte 27 tirs dont :

— 1 tir de 3 charges d'explosif brisant (coup de bouchon)

— 26 tirs d'une seule charge de bosseyement (explosif brisant 11 tirs, explosif antigrisouteux 15 tirs).

La ligne est disposée comme il a été indiqué pour la première série.

Pour chaque tir, la mise en branle de la pierre est enregistrée par une bande de papier avec fil conducteur.

Le courant d'allumage est réglé au préalable à 1 ampère.

Dans cinq cas, il y eut rétablissement du courant dans le circuit postérieurement à l'explosion du détonateur.

Au tableau I, nous avons, pour chacun d'eux, reporté d'après les enregistrements à l'oscillographe et en prenant comme origine la fin du courant d'allumage :

a) le temps de la rupture du massif, c'est-à-dire le délai dans lequel le fil conducteur appliqué sur la roche a été coupé;

b) le temps du rétablissement, c'est-à-dire le délai dans lequel le courant a été rétabli dans la ligne, par contact entre les conducteurs.

TABLEAU I.

N° de l'essai	Temps en millisecondes	
	de la rupture du massif	du rétablissement
28	0,6	10,0
30	0,5	29,7
34	7,20	48,60
40	1,50	35,0
42	2,0	20,4

Les temps de rupture sont extrêmement brefs pour les essais 28 et 30 ; il s'agissait alors de bancs dégagés suivant trois faces ; le front et deux faces parallèles à la charge ; ce n'était pas le cas pour les trois autres essais.

Les rétablissements se sont toujours produits postérieurement au déplacement du rocher.

Certains essais (28, 30 et 40) ont donné plusieurs rétablissements successifs ; les temps indiqués au tableau se rapportent au premier rétablissement qui a suivi l'explosion de la charge.

Après l'essai 30, les fils du détonateur (une seule charge) étaient encore connectés à la ligne ; à l'extrémité opposée, ils étaient dénudés sur 10 mm de longueur.

Le courant rétabli dans le circuit était de :

0,75 A pour les tirs 28 et 42

1,35 A pour les tirs 30 et 40

1,50 A pour le tir 34.

L'intensité de ce courant dépend de la résistance du contact ; il n'est donc nullement étonnant qu'elle soit dans certains cas inférieure à celle du courant d'allumage malgré la mise hors circuit du détonateur ou, en d'autres termes, malgré la réduction apparente de la résistance du circuit. L'intensité de 0,75 A a d'ailleurs été observée lors de contacts extrêmement brefs et il est possible que, du fait de l'inertie, cependant très faible, de la boucle de

l'oscillographe, celle-ci n'ait pu atteindre sa position d'équilibre.

Troisième série (Essais 44 à 67).

23 tirs de bossement (une seule charge) et un de bouchon (deux charges) d'explosif brisant ou antigrisouteux.

La ligne est identique à celle des deux premières séries d'essais, mais nous avons cette fois rapproché systématiquement l'une de l'autre les ligatures terminales non isolées de la ligne.

Les deux conducteurs isolés et torsadés étaient suspendus au soutènement sous les éclisses réunissant les deux branches des cadres, puis descendaient à proximité du front.

Les connexions se trouvaient à la même hauteur et alignées dans une direction soit parallèle, soit perpendiculaire à celle de la galerie.

Elles pendaient librement dans le vide (17 tirs) ou bien étaient posées sur le rocher ou sur les déblais (7 tirs).

Au cours des essais, la distance entre les connexions a varié de 4 à 20 cm.

Toutes ces dispositions étaient évidemment favorables à la mise en contact des extrémités de la ligne, mais notre but était précisément de faire ressortir les conséquences qui pouvaient en résulter.

Le déplacement du massif est encore signalé par la rupture d'un fil conducteur.

Pour 11 tirs, il y eut rétablissement du courant dans la ligne après l'allumage des charges. Ces tirs sont reportés au tableau II.

TABLEAU II.

N° des tirs	Distance entre les ligatures (cm)	Temps à partir de l'explosion	
		de la rupture du massif (ms)	du rétablissement (ms)
45	12	—	3,2
46	5	13,8	6,76
48	5	1,9	11,8
50	6	4,6	7,6
51	4	2,06	26,9
52	20	0,79	84,0
61	15	—	16,32
63	12	3,91	160,95
64	20	3,23	156,48
65	20	2,56	75,8
66	20	2,07	126,0

Pour le tir 45, la charge ne comportait qu'une cartouche d'explosif brisant poussée avec un bourrage d'argile de 7 cm au fond d'un trou de 1,10 m foré dans un banc du toit. Il y eut simplement décollement du banc et expulsion du bourrage. C'est pour cette raison que la bande de papier avec fil conducteur, placée sur la pierre transversalement

au fourneau et à mi-longueur de celui-ci, ne fut pas déchirée.

Le tir 46 a été effectué dans le fourneau du tir 45 avec une charge de 2 cartouches légèrement bourrée comme la précédente. Il y a lieu de croire que les connexions ont subi très tôt le souffle des gaz de détonation, avant que le banc ne soit brisé. On peut expliquer ainsi ce fait anormal, d'un rétablissement en avance de 7,04 ms (13,80 — 6,76) sur la rupture du banc.

Les 13 autres tirs de la série pour lesquels il n'y a pas eu de rétablissement se répartissent comme suit (tableau III).

TABLEAU III.

Distance entre les connexions (cm)	Nombre de tirs
11	1
13	1
15	5
20	6

On notera que, pour les distances de 15 et 20 cm, ou bien il n'y a pas eu de rétablissement ou bien celui-ci s'est produit au plus tôt 16,32 ms après l'explosion du détonateur (tir 61 du tableau II).

Quatrième série (Essais 68 à 81).

14 tirs se décomposant comme suit :

— 1 tir de bouchon d'une charge d'explosif anti-grisouteux ;

— 13 tirs de bossement d'une charge d'explosif brisant (12 tirs) ou d'explosif antigrisouteux (1 tir).

La ligne de tir est faite de deux conducteurs isolés, distants de 10 cm, attachés aux cadres à 1,50 m du sol. Les connexions terminales sont protégées par de la toile isolante.

Le déplacement de la roche est enregistré par le système pointe et feuille métalliques ; la distance entre les deux organes de contact varie de 5 à 12 mm.

Il y eut rétablissement du courant dans le circuit pour les tirs de bossement 80 et 81, effectués tous deux avec de la dynamite n° 111 dans les bancs du toit.

Nous donnons ci-après les conditions dans lesquelles ces essais ont été réalisés, ainsi que les constatations auxquelles ils ont donné lieu.

	Tir 80	Tir 81
— Poids d'explosif brisant	500 g	500 g
— Épaisseur moyenne du banc	15 cm	18 cm
— Distance entre la pointe et le papier d'étain	10 mm	6 mm

— Temps écoulé entre l'explosion du détonateur

a) et le contact entre pointe et feuille	1 ms	0,54 ms
b) et le rétablissement du courant	34 ms	20 ms

Il ne nous a pas été possible de déterminer la cause du rétablissement enregistré lors du tir 80 : les fils du détonateur étaient intacts et encore attachés à la ligne.

Après le tir 81, on constata que les deux conducteurs de la ligne avaient été sectionnés contre un cadre de soutènement ; les fils du détonateur étaient restés intacts et attachés aux deux bouts de conducteur.

Sur les 14 tirs de la série, nous avons à six reprises (tirs 70, 71, 72, 74, 78 et 81) retrouvé la ligne sectionnée à proximité du front.

Pour que cet incident donne lieu au rétablissement du courant, il faut d'abord que les deux fils soient coupés au même instant et ensuite, que les matériaux susceptibles de fermer le circuit présentent une conductibilité suffisante. Ces deux conditions ont certainement été réalisées lors du tir 81, tandis que l'une d'elles au moins ne l'a pas été lors des cinq autres tirs sans rétablissement.

Cinquième série (Essais 82 à 97).

14 tirs de bossement et 2 de bouchon ne comportant tous qu'une charge de dynamite n° III.

La ligne de tir est faite de deux conducteurs isolés attachés aux cadres de soutènement à 1,50 m du sol, l'un à droite, l'autre à gauche. Les connexions terminales de la ligne ne sont pas isolées, mais se trouvent à 1 m l'une de l'autre.

La mise en branle du rocher est signalée par pointe et feuille métalliques.

Pour deux tirs de bossement (87 et 95), il y eut rétablissement du courant de tir.

Voici quelques renseignements au sujet de ces deux expériences.

	Tir 87	Tir 95
— Poids d'explosif	500 g	500 g
— Épaisseur moyenne du banc	24 cm	37 cm
— Temps écoulé entre l'explosion du détonateur		
a) et la mise en branle du rocher	0,63 ms	0,69 ms
b) et le rétablissement du courant	4,00 ms	1,75 ms

Après le tir 87, on fit les constatations suivantes. Un des fils du détonateur était coupé à 15 cm de la ligature. L'autre fil avait sa gaine isolante avariée ; il était toujours attaché au conducteur de la ligne, mais celui-ci avait été sectionné contre l'avant-dernier cadre.

Pour quatre autres tirs de la série, il y a eu aussi sectionnement d'un des fils de ligne contre les cadres, mais sans qu'il y ait rétablissement du courant.

Nous n'avons pu expliquer le rétablissement du tir 95, si ce n'est par un contact entre les extrémités des fils du détonateur. L'isolant de ces fils était intact et les connexions terminales étaient, rappelons-le, distantes de 1 m. Vu le délai extrêmement bref (1,75 ms) dans lequel s'est produit ce rétablissement, nous pensons que celui-ci est le fait de coupures occasionnées par les pierres au début de leur mise en branle.

D'après l'enregistrement à l'oscillographe, les faits se sont succédé de la manière suivante :

temps	
0	Interruption du courant d'allumage par explosion du détonateur.
0,69 ms	Fermeture du circuit contrôlant la mise en branle du rocher.
1,90 ms	Ouverture de ce circuit.
1,75 ms	Rétablissement du courant dans le circuit de tir (0,86 A).
6,00 ms	Interruption de ce courant.

Sixième série (Essais 98 à 112).

15 tirs de bosseyement comportant chaque fois 2 charges d'explosif brisant (en schiste ou en grès).

La ligne est établie comme suit. Jusqu'à 5 m environ du front, les deux fils isolés type industriel sont suspendus à 1,60 m de hauteur, l'un à la paroi droite, l'autre à la paroi gauche de la galerie. Ces fils sont prolongés par du câble type boutefeu sus-

pendu au sommet des cadres jusque près du front. Ce câble est fait de 2 conducteurs composés chacun de 5 fils de cuivre. Chaque conducteur est isolé par une gaine, les deux gaines étant soudées le long d'une génératrice. Ce câble est d'usage courant en Belgique.

Le câble boutefeu est raccordé :

- aux deux fils type industriel par des connexions protégées par de la toile isolante ;
- aux fils des détonateurs par des connexions nues, écartées l'une de l'autre de 10 à 20 cm.

Pour 5 tirs, il y eut rétablissements du courant dans le circuit soit :

Tir n°	40,4 millisecondes	après explosion du détonateur	
» 104	2,71	»	»
» 106	6,50	»	»
» 109	29,9	»	»
» 110	2,07	»	»

Après le tir 109, on a retrouvé le câble boutefeu en trois tronçons.

Le tronçon terminal de 1,30 m avait été sectionné au dernier cadre de soutènement. Sur le deuxième tronçon, l'isolant était enlevé sur 2 ou 3 mm et les deux conducteurs étaient en contact.

Pour les 4 autres tirs, nous n'avons pu déterminer l'endroit où s'était produit le contact.

Les constatations faites au cours des six séries d'essais sont résumées au tableau IV.

TABLEAU IV.

N° de la série	Nombre de		Classement d'après le retard sur l'explosion du détonateur		Retards extrêmes des contacts	
	tirs	contacts	< 25 ms	> 25 ms	le plus court	le plus long
1	16	1	—	1	—	114
2	27	5	2	5	10,0	48,6
3	24	11	5	6	3,2	160,95
4	14	2	1	1	20	34
5	16	2	2	—	1,75	4
6	15	5	5	2	2,07	40,4

Les tirs ayant donné des contacts postérieurs (ou rétablissements) y sont classés d'après leur retard sur l'explosion du détonateur. Dans les troisième et quatrième colonnes figurent respectivement ceux qui ont suivi, soit à moins de 25 ms, soit à plus de 25 ms cette explosion.

En fait, les seconds ne pourraient se produire avec les explosifs dont nous disposons actuellement en Belgique.

Car si au retard d'un contact de ce genre (soit au moins 25 millisecondes), on ajoute le temps qui s'écoule depuis le début du courant d'allumage jusqu'à l'explosion du détonateur, soit 5 millisecondes environ, on obtient au moins 30 millisecondes ; or, nos explosifs coupent le courant au plus tard après 30 millisecondes.

Mais il reste les rétablissements survenus dans des délais inférieurs à 25 ms ; ils sont au nombre

de 6 pour les 45 tirs des séries 4,5 et 6 qui ont été effectués cependant avec certaines précautions (séparation des fils de tir, ligatures isolées).

4 ^e série	20 ms
5 ^e série	4 ms
»	1,75 ms
6 ^e série	2,71 ms
»	6,50 ms
»	2,07 ms

Il y a lieu de se demander si ces contacts sont réellement dangereux car, puisqu'ils suivent à très bref délai l'explosion, on peut supposer qu'ils se produisent ou dans les pierres en mouvement ou tout contre le front, en tout cas dans une atmosphère rendue inflammable par les gaz de détonation s'échappant par l'orifice du fourneau et par les fissures.

Un doute subsistait donc quant au danger de ces contacts prématurés et c'est la raison pour laquelle nous avons procédé à des essais directs d'inflammation.

Essais directs d'inflammation du grisou par les contacts postérieurs.

Ces essais ont été effectués dans un chassage en grès dur. Dans l'espace compris entre le front et une feuille de papier clouée sur un encadrement en bois à 3 ou 4 m en arrière, on introduisait du grisou pur en quantité telle que la teneur finale en méthane était comprise entre 8 et 10 %.

La ligne était établie ainsi qu'il a été dit pour les essais de la 6^e série, soit deux fils isolés type industriel placés l'un à droite, l'autre à gauche de la galerie et prolongés par un câble boutefeux (deux conducteurs sous gaines jointives).

Les connexions reliant les deux tronçons de la ligne étaient isolées ; celles des fils du détonateur ne l'étaient pas.

Chaque mine comportait une seule charge d'explosif antigrisouteux gainé, amorcée à l'avant et pourvue d'un bourrage serré d'argile de 40 cm au moins de longueur.

Dans ces conditions, s'il y avait inflammation du grisou, celle-ci ne pouvait avoir d'autre cause qu'une étincelle électrique jaillissant par le fait d'un contact consécutif à l'explosion de la charge.

Nous avons pris, comme source du courant de tir, l'alternateur utilisé lors des essais antérieurs pour la commande du tambour de l'oscillographe.

Cet alternateur d'une puissance de 1500 W fournit du courant à la tension de 140 V.

A l'origine de la ligne de tir, se trouvait inséré dans l'un des conducteurs, l'interrupteur rotatif représenté à la figure 2 et réalisé comme suit.

Un disque métallique A tournant autour d'un axe vertical porte, enchassé dans un disque D en matière isolante, un secteur métallique B qui entre

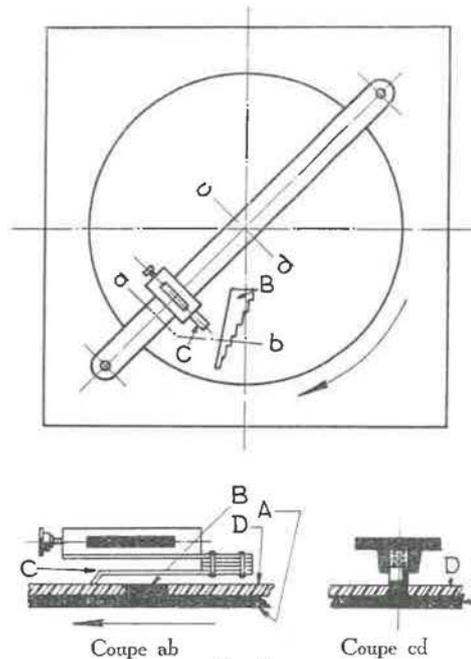


Fig. 2.

en contact avec un balai formé de deux lames élastiques couplées C.

Le secteur B est découpé en gradins de telle sorte que la durée du contact avec les lames C varie avec leur position par rapport au centre du disque.

L'installation était donc réalisée conformément au schéma de la figure 3, dans lequel on voit :

- l'alternateur Al
- l'ampèremètre Am
- la résistance réglable R
- l'interrupteur à bouton poussoir P
- l'interrupteur rotatif Ir

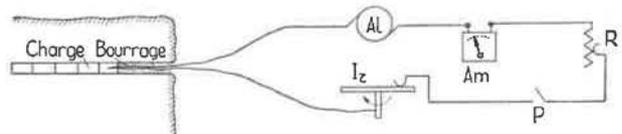


Fig. 3.

Nous avons utilisé successivement trois gradins donnant les durées de passage du courant.

- 19,4 millisecondes
- 9,8 »
- 4,9 »

71 tirs au total ont été effectués, soit :

- a) 15 tirs avec le gradin 19,4 ms ; le quinzième a causé l'inflammation du grisou ;
- b) 9 tirs avec le gradin 9,8 ms ; le neuvième a aussi causé l'inflammation ;
- c) 47 tirs avec le gradin 4,9 ms, dont aucun n'a été suivi d'inflammation.

Par la résistance réglable R, on a fait varier le courant de court-circuit, c'est-à-dire celui Iu à l'ampèremètre Am lorsque la ligne est bouclée près du front.

Ce courant était de
 0,75 A pour les tirs 1 à 6 de la série a
 2,00 A pour les tirs 7 et 8 de la série a
 6,5 A pour les tirs 9 à 15 de la série a
 6,5 A pour les tirs des séries b et c.

Après chaque tir, nous avons examiné le circuit et notamment la partie du câble boutefeux voisine du front et se trouvant dans le mélange grisouteux.

L'isolant de ce câble a été profondément carbonisé par la première inflammation, légèrement brûlé par la seconde.

Lors des tirs qui n'ont pas donné l'inflammation, nous avons relevé sur ce câble, des avaries de genres divers. Dans le tableau V, nous indiquons, pour chacune d'elles, le nombre de tirs pour lesquels elle a été observée.

TABLEAU V.

	Tirs		
	série a (19,4 ms)	série b (9,8 ms)	série c (4,9 ms)
Un conducteur coupé	1		1
Deux conducteurs coupés	1	2	12
Un conducteur mis à nu et touchant un cadre métallique			1
Ligatures des fils de détonateur en contact	1		

15 tirs ont donné lieu au sectionnement complet du câble boutefeux ; si aucun d'eux n'a été suivi d'inflammation, c'est certainement parce que l'incident s'est produit alors que la ligne de tir n'était déjà plus sous tension.

Quand aux deux tirs qui ont donné lieu à l'inflammation, nous pensons que celle-ci a été allumée par une étincelle jaillissant entre les connexions non isolées des fils du détonateur.

Il ne faudrait cependant pas croire que le fait d'isoler les connexions aurait empêché d'une manière certaine l'inflammation, car des dégradations de l'isolant sont toujours possibles.

Conclusion.

Quels que soient les soins apportés à l'isolement du circuit de tir, des contacts peuvent se produire entre les conducteurs par le fait des avaries produites par les actions mécaniques consécutives à l'explosion des charges.

Ces contacts sont sans conséquence au point de vue du risque d'inflammation du grisou, s'ils se produisent dans un délai de 4,9 millisecondes à partir du lancer du courant dans la ligne de tir.

On trouvera en annexe le relevé des explosifs agréés depuis 1953 avec un dispositif limitant la durée du débit à 4 millisecondes.

La sensibilité des détonateurs utilisés actuellement en Belgique est suffisante pour qu'une telle limitation n'entraîne pas de raté lorsque l'intensité du courant de tir est de 1 A au moins.

ANNEXE

Relevé des explosifs (4ms) agréés.

Constructeur	Type	Décision d'agrément
Shaeffler à Vienne (représenté par les Poudreries Réunies de Belgique à Bruxelles)	A.B.F.G.S.K. et A.B.F.A.S.K.	13 D/6504 du 8-12-1953
idem	D.K.M.S.K.	13 D/6503 du 9-12-1953
S.E.R.T.R.A. à Mons	3/50	4/54/113/1168 du 9-4-1954
Carl de Bochum (représenté par la Sté Belge d'Applications Electriques de La Bouverie)	B. 20 K.	4/54/115/3103 du 12-9-1955
idem	B. 50 K.	4/55/113/3991 du 21-11-1955

MINES DE HOUILLE - ANNEE 1954

Chronique des Accidents (*)

(2^e suite)

par R. STENUIT

Ingénieur en Chef-Directeur au Corps des Mines.

FOND

Eboulements en tailles, au cours de l'abatage (8)

6. *Division Liège. — 5 avril 1954, à 17 h. 15. — Un ouvrier tué. — P.V. Ingénieur Philippart.*

Un ouvrier haveur travaillait au poste d'après-midi dans la partie inférieure d'une taille en dressant, lorsque le charbon du gradin supérieur s'abatit. En voulant sortir de la taille, l'ouvrier fut atteint par le charbon qui tombait et tué.

La couche a 2,50 m d'ouverture sous 50° d'inclinaison nord-ouest. Au-dessus du premier gradin inférieur, l'inclinaison se modifie et devient 60° sud-est, en faisant un coude où l'ouverture est un peu plus grande.

Les cadres comprennent des bèles de 3 m, au toit et au mur, maintenues par 4 étançons. Le troussage du gradin inférieur comprenait 4 bois potelés au toit et au mur, de 2,50 m de longueur, dont le dernier venait d'être placé, au prix de certaines difficultés eu égard à ses dimensions et à son poids. Sous ce troussage, les ouvriers étaient occupés à placer un bois de soutien qui, provisoirement, reposait à l'arrière sur un étançon de cadre.

C'est à ce moment que le charbon du gradin supérieur, à hauteur du coude de la veine, s'éboula en atteignant la victime.

Cause probable : fortuite.

7. *Division Campine. — 8 mai 1954, vers 19,45 h. Un ouvrier grièvement blessé. — P.V. Ingénieur Deckers.*

L'accident s'est produit dans une taille de 250 m de longueur, en activité dans une couche de 1,35 m d'ouverture et de 8° d'inclinaison. L'abatage était fait au marteau-pic, au cours des premier et deuxième postes. Le toit était constitué de schistes peu cohérents. Le soutènement était assuré au moyen de bèles métalliques articulées Gerlach de

1,12 m et d'éтанçons coulissants Titan, placés à une distance de 0,65 m au moins.

Le jour de l'accident, l'effectif du deuxième poste avait été renforcé par quatre équipes de deux foudroyeurs chacune, afin de rattraper le retard dans le foudroyage, retard causé par la pression de terrain de la veille.

Pendant qu'un des foudroyeurs était occupé à dégager un étançon qu'il avait décalé, une pierre de 1 m × 0,75 m de surface, d'une épaisseur variant de 0 à 0,18 m, tomba brusquement du toit, à 2,50 m du front d'abatage, blessant grièvement l'ouvrier au talon.

Cause probable : fortuite.

8. *Division Campine. — 20 mai 1954, vers 10 h. 45. — Un ouvrier tué. — P.V. Ingénieur Deckers.*

L'accident s'est produit dans une taille de 250 m de longueur, en activité dans une couche de 1,35 m d'ouverture et de 8° d'inclinaison. L'abatage se faisait au marteau-pic. Le toit était constitué par des schistes peu cohérents. Le soutènement était assuré au moyen de bèles métalliques articulées Gerlach, de 1,12 m, placées à une distance moyenne de 0,70 m, sur étançons coulissants Titan. Il était complété par un garnissage du toit, constitué par des planches en bois.

Les premier et deuxième postes déhouillaient chacun une havée de 1,12 m de largeur et posaient une rangée de bèles en porte-à-faux. A la fin du poste, le transporteur blindé était ripé contre le front, après quoi les bèles placées en dernier lieu étaient étançonnées. Au début de chaque poste, il existait deux rangées de bèles, du côté du foudroyage, alternativement soutenues par un ou deux étançons, les autres, contre le transporteur, posées sur un seul étançon. Le démantèlement se faisait à la fin de chaque poste par les ouvriers à veine eux-mêmes.

Depuis plusieurs semaines déjà, il existait dans la taille trois dérangements, dont la direction était à peu près perpendiculaire au front. Ces déränge-

(8) Numéro de la rubrique correspondante du tableau des accidents des « Annales des Mines ».

(*) Voir introduction dans le numéro de mai 1956.

ments principaux donnaient lieu à plusieurs dérangements secondaires, ne formant avec le front qu'un angle réduit et se présentant dans la taille sous forme de gradins dans la couche, vers le haut ou vers le bas, avec un rejet de quelques décimètres à zéro. De chaque côté de ces dérangements, le soutènement était complété par des bèles en bois de 2,50 m de longueur, posées sur des étauçons métalliques placés de part et d'autre du transporteur, le soutènement en porte-à-faux et à front dégagé ne pouvant pas résister longtemps à la pression accrue des terrains qui peut se produire au voisinage d'un dérangement.

Le jour de l'accident, un de ces dérangements secondaires se trouvait à 70 m environ du pied de la taille. Il consistait en un affaissement de la couche, réparti entre deux gradins de 0,38 et 0,32 m.

Un ouvrier à veine était chargé de déhouiller un stot de 4,50 m de longueur, situé à 70 m de distance du pied de taille. Au moment où le déhouillage et le soutènement du stot étaient presque terminés, un banc se détacha du toit, sur 2,40 m de longueur, 3,60 m de largeur et 1,25 m d'épaisseur.

L'éboulement était limité par un dérangement de 0,70 m le long du front d'abattage, une cassure orientée perpendiculairement au front et le foudroyage. Trois rangées de bèles métalliques et une bèle en bois furent renversées. L'ouvrier à veine fut atteint par les pierres et les bèles et tué sur le coup.

Cause probable : fortuite.

9. *Division Borinage-Centre.* — 26 mai 1954 à 13 h 30. — Un ouvrier tué. — P.V. Ingénieur Cazier.

Une taille en gradins renversés était ouverte dans une couche en dressant qui avait normalement 0,88 m d'ouverture et 0,59 m de puissance. Toutefois, du pied du deuxième gradin jusqu'à une hauteur de 2 m dans le troisième gradin, l'ouverture augmentait progressivement pour atteindre 3,40. L'inclinaison était de 85°. Le deuxième gradin avait 3 m de hauteur et le troisième avait 4 mètres. Les bourres étaient de 3 mètres.

La moitié supérieure de ce dernier était en veine normale. Le boisage était réalisé par bèles demi-rondes placées au toit et au mur et calées à l'aide d'étauçons, dont la plupart étaient reliés par des poussards verticaux. En outre, la couronne des gradins était soutenue par des étauçons indépendants, potelés en toit et en mur, et placés dans l'alignement des autres étauçons.

Le schiste du toit et du mur était assez dur.

L'organisation du travail était la suivante : abattage au marteau-pic et soutènement le matin ; l'après-midi, remblayage, aux schistes de l'ivoir suivant talus de 45° ;

la nuit, arrivée des matériaux sur place.

Au moment de l'accident, deux ouvriers travaillaient dans le deuxième gradin et l'un d'eux termi-

nait le boisage. A l'aplomb de la couronne de ce gradin, un manœuvre assurait l'évacuation régulière des charbons sur le remblai. L'ouvrier qui boisait remarqua qu'une pression des épontes faisait bouger les bois. Il avertit ses compagnons et se réfugia avec l'autre ouvrier dans le gradin inférieur. Ces deux ouvriers crièrent plusieurs fois au manœuvre de se retirer, mais il n'en fit rien, prétextant que son travail le retenait où il était. Quelques instants après, un éboulement du deuxième gradin l'ensevelit et le tua.

Cet éboulement affecta la couronne de ce gradin et s'étendit jusqu'à mi-hauteur du troisième gradin où finissait l'élargissement de la veine.

Le Comité de division souhaite que l'on dispose les gradins de telle sorte que le sommet d'un dérangement coïncide avec celui d'un gradin. En outre, il recommanda, dans toutes les tailles en gradins renversés, et spécialement dans les grandes ouvertures, le renforcement de l'étauçonnage de la couronne par des bois placés à mi-havée et contre la veine (bois de dame).

Causes probables : inexpérience de la victime et insuffisance des dispositions de sécurité.

10. *Division Borinage-Centre.* — 1^{er} juin 1954 à 14 h. — Un ouvrier tué. — P.V. Ingénieur Laret.

Une taille était ouverte dans une couche de 1,60 m d'ouverture, comprenant un sillon inférieur de charbon de 0,77 m, surmonté de quatre petits bancs alternés d'escaille et de charbon, dont l'ensemble est appelé faux-toit. Suivant les consignes, l'abattage devait se faire sur toute l'ouverture de la couche dans la partie supérieure de la taille, mais la veille du jour de l'accident, la victime, qui était l'abatteur du sommet de la taille, avait commencé à ne prendre que le sillon inférieur. Le conducteur des travaux déclare lui avoir interdit formellement, après sa journée, de continuer à travailler de la sorte.

Le lendemain, la victime persévéra et avança d'une havée dans le seul sillon de charbon inférieur. Au cours du travail, le faux-toit s'éboula et l'écrasa.

Le toit et le mur étaient en schiste, celui du toit avec de la pholélite. Localement, et notamment à l'endroit de l'accident, le toit était dérangé.

Le Directeur divisionnaire Laurent demanda des poursuites à charge du conducteur et du porion qui, au courant des intentions et des agissements de la victime, n'avaient pas « veillé à la stricte observation des consignes imposées », comme le veut l'article 5 de l'A.R. du 16 décembre 1953.

Causes probables : indiscipline de la victime et surveillance défectueuse.

11. *Division Campine.* — 21 juin 1954, à 9 heures.
— Un ouvrier grièvement blessé. — P.V. Ingénieur Vanden Berghé.

L'accident a eu lieu au cours de l'abattage dans une taille de 135 m de longueur, développée dans une couche de 1,38 m d'ouverture et une inclinaison de 4°. La taille était équipée d'un rabot et d'un convoyeur blindé de 95 cm de largeur ; le soutènement était assuré au moyen des bèles Gerlach de 1,12 m de longueur, placées perpendiculairement au front d'abattages, distantes de 50 à 60 cm et soutenues par des étançons coulissants Schwartz en fer. La distance entre charbon et remblai était de 3,5 à 4 m.

Le contrôle du toit se faisait par foudroyage, méthode qui consiste à provoquer l'éboulement du toit par l'enlèvement du soutènement dans les havées abandonnées. Le toit était formé de schistes de qualité moyenne, mais à certains endroits le charbon rognait au toit.

Un ouvrier à veine, voulant procéder à un moment donné au placement d'une bèle avec étançon, tendit la main vers son marteau qui se trouvait sur le mur, juste à la ligne de foudroyage. Au même moment, une pierre de 20 kg environ tomba du toit, le blessant grièvement à la main.

Cause probable : fortuite.

12. *Division Liège.* — 21 septembre 1954, à 19 h 30
— Un ouvrier tué. — P.V. Ingénieur Put.

Une taille chassante était en activité dans une couche de 1,50 m d'ouverture moyenne, inclinée à 12°. Les schistes encaissants étaient résistants et le remblai pneumatique suivait les fronts à 2 havées de 1,35 m. Cependant, quelques rares cassures affectaient le toit, lequel était légèrement humide.

Le déhouillement se faisait au poste du matin, sauf, sur une longueur de 6 m, à l'endroit d'un dérangement de la couche, à une dizaine de mètres du sommet, où deux ouvriers choisis opéraient depuis 2 mois, au poste d'après-midi. Ce dérangement consistait en un rejet d'environ 1,60 m au toit et l'on entaillait le mur à l'amont pour établir un passage.

Le boisage normal de la taille était réalisé au moyen de bèles chassantes de 3 m de longueur soutenues par 3 ou 4 montants potelés dans le mur, mais ceux de la bèle immédiatement à l'amont du rejet reposaient sur une autre bèle (semelle) prenant appui sur le mur de la couche à son extrémité d'amont et supportée, vers l'aval, par 3 montants, de longueur croissante, potelés dans le mur entaillé ; le long du dérangement, les bèles et semelles étaient solidarisées par des entretoises.

L'ouvrier, qui travaillait à l'amont du rejet, terminait son boisage lorsqu'il fut surpris et tué par un éboulement du toit qui affectait 2 havées en profondeur et 3 mètres suivant la pente, à partir du

dérangement. Le front du remblai était intact, de même que la paroi du dérangement et les bois contigus au remblai et au front de taille. Tous les bois intermédiaires étaient renversés, quelques-uns cassés.

Cause probable : fortuite.

13. *Division Liège.* — 23 septembre 1954, à 10 h 15. — Un ouvrier tué. — P.V. Ingénieur Perwez.

L'accident s'est produit à front de l'allée centrale desservant les deux ailes d'une taille montante ouverte dans une couche faiblement inclinée de 60 cm d'ouverture, avec toit et mur en schiste de résistance moyenne.

Le soutènement est constitué par des bèles parallèles au front et reposant sur 4 étançons ; les files de bèles sont distantes de 55 à 80 cm. Le remblai suit le front à 2 havées de distance en moyenne, soit à quelque deux mètres.

À la fin du poste de nuit précédent, les opérations de remblayage consécutives au tir de bosseyement dans le mur avaient pris plus de temps que d'habitude et le boisage n'avait été placé que de façon sommaire.

En arrivant sur place au poste du matin, la victime décida de compléter le boisage avant de procéder à l'abattage. C'est au cours de cette opération qu'une grosse pierre, mal épaulée, se détacha du toit et frappa mortellement l'ouvrier.

Les cassures portaient des traces d'humidité et de pholélite.

Cause probable : dispositifs de sécurité défectueux.

14. *Division Campine.* — 6 octobre 1954, vers 16 h 30. — Un ouvrier mortellement blessé. — P.V. Ingénieur Medaets.

L'accident a eu lieu dans une taille de 190 m de longueur, poussée dans une couche de 0,90 m d'ouverture et une inclinaison de 6°, équipée d'un rabot et d'un convoyeur blindé. Le soutènement y était assuré au moyen de bèles à charnières Van Wersch de 0,80 m de longueur, placées perpendiculairement au front d'abattage, à 0,70 m de distance entre elles et posées sur des étançons coulissants en fer G.H.H.

La distance entre front et remblai était en moyenne de 3,50 m. À des distances de 3 à 4 mètres, on plaçait des piles métalliques de 0,60 m de côté.

À un moment donné au cours du poste d'abattage, un éboulement de 4,70 m de longueur, 1,50 m de largeur et 0,95 m de hauteur se produisit au-dessus du convoyeur. La majeure partie de la roche qui venait de se détacher resta soutenue par les bèles en picotage, simplement courbées. Toutefois, quelques pierres glissèrent entre les bèles ; un ouvrier à veine qui se trouvait près du convoyeur

fut atteint dans la nuque par une pierre de $0,50 \times 0,30 \times 0,20$ m. Il tomba avec le front sur la paroi du convoyeur, ce qui provoqua une fracture de crâne et une blessure ouverte de 2 cm de profondeur.

Le toit, composé de schistes gris de qualité moyenne, exerçait une assez forte pression sur le soutènement ; le mur était composé de schistes tendres.

Cause probable : fortuite.

15. *Division Campine.* — 6 octobre 1954, à 17 h. — Un ouvrier tué. — P.V. Ingénieur Timmermans.

L'accident a eu lieu dans une taille de 160 m de longueur, poussée dans une couche de 1,45 m d'ouverture et une inclinaison de 3° , et équipée d'un convoyeur blindé. Le soutènement y était assuré au moyen de bèles à charnières Groetschel en fer de 1 m de longueur, placées perpendiculairement au front et posées sur des étauçons coulissants Gerlach 1952. Comme on venait de dépasser un dérangement, l'ancienne havée était encore équipée d'un soutènement en bois, tandis que la havée de transport comprenait quelques bèles, soutenues par des étauçons en bois ou en fer.

Après avoir placé dans la partie supérieure de son stot quatre nouvelles bèles et avoir soutenu celles-ci par des étauçons placés aux extrémités, la victime avait enlevé les étauçons qui soutenaient les bèles précédentes, en vue du déplacement du convoyeur blindé. A ce moment, le toit s'effondra sur une longueur de 3,50 m, une largeur de 3,80 m et une hauteur de 1,40 m ; l'ouvrier à veine fut enseveli et tué sur le coup.

Trois ou quatre rangées de trois bèles, posées chacune sur trois étauçons, furent renversées. Le toit était composé d'un premier banc de schiste compact de 0,75 m d'épaisseur, suivi de schiste tendre de mauvaise qualité.

L'inspecteur général Vandenneuvel estima qu'il fallait déconseiller l'emploi simultané de fer et de bois comme éléments de soutènement.

Lorsqu'il est nécessaire de passer d'un soutènement en bois à un soutènement métallique, il y a lieu de réaliser systématiquement cette transition dans une seule havée, en renforçant au besoin le soutènement à la limite entre les deux méthodes, où l'on peut évidemment s'attendre à une crevasse importante du toit. Cette crevasse pourra favoriser la reprise éventuelle du foudroyage.

Cause probable : dispositif de sécurité non approprié.

16. *Division Borinage-Centre.* — 14 octobre 1954 à 15 heures. — Un ouvrier grièvement blessé. — P.V. Ingénieur Pierard.

Deux manœuvres étaient occupés au nettoyage d'une taille de 165 m de longueur, à un endroit

situé à 27 m du pied et où la pente atteignait 28° et l'ouverture 62 cm. Toit et mur sont en schiste dur.

Le jour de l'accident, les épontes étaient régulières dans les 100 m supérieures ; la partie inférieure était affectée de relais de diverses importances, dont l'un, de 0,30 m, se trouvait à 50 m du pied de taille, et un autre, de 1 m, à 15 m du pied de taille. Dans la zone intéressée, le toit était moins régulier que dans la partie supérieure.

Les havées avaient 1,05 m de largeur et le soutènement était réalisé à l'aide de bèles de chassage semi-circulaires en bois, de 3 m de longueur, soutenues par 4 bois et supportant des sclimbes au nombre de 4 à 5 par bèle.

Le remblayage se faisait par foudroyage.

Le travail est organisé en trois postes. Un premier poste est consacré à l'abatage de la veine et au soutènement de la surface déhouillée ; la fin du poste est consacrée au nettoyage de la taille. Un deuxième poste est affecté au déplacement des installations, au renforcement du soutènement, à la confection de la ligne de foudroyage et au commencement de celui-ci. Au troisième poste, les opérations sont poursuivies et achevées.

Le personnel de surveillance comporte deux surveillants pour l'équipe de 5 h, un porion responsable du chantier et un surveillant pour l'équipe de 7 h, un surveillant pour l'équipe de 9 h. Aux deuxième et troisième postes, la taille est placée sous la surveillance d'un porion.

Un éboulement se produisit brusquement du front au remblai, ensevelissant l'un des deux hommes, qui eut la colonne vertébrale brisée. Les parois de l'excavation étaient lisses, à l'exception de celle qui surmontait le ferme.

Le soutènement de la taille laissait à désirer en quelques points, mais les déclarations des témoins permettent de croire qu'il était correct à l'endroit où se produisit l'accident.

Le remblai suivait régulièrement la ligne directrice de foudroyage où le soutènement était doublé par des bèles semi-circulaires.

Cause probable : fortuite.

17. *Division Charleroi-Namur.* — 18 octobre 1954, à 15 heures. — Un ouvrier tué. — P.V. Ingénieur Bernier.

Une taille de 102 mètres de longueur était en exploitation dans une couche de charbon friable, dont l'ouverture variait de 0,90 à 2 m. La taille était divisée, d'après l'inclinaison, en plusieurs tronçons.

En partant de la voie de base, un premier tronçon avait 27 mètres de longueur et 60° d'inclinaison.

Le deuxième tronçon se retournait brusquement au-dessus du premier et formait une plateure de 33 mètres de longueur et 8° à 20° de pente.

Le troisième tronçon, de 24 mètres de longueur et 60° d'inclinaison, se présentait dans le prolongement du deuxième tronçon.

Le quatrième tronçon se retournait au-dessus du troisième pour former une plateure de 27 mètres de longueur sur 25° à 30° de pente.

Les plis séparant les tronçons 1 et 2 et les tronçons 3 et 4 étaient constitués par des crochons prolongés par des queueées ou renflements de veine.

Le soutènement est réalisé par bèles rondes de 3 m de longueur, disposées parallèlement au front de taille. Elles reposent sur 4 étançons en bois. L'écartement entre deux files de bèles ou havée est de 1,20 m.

Dans les tronçons d'inclinaison variant de 8 à 30°, les étançons sont potelés dans le mur. Le garnissage du toit se fait à l'aide de 6 à 8 sclimbes par bèle.

Dans les tronçons où l'inclinaison est supérieure à 30°, les étançons sont placés sur des bèles rondes ou semelles posées sur le mur de la couche. Le toit et le mur sont garnis de 6 à 8 sclimbes glissées au-dessus des bèles, au toit, et en dessous des semelles, au mur.

Dans toute la taille, le garnissage du toit et du mur est complété par des travers et fagots.

Par suite de la friabilité de la veine, les bourres sont maintenues en place par deux étançons dits de troussage. Ceux-ci sont potelés en toit et en mur et sont placés dans l'espace laissé libre entre deux files de bèles successives. Ils soutiennent des sclimbes, des travers et fagots contre la veine.

Les étançons placés à l'extrémité amont pendage des bèles chassantes faisant face à la bourre et les bois de troussage sont repris par une bèle dite « de comble », disposée à mi-hauteur entre toit et mur et entretoisée par des poussards aux étançons des bèles chassantes.

Au droit des crochons, les bèles chassantes et leurs étançons sont soutenus par une bèle ou semelle de très forte dimension, potelée à une extrémité dans une des épontes de la couche et reposant à l'autre extrémité sur l'éponte contraire. La queueée est maintenue en place par des sclimbes, des travers et des fagots s'appuyant sur les étançons des bèles.

Le contrôle du toit est assuré dans la partie supérieure de la taille par un épi de remblai édifié à deux havées du front de taille avec les terres provenant de l'ouverture de la voie de tête de la taille. Cet épi de remblai a 15 m de longueur.

Dans le reste de la taille, on construit des piles de bois équarri, une havée sur deux. Les piles de bois sont distantes de 1 m à 1,50 m et sont abandonnées.

Dans le deuxième tronçon, les piles de bois sont avancées au fur et à mesure de la progression du front de taille et sont distantes de une havée de ce front au début du poste d'abattage.

Au droit des crochons, on construit, une havée sur deux, une pile de bois reposant sur la semelle de la bèle du crochon. Une autre pile de bois est construite entre toit et mur sous cette semelle.

Sur la voie de base, on consolide les épontes de la couche par un épi de remblai édifié avec les terres provenant de l'ouverture de la voie. Ces épis de remblai se renouvellent toutes les deux havées et ont une hauteur de 2 m.

La havée laissée libre entre deux épis de remblais successifs sert au placement des trémies de chargement.

L'accident est survenu un lundi. La nuit précédente, les visiteurs de travaux avaient constaté qu'un affaissement de terrain s'était produit dans la partie supérieure de la taille, obstruant la circulation tout en laissant passer l'aéragé. D'autre part, dans la taille elle-même, et particulièrement dans le deuxième tronçon, le soutènement avait fortement souffert par suite de pressions anormales des terrains.

Le chef-portion et le portion du chantier prirent les dispositions nécessaires pour rétablir rapidement l'issue supérieure de la taille. Deux ouvriers furent spécialement affectés à cette besogne, tandis que les autres ouvriers à veine furent chargés de consolider le boisage dans la taille, tout en abattant les stots de charbon restés de l'avant-veille qui auraient pu les gêner dans ce travail.

Peu avant 15 heures, de violentes pressions de terrains se manifestèrent de part et d'autre du crochon inférieur. Le portion jugeant dangereux de laisser les ouvriers dans la taille, les fit descendre dans la voie de niveau.

Au moment où l'un d'eux passait sous la bèle soutenant le crochon, un éboulement se produisit, recouvrant l'ouvrier et s'étendant progressivement sur les 4 bèles situées en amont du crochon. Deux ouvriers et le portion n'avaient pu passer et furent emprisonnés dans la taille.

Après une heure d'efforts, on reprit à l'état de cadavre l'ouvrier enseveli sous l'éboulement. Quant aux trois autres, ils remontèrent la taille et commencèrent les travaux nécessaires pour contourner l'éboulement de la partie supérieure du chantier. Huit heures après l'accident, ils purent être dégagés sains et saufs par une équipe venue à leur rencontre par le haut de la taille.

Cause probable : fortuite.

18. *Division Borinage-Centre. — 21 octobre 1954 à midi. — Un ouvrier mortellement blessé. — P.V. Ingénieur Lilet.*

Un ouvrier à veine a été surpris par un éboulement du toit, à front de taille, en face d'une fausse-voie coupée au toit.

La taille où s'est produit l'accident est dans sa partie supérieure en semi-dressant et dans sa partie inférieure en plateure.

A l'endroit de l'accident, c'est-à-dire à 14 mètres environ du pied de taille, la couche inclinée à 32° pied midi présente une ouverture de 1,40 mètre.

Les épontes de la couche sont de nature schisteuse. Le toit est de mauvaise qualité ; il se compose d'une série de petits lits de schistes noirs, délités et fissurés, séparés par de minces filets charbonneux.

La havée est déhouillée au poste du matin sur une profondeur de 1,20 m. La taille de 90 m de longueur est boisée au moyen de bèles plates de 3 m de longueur et 12 cm de largeur, posées suivant la pente et soutenues chacune par quatre étançons en bois de 10 à 14 cm de diamètre. Le garnissage du toit consiste en lambourdes de 1,40 m de longueur, posées au toit au fur et à mesure de l'abattage, à raison de 6 à 8 par bèles. Localement, ce garnissage est complété par des fascines.

Les remblais proviennent des terres de fausses-voies coupées en toit. Au droit de chaque fausse-voie, la bèle est redoublée à l'aide d'une bèle plate posée sur quatre bois et ayant les mêmes caractéristiques que les éléments du boisage normal. De plus, en amont de la fausse-voie, le toit est soutenu par une pile de bois.

Le charbon est évacué par gravité, dans des couloirs fixes en tôle à un seul bord. Pour se protéger de la chute des produits abattus, chaque ouvrier place, devant sa brèche, un barrage en planches épaisses fixé par deux crochets aux bois de soutènement.

La taille n'est pas activée régulièrement tous les jours ; c'est en quelque sorte une taille d'appoint. L'ouverture de la couche est fort variable et la puissance en charbon est faible. La nature des terrains surincombants est telle que l'on ne sait où arrêter l'abattage pour boiser sous un toit solide. C'est pourquoi la couche n'est exploitée que sporadiquement et avec effectif réduit.

Le jour de l'accident, peu avant 12 h 30, la victime, un ouvrier à veine, posait une bèle à front de sa brèche. Cette bèle était déjà soutenue par deux bois et l'ouvrier chassait le troisième.

Tout à coup, et sans signe précurseur, le toit s'éboula emprisonnant l'homme dans sa brèche. Sous la poussée des terres éboulées, le barrage que celui-ci avait placé en amont de sa brèche fut refoulé vers le front et coinça les jambes de la victime contre le mur de la couche.

Dégagé assez tardivement, l'ouvrier fut remonté à la surface et transporté en clinique. Son état paraissait satisfaisant et s'améliorait apparemment, lorsqu'il mourut subitement 7 jours après l'accident.

L'enquête a établi que le boisage était bien effectué. Mais le Comité de division estima que le soutènement de la taille devrait être renforcé, en face de fausses-voies, non seulement par des bèles de chassage qui redoublent les bèles ordinaires,

mais aussi par des bèles montantes disposées à l'amont et à l'aval des fausses-voies.

Cause probable : dispositifs de sécurité incomplets.

19. *Division Charleroi-Namur. — 5 novembre 1954, à 9 h 20. — Un ouvrier mortellement blessé. — P.V. Ingénieur Bernier.*

Une taille chassante de 65 m de longueur était en exploitation dans une couche de 1,30 m à 2 m d'ouverture et 24° d'inclinaison. La veine se composait de deux sillons séparés par une escaille de 0,05 à 0,10 m d'épaisseur ; le sillon supérieur, composé de galets et charbon, avait une puissance de 0,10 à 0,30 m.

Les épontes sont moyennement résistantes. La dureté du charbon est faible.

Le soutènement de la taille est réalisé par plates-bèles, de 10 à 12 cm de diamètre, de 3 m de longueur, placées parallèlement au front de taille sur quatre étançons en bois ou métalliques.

La largeur entre files de bèles est de 1,10 m à 1,20 m ; le garnissage du toit est réalisé par 4 à 6 sclimbes. Ces sclimbes sont des plates-bèles de 1,50 m de longueur et de 10 à 12 cm de diamètre.

Le contrôle du toit est assuré, sur les 6 à 8 mètres supérieurs de la taille, par un épi de remblai formé avec les terres de la voie de tête. Dans le reste de la taille, on fait du foudroyage derrière des piles de bois distantes de 2 à 3 m d'axe en axe.

L'ouvrier à veine déhouille au marteau-pic la partie supérieure de la veine et place au fur et à mesure du déhouillement des sclimbes, perpendiculairement au front de taille. Ces sclimbes reposent d'un côté sur la dernière bèle placée parallèlement au front de taille, de l'autre côté dans une excavation ou potelle creusée dans la veine. Lorsque les sclimbes sont placées sur une longueur de 3 m, l'abatteur débloque le charbon resté en place sur le mur, suspend la plate-bèle de 3 m de longueur au garnissage du toit, puis la soutient par quatre étançons.

Le jour de l'accident, la victime avait été désignée pour abattre le charbon sur une longueur de 6 m à un endroit de la taille où la couche avait deux mètres d'ouverture, et où le sillon du toit et l'escaille intercalaire n'étaient pas abattus.

L'ouvrier avait commencé le déhouillement et avait placé une sclimbe entre la dernière file de bèles et le front de la taille. Il était occupé à placer une deuxième sclimbe sous le toit découvert, lorsqu'un bloc de pierre de forme prismatique de 3 m de longueur, 1 m de largeur et 0,85 m d'épaisseur se détacha et s'abattit sur lui, le blessant mortellement.

A la suite de cet accident, il fut décidé d'appuyer les sclimbes de la havée en formation sur des avant-bois à front, au lieu de les poteler dans la veine

friable en attendant de les soutenir par la bèle définitive.

Cause probable : fortuite.

20. *Division Charleroi-Namur. — 10 novembre 1954 à 17 h 30. — Un ouvrier tué. — P.V. Ingénieur Moureau.*

L'accident est survenu dans une taille à 45° d'inclinaison, où l'ouverture normale est de 0,75 m entre terrains résistants.

La couche est composée d'un seul sillon de charbon très tendre. Le mur est un grès compact, mais d'aspect mamelonné. Le toit est un schiste gréseux d'aspect plus régulier, mais dur également.

A cause de la friabilité du charbon, les fronts sont orientés sur l'ennoyage. Ils sont découpés en gradins de 6 m de longueur, séparés par deux havées de bourre. L'angle des fronts et de la ligne de plus grande pente est de 15° environ.

Le soutènement est placé parallèlement aux fronts. Il est constitué de plates-bèles de 3 m de longueur et de 0,15 m de largeur, soutenues par 4 étançons en bois de 0,16 m de diamètre. La bonne qualité habituelle du toit ne requiert le placement d'aucun sclimbage. La largeur des havées est variable et fonction des irrégularités du toit. Elle n'excède jamais 1,20 m et tombait, au-dessus de l'endroit de l'accident, à 0,80 m.

La taille est remblayée, à une havée des fronts, dans les parties régulières par les terres de faux piliers coupés en toit et non boisés, ces terres reposant sur des piles de bois, et dans les parties dérangées uniquement par des piles de bois.

On réalise l'abattage du charbon au poste d'après-midi.

A l'endroit de l'accident, par suite d'irrégularités du toit, l'ouverture passait à 1,05 m puis se réduisait à nouveau.

A cause de ce dérangement, le porion avait donné ordre à la victime et à un autre ouvrier de travailler ensemble afin de pouvoir boiser immédiatement après le déhouillement. Ces deux ouvriers avaient abattu et boisé une havée de 80 cm de largeur sur 3 m de longueur, puis le deuxième ouvrier était parti lever un barrage un peu plus haut dans la taille. Il cria ensuite à la victime que, le barrage étant rétabli, elle pouvait reprendre le travail.

Avec un pic à main, la victime avait commencé depuis quelques instants à abattre le charbon en descendant dans la bèle inférieure lorsqu'un craquement se produisit. La victime fut retrouvée, la tête écrasée entre un bois du soutènement et une grosse pierre, de 1,7 m × 1,5 m × 0,45 m de dimensions maximum, qui s'était détachée du toit en avant du soutènement et avait glissé vers l'arrière en écrasant le charbon.

Aucun élément du boisage n'avait été endommagé.

Cause probable : fortuite.

21. *Division Borinage-Centre. — 25 novembre 1954 à 11 h 45. — Un ouvrier tué. — P.V. Ingénieur Piérad.*

Un ouvrier à veine était occupé à l'abattage dans une taille, à quelque 35 m du pilier, à un endroit où la couche présentait une contrepente et un relevage vers les fronts. La contrepente nécessitait l'enlèvement d'une banquette de mur pour assurer l'évacuation normale des produits, mais ce travail était fait à un autre poste. On faisait donc un soutènement provisoire lors de l'abattage et le soutènement définitif était placé aussitôt après l'enlèvement de la banquette de mur.

Derrière l'abatteur, un manoeuvre placé deux havées en arrière, entre une pile de bois fixe et un épi de remblai, était occupé à charger du charbon dans les couloirs oscillants.

Un éboulement se produisit soudain dans les deux havées arrière, ensevelissant le manoeuvre. Il fut dégagé au bout d'une demi-heure, ne donnant plus signe de vie. On pratiqua la respiration artificielle quelques minutes, et sans succès, puis on le remonta à la surface.

L'ouverture de la couche variait de 0,70 à 1 m. Le toit et le mur étaient en schiste de résistance moyenne. Longueur de la taille : 120 m. Inclinaison : de 12 à 20°. Havées : 1 m. Soutènement : bèles chassantes en bois de 3 m posées sur 4 étançons en bois, et 5 à 6 lambourdes sur chaque bèle.

La taille était remblayée sur les 30 m supérieurs au moyen des terres de coupage du pilier. A la base de ce remblai, était établie une pile fixe en bois ronds. Un intervalle de 0,90 m environ séparait cette pile d'un épi de remblai édifié dans la zone plissée sur une longueur de 2,50 m. Une pile fixe en bois ronds avait été édifiée à la base de ce dernier.

Vers 11 h 45, l'ouvrier à veine avait déhouillé sa tâche sur une longueur de 4,50 m à partir de sa limite inférieure. Dans les trois premiers mètres, il avait placé une bèle sur 4 bois avec 6 lambourdes. Sur la longueur restante, comme soutènement provisoire, il avait placé une lambourde potelée dans le charbon et se disposait à en placer une seconde. Pendant ce temps, son manoeuvre se trouvait dans l'intervalle de 1 m séparant la pile et l'épi de remblai. Il était agenouillé sur le mur de la couche et chargeait du charbon dans le train de couloirs oscillants.

Soudain, un banc de toit de 0,80 à 1 m d'épaisseur s'effondra sur lui en renversant la bèle longeant l'épi de remblai et il fut enseveli.

Le directeur divisionnaire du bassin recommanda à la direction d'inviter le personnel de surveillance à pratiquer la respiration artificielle sur les asphyxiés aussi longtemps qu'ils ne sont pas ranimés ou que l'inutilité de cette respiration n'a pas été reconnue par un médecin ou une personne compétente. Il a recommandé en outre d'entretenir les

bêles aux endroits où il y a deux dérangements et d'y soutenir le toit à l'arrière par des piles jointives.

Cause probable : fortuite.

22. *Division Liège.* — 31 décembre 1954, vers 13 h.
— *Un ouvrier tué.* — P.V. Ingénieur Put.

Dans une taille chassante, en activité dans une couche de 1,50 m d'ouverture et une pente de 12°, le soutènement était en bois et le remblai en pierres de fausses-voies et piles de bois.

Le soutènement consistait en bêles de 3 m soutenues par 4 étaçons, placées suivant la pente à 1,25 m d'axe en axe et supportant chacune 4 plates-bêles de 1,50 m de longueur disposées en direction.

Les fausses-voies, distantes de 15 m, étaient coupées au toit et soutenues, sur quelques mètres seulement, au voisinage du front, au moyen de cadres Toussaint.

Un ouvrier, qui pratiquait une entaille dans la veine, à environ 2,50 m à l'amont d'une fausse-voie, entendit des pierres tomber derrière lui et s'enfuit vers cette voie pour s'y garer.

Dans sa fuite, il eut un pied coincé, contre les couloirs oscillants, par la bêle du front qui tombait, et il fut immobilisé.

Malgré l'intervention rapide de ses compagnons, il ne put être dégagé avant que survienne un second éboulement sous lequel il fut enseveli et tué.

La fausse-voie avait été coupée jusqu'à moins d'un mètre du front de taille et, au poste précédent, le montant d'amont du dernier cadre de cette voie avait été enlevé et remplacé par un « cora » afin de permettre le déplacement des couloirs.

De part et d'autre de la fausse-voie, dans la deuxième havée, il y avait une pile de bois.

L'ouverture de la veine variait de 1,50 m à 3 m. Le toit schisteux était très fissuré, le mur en schiste tendre. L'abatage se faisait au marteau-pic.

Le Directeur divisionnaire Masson prescrivit le renforcement du soutènement des fausses-voies et, là où le toit n'est pas bon, la liaison des bêles au moyen d'entretoises.

Cause probable : insuffisance des dispositifs de sécurité.

(à suivre)

Récupération et utilisation de combustibles de basse qualité provenant des anciens terrils des charbonnages

par A. TONDEUR

Ingénieur principal divisionnaire des Mines.

SAMENVATTING

De ontginning van oude steenstorten van kolenmijnen voor de recuperatie van brandstoffen van mindere hoedanigheid heeft sedert 1950 een grote uitbreiding genomen in België. In 1957 heeft deze nijverheid een bruto tonnage van 7 à 8 miljoen ton behandeld, waaruit door eenvoudige zifting, nagenoeg 2 miljoen ton brandbare schiefer met hoog asgehalte (gemiddeld 65 %) werd gewonnen en door herwassing ongeveer 200.000 t handelsproducten met een asgehalte van 25 %.

Deze producten worden door de elektrische centrales en door de cementfabrieken verbruikt. Sommige centrales verbruiken systematisch als enige vaste brandstof schiefers van 65 % as. De toevoeging van de vluchtige bestanddelen die nodig zijn voor een goede verbranding geschiedt onder de vorm van fuel oil (mazout).

Het verbruik van producten van zulke lage kwaliteit brengt voor de gebruikers talrijke en meestal ernstige moeilijkheden mede, waarvan een overzicht wordt gegeven. De moeilijkheden werden overwonnen dank zij kostelijke aanpassingen van de inrichtingen. De nodige investeringen, zowel voor de ombouw der centrales als voor de ontginning der storten konden slechts aangegaan worden onder het beding van contracten op lange termijn die enerzijds aan de centrales een regelmatige en voldoende bevoorrading aan brandschiefer en anderzijds aan de recuperatiebedrijven een verzekerde afzet van hun producten moesten waarborgen.

Hieruit vloeit voort dat het verbruik van brandschiefer, voortkomende van de recuperatie van oude steenstorten, in België tot de normale industriële praktijk is gaan behoren en een structureel karakter vertoont, onafhankelijk van de schommelingen der conjunctuur.

De auteur geeft verder statistische inlichtingen over het belang van de ontginbare reserves.

RESUME

L'exploitation d'anciens terrils des charbonnages pour la récupération de combustibles de basse qualité a pris en Belgique une grande extension depuis 1950. En 1957, cette industrie a traité un tonnage de terril brut en place de l'ordre de 7 à 8 millions de tonnes et en a récupéré, par simple criblage, quelque 2 millions de tonnes de schistes combustibles à haute teneur en cendres (65 % en moyenne) et, par relavage, quelque 200.000 tonnes de produits marchands à 25 % de cendres.

Ces produits sont consommés par les centrales électriques et par les cimenteries. Certaines centrales en sont arrivées à consommer systématiquement des schistes à 65 % de cendres comme seul combustible solide. L'appoint de matières volatiles nécessaire à une bonne combustion est assuré sous forme de fuel oil (mazout)

La consommation de produits d'aussi basse qualité comporte pour les utilisateurs de nombreux et souvent graves inconvénients, que l'auteur passe en revue. Ces inconvénients ont été surmontés au prix d'une adaptation onéreuse des installations. Les investissements nécessaires, tant pour la conversion des centrales que pour l'exploitation des terrils eux-mêmes, n'ont pas pu être consentis que sous le couvert de

contrats à long terme assurant, d'une part, aux Centrales intéressées un approvisionnement régulier et suffisant en schistes de terril et, d'autre part, aux entreprises de récupération, un écoulement garanti de leur production.

Il en résulte que la consommation de schistes charbonneux récupérés d'anciens terrils est entrée en Belgique dans la pratique industrielle courante et a pris un caractère structurel, indépendant des fluctuations de la conjoncture.

L'auteur donne des renseignements statistiques sur l'importance des réserves exploitables.

Introduction.

On a pu observer depuis quelques années en Belgique, dans les centrales électriques fonctionnant au charbon pulvérisé surtout, une extension de l'utilisation de combustibles à très haute teneur en cendres (45 à 65 %) provenant de l'exploitation d'anciens terrils des charbonnages.

Parallèlement, le nombre de chantiers d'exploitation de ces dépôts de matières considérées comme stériles à l'époque de leur déversement se multipliait, à l'initiative d'entrepreneurs indépendants des charbonnages d'abord. Ces exploitants acquerraient à des conditions avantageuses des terrils abandonnés. Par la suite, certains charbonnages se sont intéressés eux-mêmes à cette activité et ont entrepris la récupération de leurs propres terrils, soit par leurs propres moyens, soit avec le concours d'entrepreneurs travaillant à forfait.

Pour donner une idée de l'importance de ces exploitations, il suffira de relever qu'au cours de l'année 1957, les centrales des producteurs distributeurs d'électricité de Belgique ont consommé 623.000 tonnes d'équivalent charbon (poussier à 25 % de cendres) de ces produits, ce qui représente un tonnage réel de l'ordre de 1,557 million de tonnes et près de 16 % de la consommation totale de combustibles solides des centrales de distribution publique (en équivalent charbon).

Or, outre les centrales électriques, les cimenteries absorbent d'importants tonnages de ces bas-produits — près de 0,50 million de tonnes annuellement.

De plus, certains charbonnages relavent les anciens terrils pour en récupérer des mixtes à 25 % de cendres consommés en partie par les centrales à grille et en partie par les centrales au pulvérisé. Une importante société du Bassin de Charleroi a produit de la sorte, en 1957, 144.000 tonnes supplémentaires de charbon écoulées avec la production courante de ses sièges d'extraction.

Ces quelques indications situent l'importance de cette récupération qui porte sur des tonnages de l'ordre de 2 millions de tonnes annuellement à la consommation et implique le remaniement d'un tonnage de terril en place de l'ordre de 7 à 8 millions de tonnes.

Recensement des terrils.

L'Administration des Mines s'est livrée à une première enquête sur l'extension de ces exploitations, leur outillage et leurs procédés, ainsi que sur les réserves existant dans le pays en cette matière.

Le recensement des terrils existant dans les bassins du sud, sur le territoire des seules concessions actuellement en exploitation, a permis de dénombrer 390 terrils, d'importance fort variable, depuis quelques milliers jusqu'à près de 50 millions de tonnes. Encore ce recensement comporte-t-il quelques lacunes et ne comprend-il pas la plupart des terrils situés sur les concessions déchuées, abandonnées ou inactives.

Certains des terrils recensés remontent au début du XIX^e siècle, d'autres sont encore en activité. Ils ont été classés, du point de vue de la possibilité de récupération des schistes charbonneux, en trois groupes :

Un premier groupe comprend les terrils qui, en raison de leur nature (terrils composés uniquement de pierres du fond), de leur état (terrils entièrement brûlés) ou du résultat défavorable des analyses faites, peuvent être considérés comme totalement inexploitable dans l'état actuel de la question.

Le deuxième groupe comprend des terrils d'exploitabilité douteuse, soit qu'aucune analyse des schistes qui les constituent n'ait encore été faite, soit que ces analyses, basées sur un nombre trop restreint d'échantillons, ne permettent pas de conclure, soit encore qu'elles dénotent un manque d'homogénéité dans la composition rendant incertaine la rentabilité de l'exploitation.

Le troisième groupe comprend les terrils que l'on peut tenir pour économiquement exploitables dans l'état actuel des exigences des consommateurs.

Le tableau I donne l'importance de chacun de ces groupes dans les différents bassins ainsi que le tonnage approximatif des terrils recensés.

Le tableau II montre que le Borinage n'offre que peu de possibilités, 62 % des terrils y étant totalement (29 %) ou partiellement (33 %) brûlés. La situation dans les autres bassins du sud est nettement plus favorable, comme le montre le tableau II donnant la proportion du nombre de terrils recensés, totalement ou partiellement brûlés d'une part, intacts d'autre part.

TABLEAU I

Terrils considérés actuellement comme	Borinage		Centre		Charleroi		Liège		Sud		Campine		Royaume	
	N (1)	t (2) 1000 t	N (1)	t (2) 1000 t	N (1)	t (2) 1000 t	N (1)	t (2) 1000 t	N (1)	t (2) 1000 t	N (1)	t (2) 1000 t	N (1)	t (2) 1000 t
I. Inexploitables														
brûlés entièrement	32	47.752	6	7.630	14	19.447	13	23.269	65	98.098	—	—	65	98.098
brûlés partiellement	16	104.627	6	23.052	5	10.071	8	15.678	35	153.428	3	26.600	38	180.028
intacts	9	11.844	13	55.502	35	50.225	15	14.905	72	112.476	11	58.500	83	170.976
Total	57	164.223	25	66.184	54	79.743	36	53.852	172	364.002	14	85.100	186	449.112
II. D'exploitabilité douteuse														
brûlés partiellement	15	30.517	2	20.292	7	24.774	4	15.500	28	89.083	—	—	28	89.083
intacts	21	12.041	11	24.965	32	60.391	17	32.092	81	129.489	2	20.500	83	149.989
Total	36	42.558	13	45.257	39	85.165	21	45.592	109	218.572	2	20.500	111	239.072
III. Exploitable (entièrement ou partiellement)														
brûlés partiellement	3	5.706	2	14.650	6	4.265	6	6.443	17	31.064	—	—	17	31.064
intacts	16	4.920	19	30.189	32	22.124	25	32.994	92	90.127	—	—	92	90.127
Total	19	10.626	21	44.839	38	26.389	31	39.337	109	121.191	—	—	109	121.191
Total général	112	217.407	59	156.280	131	191.297	88	138.781	390	703.765	16	105.600	390	809.365
IV. Terrils en exploitation ou déjà entièrement exploités	4	3.840	7	16.188	13	9.101	17	27.360	41	56.389	—	—	41	56.389

(1) Nombre de terrils.

(2) Tonnage.

TABLEAU II

Terrils	Borinage	Centre	Charleroi	Liège	Sud
Entièrement brûlés	29 ⁽¹⁾	10	10	15	17
Partiellement brûlés	53 ⁽¹⁾	17	14	20	18
Intacts	58	73	76	65	65
	100	100	100	100	100

(1) 21 de ces terrils sont encore en ignition.

Dans l'ensemble, 28 % du nombre des terrils recensés sont d'ores et déjà reconnus exploitables. Il est vrai qu'en tonnages ils ne représentent que 15 % de la masse totale estimée. Encore faut-il tenir compte de ce que un sur six des terrils exploitables est partiellement brûlé, sans qu'il soit possible d'estimer dans quelle proportion. Les terrils de Campine, de formation récente, n'offrent que peu de possibilités en matière de récupération.

Il est vraisemblable qu'une partie des terrils d'exploitabilité douteuse viendra s'ajouter à ces 28 % lorsqu'une étude suffisante en aura été faite. Cette dernière catégorie couvre 28,5 % en nombre et 30 % en tonnage des terrils recensés.

Il convient toutefois d'indiquer combien le choix d'un terril à exploiter peut être hasardeux. Il ne peut être fondé, en effet, que sur l'analyse d'échantillons prélevés en surface, l'emploi de la sonde étant impossible dans ces masses sans cohésion.

L'échantillonnage consiste à creuser des trous d'un mètre de profondeur et d'un mètre de côté dont le contenu est emporté dans des sacs pour être analysé. L'analyse comporte un criblage et la détermination quantitative des différents calibres, le séchage à l'étuve à 220° pour la détermination de la teneur en eau, la calcination au four électrique à 1150° pour la mesure de la teneur en cendres.

Celle-ci ne donne d'ailleurs pas une idée exacte de la proportion de matière combustible du schiste analysé, car celui-ci contient souvent une forte proportion d'eau combinée qui ne se sépare pas à l'étuve, mais seulement à la calcination.

Ainsi, une teneur en cendres apparente de 70 % peut ne correspondre qu'à 22,3 % de matière combustible si le stérile comporte 11 % d'eau en combinaison, comme le fait apparaître en certains cas une analyse plus minutieuse.

Même les résultats uniformément favorables d'une centaine d'analyses préalables ne mettent pas l'exploitant à l'abri des déconvenues lorsque la masse profonde du terril révèle, en cours d'exploitation, une composition moins favorable.

Les terrils considérés actuellement comme inexploitables en ce qui concerne la récupération de combustible ne sont pas pour autant dénués de tout intérêt économique. Certains d'entre eux, entièrement ou partiellement brûlés, sont le siège d'impor-

tantes exploitations de schistes rouges (cuits) pour l'empierrement d'allées, de tennis, voire comme ballast (2). Quatre terrils borains ont produit déjà près d'un million de tonnes de schistes rouges. On en relève également trois exploitations de quelque importance à Charleroi et trois à Liège.

Le tonnage brut exploitable pour la récupération de combustible est actuellement estimé à près de 120 millions de tonnes. Le tonnage de combustible récupérable est fonction de la qualité du terril et du mode d'exploitation. Toutefois, en se basant sur une granulométrie moyenne donnant 50 % de 0-20 à 65 % de cendres, on peut estimer *grosso modo* à 24 millions de tonnes équivalent charbon (poussier brut à 25 % de cendres) le tonnage récupérable présentement reconnu.

La qualité du terril dépend elle-même généralement de son âge, de sa granulométrie, des matières étrangères qu'il contient et de la lavabilité des calibres inférieurs.

Plus un terril est ancien, plus il a de chances d'être intéressant, car le lavage des produits fins était très imparfait au XIX^e siècle et même encore dans les premières décades du XX^e.

Les terrils constitués exclusivement de schistes de lavoir, d'une granulométrie le plus souvent inférieure à 80 mm, donnent de meilleurs résultats que ceux qui contiennent également des stériles remontés comme tels du fond (pierres des bouveaux et des coupes de voies).

Beaucoup de terrils anciens ont reçu en outre les cendrées des batteries de chaudières des sièges voisins. Ces cendrées, poreuses, ont une densité apparente sensiblement égale à celle du charbon et ne peuvent en être séparées au lavage. Elles déprécient fortement les produits de récupération.

Les fines des terrils anciens ont, en général, une lavabilité satisfaisante et permettent de récupérer par relavage un combustible de qualité moyenne (25 % de teneur en cendres) dans la proportion de 7 à 10 % de la masse brute traitée.

Les terrils plus récents se prêtent mal au relavage et ce sont alors les fines brutes à 60-65 % de cendres qui sont livrées aux centrales. Le plus souvent, elles constituent *grosso modo* 50 % du tonnage brut du terril traité. La séparation se fait soit à 15, soit le plus souvent à 20 mm.

Modes d'exploitation.

Il y a deux modes d'exploitation très distincts suivant que l'on se borne à cribler le terril et à livrer les fines brutes ou que l'on relave ces fines pour livrer des mixtes de qualité marchande. Dans ce dernier cas, l'exploitation comporte l'installation de lavoirs et nécessite des investissements importants.

(2) La couche supérieure du ballast des voies de tramways établies récemment en site propre à Bruxelles, est faite de ce matériau.

Le plus souvent, les charbonnages qui exploitent eux-mêmes ou par sous-traitants leurs propres terrils en relavent les fines dans des sections spéciales des lavoirs existants (3).

Les entrepreneurs indépendants des charbonnages exploitent en majorité sans relavage. Toutefois, une société a installé, dès 1950, un lavoir dans le Bassin de Charleroi et achève en 1957 le montage d'un second dans le Centre pour le traitement d'un terril de quelque 12 millions de tonnes. Le coût de cette dernière installation est estimé à 50 millions de francs. Une entreprise liégeoise a également installé un lavoir à Lixhe. Le premier du système « Lamex » produit actuellement quelque 140 t/jour de combustibles à 25 % de cendres en moyenne (schlamms, 0-10, 10-25). Le second est prévu pour une production journalière de 800 à 1.000 t de 0-20 à 45 % de cendres. Il traite, après criblage, le 0-10 dans un lavoir « Lamex » et le 10-80 par liqueur dense. Le troisième, à rhéolaveurs, sort journalièrement quelque 320 t de 0-4 à 55 % de cendres et 60 t de 3-15 relavés à 25 % de cendres en moyenne.

Le chantier d'exploitation au terril est généralement équipé de bulldozers, de pelles mécaniques, de draglines ou de « tracto-loaders » comme un chantier de terrassement du génie civil, de convoyeurs à bande, de cribles et de trommels et d'un parc de camions automobiles. Certains chantiers avantageusement situés bénéficient de raccordements au chemin de fer ou de rivages pour expédition par eau. Pour les autres, le transport par camions grève les frais d'exploitation de charges d'autant plus élevées que les conditions d'emploi très dures accélèrent l'usure de ces engins. Ce mode de transport expose, en outre, les exploitants aux récriminations des riverains des voies publiques donnant accès aux chantiers, à des interventions des pouvoirs publics locaux et de l'Administration des Ponts et Chaussées en raison de la dégradation des revêtements et de l'embouement causés par le trafic intense de substances terreuses.

Lorsque les circonstances locales le permettent, le chantier est relié au réseau de distribution de courant électrique. Autrement, il est équipé d'un groupe électrogène à moteur Diesel de 50 à 60 kW pour l'alimentation des moteurs des cribles ou trommels et des convoyeurs. Souvent, il y est installé un laboratoire de chantier pour l'analyse d'échantillons (teneurs en eau et en cendres, granulométrie).

L'activité de ces chantiers est très sensible aux variations des conditions climatiques : les pluies entravent la production en augmentant la teneur en eau et en agglomérant les différents calibres, qui ne se séparent plus au criblage ; elles rendent le chantier boueux et impraticable. Le gel agglomère pareillement les éléments et entrave les transports.

(3) On a commencé par les relaver avec les charbons extraits, mais la présence de cendrées de terril, qui passent dans le flottant, dépréciait l'ensemble de la production des calibres inférieurs.

Aussi les entreprises de récupération de terril sont-elles amenées à constituer durant la bonne saison des stocks importants, de manière à pouvoir assurer les livraisons contractuelles en cas d'intempéries prolongées.

Les exploitants de centrales estiment que les stocks, tant aux centrales que chez les fournisseurs de schistes, doivent couvrir leurs besoins pour neuf mois à un an.

Les entrepreneurs intéressés n'ont évidemment pu consentir les investissements importants requis ni satisfaire les exigences des centrales consommatrices en matière de stockage que sous le couvert de contrats à long terme leur assurant un écoulement régulier de la production, un amortissement convenable des installations et un soutien financier suffisant de leurs entreprises. L'acquisition de nouveaux terrils à exploiter se heurte, en effet, aux prétentions de plus en plus élevées des propriétaires. Il en est de même des terrains d'épandage, éventuellement nécessaires à l'évacuation des refus.

Utilisation par les centrales électriques.

L'utilisation des mixtes de récupération à 25 % de cendres issus des lavoirs ne soulève pas de problème particulier puisque leur teneur en cendres et leur pouvoir calorifique sont analogues à ceux des mixtes et poussières bruts couramment utilisés. Seule leur teneur élevée en eau peut susciter quelques difficultés mineures, du même ordre que celles qu'entraîne l'utilisation des schlamms.

Celle des schistes bruts a nécessité en revanche une adaptation des installations. Nous n'envisageons pas ici le cas des centrales qui mélangent les schistes de récupération à teneur élevée en cendres à des produits normaux pour obtenir au broyage des pulvérisés à 40-45 % de cendres, mais examinerons plus spécialement le cas des centrales qui utilisent les schistes bruts de récupération à 65 % de cendres comme unique combustible solide.

Il n'est pas sans intérêt d'indiquer brièvement par quelle évolution on en est venu à consommer d'aussi pauvres produits. A la suite du regroupement, dans les années 30, des sociétés exploitant des centrales électriques de distribution dans le nord du pays, les résultats financiers d'exploitation de centrales précédemment indépendantes ont été constamment comparés à ceux d'autres centrales, mieux situées sous le rapport de l'approvisionnement en charbon et pour qui le combustible avait, de ce fait, un prix de revient inférieur. Cette rivalité a conduit les ingénieurs chargés de la gestion des centrales les moins favorisées à rechercher les moyens d'abaisser leur prix de revient. C'est ainsi que, dès 1939, l'idée leur est venue de rebrûler les suies, dont la teneur en imbrûlés atteignait 35 à 40 %, en les mélangeant aux poussières bruts.

Les résultats de cette pratique ayant été satisfaisants, on ne se borna plus à réincorporer les suies

fraîches au poussier et, lorsque de nouvelles chaudières modernes (87 kg/cm^2) furent mises en service, on reprit des suies anciennes de parc à cendres pour les y brûler avec un égal succès.

Sur la base des résultats ainsi obtenus, on envisagea tout naturellement, à l'époque de la libération du territoire, alors que les centrales se heurtaient aux pires difficultés d'approvisionnement en combustible, de remplacer les suies par des schistes de terril.

Au début, la centrale consommait des schistes à 40 % de cendres en mélange avec les poussières bruts à 20-25 % de cendres. La teneur en cendres a été progressivement relevée pour atteindre actuellement une moyenne de 65 % (61 à 67 %).

La combustion complète d'un tel combustible ne peut être obtenue dans la chambre de combustion s'il est utilisé seul. Il est nécessaire d'apporter dans la chambre un complément de matières volatiles. Cet apport peut être réalisé, soit en alimentant certains brûleurs en poussier brut de charbon gras ou en schlamms gras, soit par des brûleurs à mazout. C'est cette dernière solution qui a finalement prévalu et qui est actuellement appliquée d'une manière systématique par deux importantes centrales de la province d'Anvers, disposant respectivement d'une puissance installée de 250 et de 64 MW.

Dans la première de ces centrales, deux chaudières modernes à pulvérisé, alimentant en vapeur à 80 kg/cm^2 et 510° des unités de 50 MW, ont été aménagées pour l'utilisation de schistes de terril et pourvues de 18 brûleurs au mazout consommant 190 tonnes d'huile pour 1.000 tonnes de schistes.

Cette proportion dépend moins de l'insuffisance de pouvoir calorifique du schiste pulvérisé, qui est d'environ 2.000 kcal/t, que de la capacité insuffisante des broyeurs. Elle varie avec la charge et peut descendre à 150 ‰ en période estivale, sans que cette proportion constitue, tant s'en faut, un minimum absolu.

Il va de soi que, pour une charge déterminée, la proportion de mazout augmente parallèlement à la teneur en cendres des schistes consommés.

Du point de vue thermique, l'apport de calories par les schistes varie dans cette centrale de 60 à 40 % du total, le mazout assurant le complément de 40 à 60 %.

Dans d'autres centrales au pulvérisé du même groupe, la proportion des calories apportées par le mazout est réduite à une moyenne de 25 %, les schistes fournissant 75 % du total des calories introduites dans la chaudière.

Dans ce cas, la proportion en poids du mazout est ramenée à 75 tonnes en moyenne pour 1.000 tonnes de schistes.

L'adaptation progressive de la centrale de 250 MW précitée à la consommation exclusive de schistes de terril comme combustible solide apparaît dans l'évolution des tonnages de schistes consommés :

en 1951 :	16.000 tonnes
1952 :	78.000 tonnes
1953 :	240.000 tonnes
1954 :	194.000 tonnes
1955 :	285.000 tonnes
1956 :	367.000 tonnes
1957 :	475.000 tonnes

soit : 1.655.000 tonnes en sept ans.

Une évolution parallèle s'observe dans les autres centrales du même groupe. Les centrales équipées de chaudières à grilles font également usage de schistes charbonneux de récupération, mais dans une moindre mesure. En effet, elles n'obtiennent de résultat satisfaisant que si ce combustible n'excède pas 33 % du lit de combustion. Dans ces chaudières également, on installe des brûleurs à mazout pour assurer un appoint de calories et consommer l'excès d'oxygène traversant le lit. Selon le type de chaudière à grille, l'apport de calories par le mazout varie ici de 25 à 40 % du total, par les schistes de 12,5 à 10 % seulement, le solde étant fourni par le charbon (62,5 à 50 %).

Pour l'ensemble des centrales de distribution publique de Belgique, l'Administration des Mines a obtenu des producteurs, depuis juillet 1956, la déclaration des tonnages de schistes de terril consommés chaque trimestre, convertis en équivalent charbon (poussier brut à 25 % de cendres) sur la base de 40 % du tonnage réel.

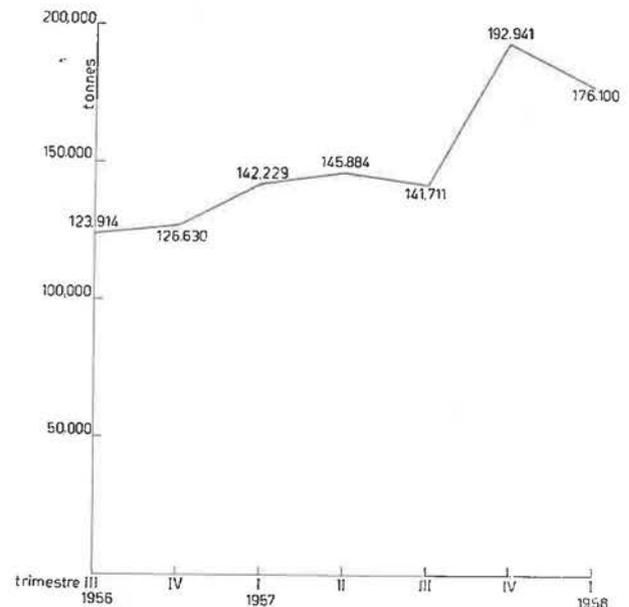


Fig. 1. — Evolution trimestrielle de la consommation de schistes de terril par les centrales électriques de distribution publique du 30 juin 1956 au 31 mars 1958.

La figure 1 exprime l'évolution de cette consommation durant la période pour laquelle ces données statistiques ont été obtenues. Il convient de multiplier par 2,5 les tonnages inscrits pour obtenir le tonnage réel de schistes bruts consommés comme

tels. On notera que la consommation du quatrième trimestre 1957 est supérieure de plus de moitié à celle du trimestre correspondant de 1956.

Inconvénients.

1°) A la différence des poussières brutes, les schistes de terril sont humides. Il est nécessaire de les sécher si l'on veut éviter le colmatage des broyeurs à boulets et assurer l'entraînement du pulvérisé par le ventilateur exhausteur. Cela a été réalisé par un prélèvement de gaz à 600-800° dans la chambre de combustion. Ces gaz chauds assurent un préséchage dans la colonne joignant les vis de vidange des trémies à brut aux broyeurs et le séchage s'achève dans les broyeurs eux-mêmes traversés par les gaz chauds appelés par le ventilateur.

2°) Pour un apport de calories égal, l'emploi de schistes nécessite la circulation d'un poids de combustible plus que double de celui du poussier brut. Il en résulte que la puissance (et la consommation d'énergie) des ventilateurs exhausteurs a dû être augmentée d'autant.

3°) Le schiste est beaucoup plus abrasif que le poussier brut. Il en résulte une augmentation considérable de l'usure et des frais d'entretien de tous les organes.

C'est ainsi qu'avec le poussier brut on consommait normalement 80 g de masse broyante par tonne de combustible (cubes d'acier de 32 mm de broyeurs à boulets).

Avec les schistes, cette consommation atteint 500 g, soit plus du sextuple.

Il en est de même des plaques du blindage intérieur des broyeurs, en acier au manganèse, ainsi que des tuyauteries, pales de ventilateurs, vis, trémies, etc.

4°) Dans la chaudière même, l'usure des tubes vaporisateurs, fonction de la vitesse des particules, est sensiblement accélérée. Cet inconvénient s'est particulièrement manifesté dans les organes où la vitesse de circulation des gaz était élevée en raison de la faible section de passage et atteignait la « vitesse critique » au delà de laquelle les cendres entraînées agissent comme abrasif, à l'instar d'un jet de sable. Cette vitesse est de 20 m/s pour un combustible à 30 % de cendres. Elle est moindre pour les combustibles plus cendreux. Les économiseurs des nouvelles chaudières ont spécialement souffert. C'étaient initialement des économiseurs à tubes à ailettes disposés en quinconce. Après cinq ans d'utilisation des schistes, il a fallu remplacer intégralement les économiseurs d'origine par d'autres dont les tubes, disposés en rangées parallèles, livraient aux fusées cendreuses un passage continu, évitant ainsi l'impact répété des poussières abrasives sur les tubes à chaque changement de direction de la veine fluide.

5°) Le volume des cendres à évacuer est multiplié par 5. Les centrales en cause ont heureusement eu la possibilité d'acquiescer de vastes excavations laissées dans la région par l'exploitation des terres à briques (argile de Boom).

Les cendres entraînées par un courant d'eau sont évacuées à distance par pipe-lines pour remblayer ces excavations. Mais, ailleurs, l'évacuation des cendres peut susciter de graves difficultés et c'est un des principaux obstacles à l'extension de la consommation de ce genre de combustible.

Il est vrai que ces cendrées peuvent être utilisées pour la fabrication de blocs de béton léger. Mais cette activité n'a absorbé jusqu'ici qu'une très faible partie, à peine 10 %, des cendres à évacuer dont le tonnage journalier atteint couramment 8 à 900 t.

6°) Le stockage des combustibles à la centrale nécessite également des parcs beaucoup plus étendus. Les anciens tours à poussier ne se prêtent pas à l'emmagasinage de produits humides et sont désaffectées, ainsi que les transporteurs à bande qui les desservent. Les parcs à charbons extérieurs, desservis par pont roulant, sont devenus fort insuffisants pour les schistes et la plus importante des centrales en cause a dû stocker sur les anciens parcs à suies, à concurrence de 250.000 tonnes, avec mise au stock et reprise onéreuse par camions automobiles. A cela s'ajoute un stock de schlamms gras de 20 à 25.000 tonnes pour parer à d'éventuelles difficultés d'approvisionnement en fuel et les installations nouvelles de stockage du fuel lui-même.

7°) L'adaptation des installations à la consommation de schistes brutes a soulevé bien d'autres difficultés graves, à présent surmontées, par exemple :

a) La présence de corps étrangers, fréquents dans les schistes de terril, provoquait notamment de nombreuses ruptures des vis d'alimentation des broyeurs. Leur remplacement entraînait chaque fois un arrêt prolongé. Les ingénieurs de la centrale ont imaginé un système de vis de rechange montée sur chariot mobile qui permet de faire le remplacement en quelques heures.

b) A l'origine, alors que l'appoint de matières volatiles dans la chambre de combustion était fourni par des schlamms gras, on n'obtenait pas, au prélèvement de flamme pour le séchage, une température suffisante. On a alors eu l'idée d'installer un brûleur à mazout dans la tuyauterie de prélèvement. Il en est résulté un échauffement excessif et la fusion partielle des cendres qui, s'agglomérant en aval sur les parois dans les tuyauteries d'adduction, obstruaient rapidement la section de passage. C'est alors que l'on a installé des brûleurs à mazout dans la façade de la chaudière et que l'on a substitué le mazout aux schlamms gras comme combustible d'appoint.

c) Cette disposition initiale des brûleurs auxiliaires à mazout sur la façade de la chaudière a pro-

voqué la formation de points chauds sur l'écran tubulaire opposé à la chambre de combustion, ce qui a eu pour conséquence une corrosion interne accélérée provoquant après deux mois une série d'éclatements successifs de tubes vaporisateurs (4).

Une nouvelle disposition des brûleurs à mazout, quatre dans le cendrier, huit immédiatement au-dessus des collecteurs d'alimentation en eau (première galerie) et six sous la voûte, a mis fin à cette situation; elle n'en avait pas moins nécessité le remplacement complet des tubes de l'écran arrière.

8) Les fumées entraînent une proportion beaucoup plus grande de cendres fines, de sorte qu'il a fallu, d'une part, installer des trémies supplémentaires sous les surchauffeurs pour en recueillir une partie et les évacuer et, d'autre part, prévoir le dépoussiérage des fumées afin de préserver le voisinage de retombées massives. On a installé, à cet effet, des dépoussiéreurs humides (Modave) à la base des cheminées. En hiver, la vapeur d'eau entraînée se condense dans la partie extérieure des cheminées en tôle et les poussières résiduelles s'y agglomèrent en boues, réduisant la section de passage, et entravent par leur chute périodique la ventilation. Pour remédier à cet inconvénient, on a dû calorifuger les cheminées à l'extérieur.

9) L'emploi des schistes de terril a fait baisser d'environ 13 points le rendement calorifique des chaudières au pulvérisé. Ce rendement étant de l'ordre de 92 % pour des chaudières modernes neuves, il tombe à environ 79 % en marche courante lorsque l'on emploie les schistes de terril à 65 % de cendres comme seul combustible solide au lieu de poussières à 20 %. Cette chute de rendement est imputable uniquement à l'accroissement de la quantité d'imbrûlés emportée par les cendres : la teneur en carbone de celles-ci reste constante, mais leur quantité s'accroît considérablement, du simple au septuple.

Le rendement calorifique des chaudières à grille est moins affecté puisque la proportion de schistes dans le lit de combustion n'est généralement que d'un tiers. Il n'en subit pas moins une baisse de l'ordre de 5 points pour les chaudières les plus modernes et pour la même raison : augmentation absolue de la quantité d'imbrûlés entraînée par les cendres.

(4) La dilatation inégale des tubes à l'endroit des points chauds provoquait la fissuration et la destruction du film protecteur d'oxyde magnétique formé à la surface interne du métal par l'action oxydante de la vapeur d'eau à haute température :



En marche normale, cette oxydation donne 2 γ d'hydrogène par litre de vapeur. Les brûleurs avaient été installés en août 1956; en octobre, la teneur en hydrogène atteignait jusqu'à 50 γ (10^{-6} g), par litre. Ces teneurs sont relevées d'une manière continue par un dispositif d'analyse chromatographique avec enregistrement, mis au point par les ingénieurs de la centrale et qui est une réalisation scientifique étonnante; elle a d'ailleurs fait l'objet de communications très remarquables. (Voir communication de M. Berger dans « Centre d'Etude des Eaux » n° 37 - Liège).

10) L'encrassement des chaudières est beaucoup plus rapide. Les arrêts pour nettoyage et entretien se multiplient et accroissent l'indisponibilité du générateur. Dans certains cas, la durée de marche continue est ramenée de deux mois à deux semaines.

En somme, chaque chaudière nécessite, pour son adaptation à un nouveau combustible, une étude et une mise au point que seule l'expérience permet de mener à bien en surmontant successivement toutes les difficultés rencontrées.

Malgré les multiples et graves inconvénients énumérés ci-dessus, les centrales intéressées considèrent que l'emploi de schistes de terril laisse encore un très léger avantage par rapport au poussier brut quant au prix de revient du kWh. Elles estiment que la phase d'adaptation des installations à l'emploi de ce combustible de rebut est pratiquement terminée.

Elles en escomptaient, il est vrai, un avantage plus substantiel. Mais, en dépit des inconvénients apparus à l'usage et parfois tardivement, l'importance des investissements consentis pour l'adaptation de leurs installations à la consommation des schistes, puis la tension extrême qui a sévi sur le marché des combustibles en 1956 et au début de 1957, ont conduit ces centrales à conclure des contrats à long terme (dix ans et plus) pour leur approvisionnement exclusif en schistes de terril; elles ont été amenées ainsi à financer les entreprises de récupération pour l'acquisition du matériel d'exploitation et des terrils eux-mêmes, dont elles surveillent la prospection.

Ces engagements rendent fort difficile la reconversion de leurs installations pour la consommation des bas-produits des charbonnages, quelque souhaitable qu'elle puisse paraître en période de récession charbonnière.

Utilisation par les cimenteries.

L'idée d'utiliser les schistes houillers en cimenterie n'est pas nouvelle. Des essais avaient été faits déjà vers 1922 et, dès 1935, une très importante cimenterie du Bassin de Mons en faisait usage en remplacement d'une faible partie de l'argile incorporée à la charge. Mais la consommation de schistes de terril en cimenterie n'a pris quelque extension qu'après 1950.

Leur utilisation peut se présenter actuellement sous deux aspects distincts.

Dans certains établissements, les schistes charbonneux tenant jusqu'à 80 % de cendres sont, après broyage, incorporés à la pâte alumino-silico-calcaire qui constitue la matière première à traiter dans les fours à klinkers. Les cendres des schistes apportent à la fois des silicates d'alumine, qui se combinent à l'excédent de chaux de matières premières locales, et un complément de combustible qui contribue à la cuisson de la charge et permet de réduire la consommation de charbon.

Ailleurs, des schistes moins cendreaux (52 à 66 % de cendres) sont mélangés au combustible usuel pour l'alimentation des brûleurs au pulvérisé. La flamme entraîne les cendres dans le four rotatif, où elles s'incorporent également à la charge.

Dans le premier cas, le schiste est essentiellement considéré comme matière première à bon marché et l'on utilise aussi bien des schistes de lavoir directs que des schistes de récupération. L'apport de combustible est un aspect accessoire.

Dans le second cas, le but poursuivi est d'obtenir un prix de revient minimum de la calorie et l'incorporation des cendres au produit est l'aspect secondaire du problème. La proportion de schistes à haute teneur en cendres dans le combustible pulvérisé est ici limitée, car en même temps on réinjecte dans le four les matières premières entraînées sous forme de poussières dans les fumées et récoltées dans des électrofiltres.

Il en résulte que la teneur en cendres du combustible ne peut excéder 40 %. Des essais ont été poussés jusque 47 %, mais sans résultat satisfaisant.

En gros, les deux modes d'utilisation sont équivalents puisque, dans l'un et l'autre cas, les cendres des schistes se retrouvent dans le ciment et leur pouvoir calorifique est utilisé à la cuisson de la charge. Les tenants de la seconde formule soutiennent toutefois que l'incorporation du combustible dans la charge nuit à la structure du grain élémentaire du ciment. Certaines firmes utilisent d'ailleurs les schistes à la fois comme matière première et comme combustible.

Par ailleurs, l'utilisation de quantités importantes de schistes donne au produit une teinte différente, plus brune, qui n'est pas toujours appréciée par la clientèle.

En tout état de cause, l'emploi des schistes de terril en cimenterie implique une analyse exacte de leurs teneurs en silice, en alumine et en fer et un dosage précis des quantités mises en œuvre de manière à compenser exactement les déficiences ou les excédents des matières premières locales en l'une ou l'autre de ces substances.

Les cimenteries, elles aussi, ont conclu des contrats à long terme pour livraison de gros tonnages de schistes de récupération.

Une seule cimenterie, très importante il est vrai, du Bassin de Mons, a consommé en 1957 quelque 180.000 tonnes de schistes de terril et de schistes de lavoir. Elle utilise pour le broyage fin des schistes à incorporer à la pâte deux broyeurs à boulets nécessitant une puissance motrice de 1.000 ch et débitant 15 à 20 t/h chacun. Ces broyeurs ne sont mis en marche que la nuit, afin de bénéficier de l'énergie électrique à tarif réduit.

Comme combustible, la même firme utilise des schistes de terril à 65 % de cendres mélangés dans la proportion de 30 % maximum à des schlamms

à 26 % de cendres et séchés dans deux sècheurs rotatifs à foyer indépendant.

La faible valeur marchande de ces schistes ne supporte pas de transports onéreux. Aussi les centres d'approvisionnement doivent-ils être voisins des cimenteries, à moins que le transport ne puisse se faire par eau.

Conclusion.

L'utilisation des combustibles récupérés d'anciens terrils a dépassé en Belgique le stade expérimental. Elle est entrée dans la pratique industrielle courante. Bien plus, son extension n'est pas, ou du moins n'est plus, liée à la tension sur le marché des combustibles, tension que l'exploitation des terrils paraissait susceptible d'alléger. La tension a disparu, mais la consommation des schistes subsiste. Elle subsistera pour plusieurs raisons et notamment celles-ci : les consommateurs se sont adaptés, non sans peine, à l'alimentation de leurs foyers en ce matériau, modifiant à cet effet leurs installations qui ne se prêtent plus dorénavant à l'utilisation de combustible normal. Ils ont conclu des contrats à longue échéance pour un approvisionnement régulier en schistes de terril : des capitaux importants ont été investis sur cette base dans les entreprises de récupération. Ces contrats portent sur des périodes de dix à vingt ans.

Il est donc vraisemblable que l'exploitation des anciens terrils suffisamment riches en matière combustible se poursuivra jusqu'à épuisement des réserves exploitables. Il n'est pas sans intérêt de signaler ici que certaines firmes belges ont déjà entrepris récemment l'exploitation de terrils en Allemagne et en France et la prospection des terrils britanniques.

Cette activité nouvelle perd son caractère conjoncturel et devient « structurelle ». Par l'importance des tonnages traités, elle exerce une influence notable sur le marché des combustibles : en période de haute conjoncture, elle atténue sensiblement la tension sur le marché, épargne au pays des importations onéreuses ou libère pour l'exportation des tonnages équivalents

En période de récession, au contraire, elle aggrave la situation des charbonnages en limitant l'écoulement des bas-produits précédemment consommés par les centrales et par les cimenteries, avec pour conséquence un gonflement inquiétant des stocks ; pareille situation suscite dans certains milieux le vœu de voir interdire l'exploitation des terrils. Mais, dans l'état actuel des choses, la reconversion des centrales, qu'une telle mesure suppose, s'avère extrêmement difficile, sinon impossible.

Cette activité a pris place parmi les industries nationales. Elle mérite de retenir l'attention des pouvoirs publics sous divers rapports : en matière de statistique de la production et de l'emploi, c'est chose faite, puisqu'un arrêté ministériel du 12 février

1958 a étendu aux exploitations de terrils l'obligation de répondre aux questionnaires annuels de l'Institut National de Statistique au même titre que les minières, carrières et industries connexes.

En matière d'urbanisme, l'exploitation des terrils pourrait être mise à profit systématiquement par les administrations intéressées pour orienter le dépôt des rebuts à la faveur des autorisations d'exploitation accordées aux entrepreneurs. Ces autorisations pourraient, à cet effet, être soumises à des conditions appropriées, pour autant que ces conditions ne grèvent pas prohibitivement le prix de revient. Des

espaces stériles pourraient ainsi être récupérés pour l'urbanisation.

Il serait utile aussi d'envisager des mesures propres à faciliter l'utilisation économique des cendres des centrales électriques en étudiant des modifications aux cahiers des charges en matière de travaux publics de manière à permettre l'incorporation d'une proportion aussi élevée que possible de ces déchets dans les revêtements routiers, les travaux de bétonnage, les agglomérés de béton, tous usages auxquels les cendres peuvent avantageusement se prêter.

Sélection de fiches d'Inichar

Inichar publie régulièrement des fiches de documentation classées, relatives à l'industrie charbonnière et qui sont adressées notamment aux charbonnages belges. Une sélection de ces fiches paraît dans chaque livraison des Annales des Mines de Belgique.

Cette double parution répond à deux objectifs distincts :

- a) Constituer une documentation de fiches classées par objet, à consulter uniquement lors d'une recherche déterminée. Il importe que les fiches proprement dites ne circulent pas ; elles risqueraient de s'égarer, de se souiller et de n'être plus disponibles en cas de besoin. Il convient de les conserver dans un meuble ad hoc et de ne pas les diffuser.
- b) Apporter régulièrement des informations groupées par objet, donnant des vues sur toutes les nouveautés. C'est à cet objectif que répond la sélection publiée dans chaque livraison.

A. GEOLOGIE. GISEMENTS. PROSPECTION. SONDAGES.

IND. A 22

Fiche n° 20.678

M. und R. TEICHMUELLER. Inkohlungsuntersuchungen und ihre Nutzanwendung. *Études sur la houillification et application*. — *Geologie en Mijnbouw*, 1958, février, p. 41/66, 21 fig.

La caractéristique de houillification varie avec son degré - loi de Schürmann pour les lignites : dans un endroit donné, la teneur en humidité varie avec la profondeur - pour les charbons vrais, loi de Hilt, diminution régulière de la teneur en matières volatiles avec la profondeur, exemples de quelques sondages (baisse de 2 % aux 100 m en moyenne). Pour les charbons jeunes, la chaleur de combustion du vitrain pur est un bon indice (applicable en Sarre). Les procédés optiques décèlent les plus petites particules de sable, argile ou calcaire, cela s'applique aussi aux recherches de pétrole dans les questions de la théorie de la proportion de carbone. Dans la Ruhr, la houillification se caractérise par : 1) un enfouissement profond et hâtif - 2) un plissement aussi très ancien - 3) l'achèvement de la houillification après l'orogénèse. La houillification ne dépend normalement que du degré et de la durée

d'échauffement, elle dépend donc peu de l'intensité du plissement. Ces remarques facilitent l'étude de la répartition des espèces de charbon. Les multiples points de pétrole de la Basse-Saxe sont répartis dans la périphérie des zones peu houillifiées. Dans l'avant-pays des Alpes, la teneur en eau des lignites noirs est en relation avec la pression tectonique, la répartition des charbons riches suit une autre loi que la Ruhr. La présence de pétrole dans les anticlinaux sub-varisques du dévonien et du carbonifère est difficile à préciser. La montagne schisteuse rhénane est difficile à analyser, il y a un métamorphisme plutonien. Les influences radioactives amènent aussi, après un temps suffisant, un accroissement de la houillification.

IND. A 25413

Fiche n° 20.782

L. LAMBRECHT, A. PASTIELS et Y. WILLIERE. Étude géologique du gisement houiller d'Andenne-Huy : le Westphalien inférieur dans la concession Halbosart-Kivelterrie-La Paix Dieu (Prov. de Liège) — *Public. de l'Assoc. pour l'Étude de la Paléontologie*, n° 29, 1957, 55 p., 3 pl.

En 1954, la Société des Charbonnages de la Meuse a fait reprendre l'exploration du Westpha-

lien inférieur à l'endroit susdit, abandonnée depuis 25 ans. D'après X. Stainier, dans le méridien du puits Belle-Vue de cette concession, le gisement comprend : 1) au N, des plateaux westphaliennes et namuriennes assez régulières de pendage S avec une faille inverse - 2) au S de cette faille, une série de massifs en écaillés composés surtout de Namurien plissé, séparés par des failles approximativement parallèles. L'article décrit banc par banc les terrains du massif nord avec mention des fossiles et synonymie des faisceaux : West. A : zone de Beyne, zone d'Oupeye - Namurien : zone de Gilly. Considérations stratigraphiques.

Conclusions : La stampe décrite est d'environ 270 m correspondant à la zone G du Carbonifère anglais (zone à *Gastrioceras*).

Dans ce secteur du bassin de Huy, la zone d'Oupeye a 76 m et celle de Beyne 188 m; à Seraing, elles ont respectivement 110 et 220 m.

Le travail prouve la continuité de deux horizons guides : *Gastrioceras* af. *Cancellatum* et id. *Cumbriense*. Grande veine et petite veine de Neumostier correspondent à Stenaye; Fagne correspond à Lairesse et Hayette à Désirée.

IND. A 2543 et A 24

Fiche n° 20.777

K. BUERGER. Ueber zwei weitere Tonsteinfunde aus dem Flöznebegestein des Ruhrkarbons. *Au sujet de deux nouvelles découvertes de tonsteins dans la stampe charbonnière de la Ruhr.* — *Bergfreiheit*, 1958, février, p. 49/51, 1 fig.

L'auteur signale la présence d'un tonstein (déjà signalé par Hahne et Müller) en deux nouveaux endroits : à la mine Unser Fritz et à la mine Hugo; en ces deux endroits, il se trouve dans le mur de la couche Zollverein 8, mais dans le premier cas à 1,65 m dans le mur en plein schiste, tandis qu'à la mine Hugo il se trouve à 53 cm dans le mur sous une passée charbonneuse; dans les deux cas il s'agit de lits minces de 5 à 15 mm qu'on pourrait facilement confondre avec du *cannel-coal* ou du durain ou encore du schiste ferrifère à cause de la teinte brun clair, de sorte que l'examen au microscope est souvent recommandable. L'auteur prépare une étude sur les variations de faciès de ce tonstein.

B. ACCES AU GISEMENT. METHODES D'EXPLOITATION.

IND. B 113

Fiche n° 20.685

F. HENRICH. Abteufen eines Senkschachtes mit Hilfe einer thixotropen Gleitflüssigkeit. *Fonçage d'un puits à l'aide de boues thixotropiques.* — *Glückauf*, 1958, 1^{er} mars, p. 321/330, 14 fig.

Le procédé du Prof. Lorenz de Berlin a été appliqué pour la première fois au creusement du puits Waltrop 3 (de la Société Hibernia) en 1956. L'ex-

périence acquise est intéressante à deux points de vue. D'abord en ce qui concerne les terrains traversés, en second lieu pour apprécier le procédé, notamment pour assurer un joint étanche dans l'argile. Avant le creusement, les terrains ont été reconnus par trois sondages de 252 m dans un rayon de 65 m, puis trois autres dans un rayon de 10 m et l'un au centre même, en plus on a fait un levé Schlumberger. On a constaté : 15 m de Quaternaire avec 10 m de sable aquifère, 45 m de marnes du Dévonien inférieur, en dessous de 60 m des terrains fermes stratifiés. Le procédé adopté utilise une tour de fonçage en béton armé; de plus, contrairement à ce qui se faisait antérieurement, l'angle de dépouille du sabot creusant est supprimé, la descente du cuvelage est assurée par une boue stable. Une surlargeur de 30 cm au rayon a été prévue pour le cas où l'on n'aurait pu maîtriser la venue d'eau pour pouvoir éventuellement intercaler un cuvelage.

Ainsi la trousse coupante a un diamètre extérieur de 8,96 m, l'angle du sabot vers l'intérieur est de 26°; à 1,50 m de hauteur, il y a un retrait extérieur d'une dizaine de cm où agit la boue de glissement; puis les parois montent verticalement. Le contrôle de la descente du sabot est assuré au moyen de tubages suspendus au-dessus d'un avant-puits de plus grand diamètre.

Des pompes assureraient le maintien du niveau hydraulique un peu au-dessus du niveau hydrostatique. On a eu quelques difficultés avec les gros galets du terrain (vite surmontées au moyen de scaphandriers). La liaison au terrain s'est faite par cimentation profonde à haute pression (firme Halliburton Cementing Cy). Les résultats d'ensemble concordent bien avec les prévisions, le prix de revient est comparé avec des cas moins difficiles : l'écart des prix est assez faible.

IND. B 114 et B 115

Fiche n° 20.121

X. Das Abteufen von Kalischächten in den U.S.A. und in Kanada nach dem Gefrier- und dem Zementierverfahren. *Le fonçage des puits dans les mines de potasse des E.-U. et du Canada d'après les méthodes de congélation et de cimentation.* — *Bergbautechnik*, 1958, janvier, p. 34/39, 5 fig.

Aux environs de 1900, en Europe, on a mis au point le procédé de la congélation, ce qui a permis le creusement de puits à travers des stamper atteignant 600 m et plus de terrains tertiaires et diluviaux en Allemagne, Belgique, Hollande, France, Angleterre, de sorte qu'en 1914 on en comptait plus de 150 applications. Aux E.-U. et au Canada, la méthode avait été essayée dès 1888, mais sans succès. C'est seulement en 1950 qu'on a pensé à utiliser les résultats obtenus en Europe pour le creusement de puits dans les mines de potasse. Les appareils pour mesurer la déviation des sondages provenaient de l'industrie américaine du pétrole.

Au Canada, on a sauvé une congélation, où les tubes avaient cédé, au moyen de tubes de très petit diamètre, en plastique.

Le procédé par la cimentation diffère peu de la méthode européenne.

Pour le revêtement des puits, on utilise uniquement le béton. Des précautions sont prises pour éviter l'influence de la gelée sur la prise du béton. Alors qu'au point de vue technique l'Amérique n'enseigne pas grand-chose, au point de vue économique on s'y est appliqué à diminuer les frais par l'emploi des méthodes modernes de forage et de préparation du chantier.

IND. B 12

Fiche n° 20.731

K. STOSS. Temperaturspannungen in vollständig geschweissten Stahl-Beton Verbundschachtausbauten. *Tensions de température dans les cuvelages complètement soudés béton-acier.* — *Technische Mitteilungen Krupp*, 1957, décembre, p. 263/271, 2 fig.

Récemment, les cuvelages en tôles soudées avec remplissage en béton se sont beaucoup développés, ils ont l'avantage d'une parfaite homogénéité qui leur permet de rester étanches malgré les variations de température; par contre, celles-ci entraînent des tensions radiales et tangentielles qui pourraient être dangereuses pour le béton.

Après quelques hypothèses simplificatrices, l'auteur établit les formules générales des tensions dues aux différences de température entre le terrain et l'atmosphère dans un cuvelage entièrement soudé. Un calcul chiffré est reproduit dans deux cas pratiques à paroi métallique simple et double.

Les tensions radiales ont le même signe que la différence de température entre la roche et l'air: il y a traction si l'air est plus froid que la roche. Les tensions tangentielles peuvent être positives ou négatives selon le rayon. Les tensions qui surviennent pour une différence de température de 30° ne sont pas exagérées.

IND. B 31 et C 21

Fiche n° 20.793

W. KONNERTH. Neue Erkenntnisse zur Rationalisierung und Ueberwachung der Schiessarbeit beim Gesteinstreckenvortrieb. *Connaissances nouvelles pour la rationalisation et le contrôle du minage en bouveau.* — *Glückauf*, 1958, mars, p. 381/395, 36 fig.

L'auteur montre l'intérêt qu'il y a à adopter l'énergie spécifique comme mesure de comparaison des divers explosifs. L'emploi des détonateurs à retard a aussi une grande importance. Sur la base de considérations théoriques vérifiées par des essais, il est proposé d'établir et d'utiliser, à la place des détos à intervalles de 34 millisecondes, des intervalles de temps décroissants.

Les recherches ont ensuite porté sur l'établissement d'un plan de forage et de minage approprié. Ce soin est souvent laissé au sentiment au lieu de soumettre chaque fois au calcul les conditions loca-

les. Des essais ayant montré que l'abattabilité des roches est fonction des pressions de terrain, le problème a été soumis à la photoélasticité qui a renseigné sur les zones d'extension et de compression, ce qui a servi à l'établissement du plan de minage théorique. Ces résultats ont été soumis à un contrôle pratique au fond sur plusieurs séries de tirs, avec plusieurs sortes d'explosifs et des détos à millisecondes et des détos à temps courts.

Pour la mesure de l'efficacité du tir, une nouvelle caractéristique de l'importance du tas abattu (valeur O_H) a été créée et sa variation avec le mode de tir contrôlée. A l'aide de nombreuses analyses granulométriques des produits du tir, l'auteur a montré pour la première fois qu'en bouveau, dans des conditions déterminées, la quantité d'une catégorie de grains est une fonction exponentielle inverse de sa dimension. Le bon accord des résultats pratiques avec les considérations théoriques permet actuellement, à la direction d'une mine, de rationaliser et de contrôler les tirs en bouveaux et enfin de mettre en parallèle le prix de revient et l'avancement.

C. ABATAGE ET CHARGEMENT.

IND. C 2531

Fiche n° 20.631

I. LEWIS and R. WATT. The underground filling of Hydrox shells. *Le remplissage au fond des cartouches Hydrox.* — *Colliery Guardian*, 1958, 13 février, p. 190/195, 1 fig. - *Trans. of the Inst. of Min. Eng.*, 1958, mars, p. 419/434.

Ce procédé date de 1935 (cf J. Hancock, *Transactions*, 1935, juin, p. 127). La nécessité de recharger à la surface les cartouches Hydrox est évitable grâce à une modification de leur construction et de la composition de la charge (nitrate de guanidine 59 % - persulfate ammoniacal 37 % - chlorure de Cu 2 % - divers). Les conditions à remplir pour assurer la sécurité sont nombreuses, mais des essais concluants ont montré que la nouvelle cartouche donne toute satisfaction. Il a fallu réaliser d'abord une amorce électrique dont la substance chauffante ne puisse enflammer le grisou, puis trouver une composition de charge qui jouisse de la même propriété et ne réagisse pas à la pression atmosphérique, mais réagisse rapidement dans le tube d'acier sous l'action de l'amorçage, en donnant des gaz non toxiques ni corrosifs. Enfin, il a été nécessaire de mettre au point la construction du tube d'acier, du disque d'éclatement et de toutes les pièces de la cartouche pour rendre possible le chargement au fond dans des conditions pratiques et sûres.

IND. C 4213

Fiche n° 20.745

G. MERYETT, D. HINCHCLIFFE et W. CADMAN. Multi-jib coal-cutting machines in thin seams. *Haveuses à bras multiples pour couches minces.* — *Colliery Guardian*, 1958, 6 mars, p. 285/289, 1 fig.

Dans une couche de 70 cm à faux-toit de 15 cm, en vue de retenir celui-ci et d'éviter le minage, on

a employé une haveuse à deux bras, chacun à double chaîne. Profondeur de la rainure 1,80 m. A la suite de difficultés éprouvées dans le contrôle du toit et l'arrosage des poussières, on a modifié la machine en remplaçant le bras inférieur à double chaîne par un bras à triple chaîne surmonté d'un bras à chaîne simple et en réduisant à 1,35 m la profondeur de havage. Vitesse des chaînes : 149 m/min.

Dans deux autres charbonnages, dans des couches de 60 à 70 cm d'ouverture, on a également employé des haveuses à chaîne à bras multiples adaptées aux conditions locales et obtenu des rendements satisfaisants.

L'article donne, pour ces essais, les renseignements utiles : hauteur et profondeur de coupe, tonnage et rendement, puissance motrice, organisation du travail, prix de revient, dépoussiérage, contrôle du toit, etc.

Les résultats satisfaisants obtenus conduisent à poursuivre les applications de la méthode et un rendement à front de 6 tonnes par journée d'ouvrier peut être atteint avec un prix de revient admissible, mais une faible proportion de gros, étant donné que presque toute la hauteur de la couche est abattue par la haveuse.

IND. C 4222

Fiche n° 20.102

H. BARKING. Der Doppelhobel System Walsum, ein neuer Weg der schälenden Gewinnung harter Kohle. *Le système à double rabot de Walsum, un nouveau débouché pour le rabot en couches dures.* — Glückauf, 1958, 1^{er} février, p. 149/155, 6 fig.

En juin 1950, il y avait trois rabots Löbbbe en service produisant 1096 t/j. En juin 1957, il y a eu quarante-neuf Löbbbe et soixante-neuf rabots ajoutés produisant 52.249 t/j, soit 12,1 % de la production totale de la Ruhr et du bassin d'Aix-la-Chapelle. Leur développement est cependant limité par les conditions géologiques et la dureté du charbon.

A Walsum, au début de 1955, à titre d'essai on mit un rabot en service dans la couche Q3 qui contient des noyaux de pyrite et du cannelcoal. Dans la taille de 230 m, on a eu beaucoup d'ennuis au début : avec la traction normale, les pics s'arrêtaient sur les noyaux et la chaîne se ramassait, puis, le noyau cédant au treuil, la chaîne sautait de la roue à empreintes; avec la traction renforcée, chaîne et roue à empreintes s'usaient extrêmement vite; c'est alors qu'on a essayé de ne raboter qu'une longueur plus réduite : 130 m ont donné d'excellents résultats. En mars 1956, il s'est présenté une taille de 270 m. Fort de l'expérience acquise, on a pensé à creuser à la main une niche de 9 à 9,5 m × 3 m où l'on place deux treuils de rabots : il y a ainsi un rabot dans chaque demi-taille, mais le convoyeur blindé est unique et on réalise 2 m d'avancement par poste.

L'installation marchant bien, on l'a perfectionnée en remplaçant 2 m de blindé par un pont sous lequel

passent des arbres moteurs, de sorte que les deux moteurs des blindés ont pu être reportés du côté remblai et placés tête à tête.

La loge est ainsi réduite à 6 m à 6,50 m × 1,50 m; c'est le rabot double système Walsum.

Dans la couche Q3 de 95 cm, on a un rendement de 17,1 t/h et par poste.

IND. C 4222

Fiche n° 20.665

H. KOESTERMEIER. Schälende Kohlengewinnung in einem geringmächtigen Flöz mit fester Kohle. *Rabotage du charbon dans une couche de moyenne puissance avec charbon dur.* — Bergbau Rundschau, 1958, février, p. 71/74, 9 fig.

Description des mesures auxquelles on a eu recours lorsque le rabot a cessé de produire normalement par suite de la dureté du charbon.

Détails sur le chantier : couche Mathilde (0,80 m à 1,00 m), pente 9 à 18°, longueur de taille 230 m; allées de 80 cm dont 2 1/2 par jour. Foudroyage de l'arrière-taille, soutènement Schwarz à deux coins de serrage, bèles Grötschel de 80 cm. Rabot ajouté avec deux moteurs de 40 kW, cylindres pousseurs à air comprimé, avance hydraulique des stations de commande. Distribution du personnel (49) pour les trois postes. L'installation a marché pendant plusieurs mois, puis la taille s'est dérangée, peu après les goujons de sécurité ont commencé à se cisailer jusqu'à trente fois sur un poste. On a d'abord eu recours aux couteaux de pied, on a amarré la chaîne au crochet supérieur, puis on a utilisé la lame de préhavage, le tir de desserrage d'abord plongeant puis au mur, enfin on s'est adressé à l'infusion en veine, tant pour l'abattage des poussières que pour faciliter le rabotage.

L'infusion à 8 atm n'a pas donné grand-chose, on a alors adopté le matériel Hausherr qui marche à une pression moyenne de 40 à 60 atm (max. : 90 atm) et a donné d'excellents résultats, tant pour l'abattage des poussières que pour le rabotage.

IND. C 4225

Fiche n° 20.639

J. BUCH, W. GRIFFITH, J. SCHIMMEL. Design and testing of Bureau of Mines pneumatic coal planer. *Réalisation et expérimentation d'un rabot pneumatique activé.* — U.S. Bureau of Mines, Rep. of Inv. 5380, 1957, décembre, 25 p., 14 fig.

Inspiré par les méthodes allemandes d'abattage, le Bureau of Mines a conçu un rabot pour les couches d'anthracite. L'anthracite dur demande une profondeur de coupe de 10 à 15 cm; la traction de chaîne est de 20 à 40 t et la vitesse d'avancement de 5,40 m à 6 m par minute, ce qui correspond à une puissance de moteur de 40 ch, une consommation de 7 à 8 m³ d'air sous pression/min à 5 kg.

Le rabot est un assemblage de quatre sections dont la longueur ne doit pas dépasser celle des éléments du convoyeur blindé à chaîne, soit 1,50 m

en l'occurrence; sinon, en cas d'ondulation du mur, dans les creux, on laissera du charbon, et, dans les bosses, le rabot dépassera le convoyeur. Pour le ripage, les vérins pousseurs doivent être commandés par une conduite d'air comprimé séparée, munie d'un régulateur de pression. La notice donne les détails de construction de ce rabot à couteaux activés, dont le but n'était pas d'être utilisé à l'exploitation, mais de déterminer si les anthracites américains étaient rabotables. La question a été résolue par l'affirmative, mais il reste à mettre au point un appareil de production.

IND. C 43 et Q 1142

Fiche n° 20.821

H. HEISSBAUER. Der mannlose Streb in dünnen Flözen des Kohlenbergwerkes Peissenberg. *La taille sans homme en couches minces du Charbonnage de Peissenberg*. — *Geologie en Mijnbouw*, 1958, mars, p. 88/99, 29 fig.

Caractéristiques du gisement : synclinaux parallèles d'axes N-S à parois redressées ; couches de petite ouverture : jusqu'à 28 cm ; pente moyenne 30 à 35° ; niveau inférieur 1000 m. Le faisceau fertile de 300 m contient vingt-six couches dont quatre ou cinq exploitables constituées de lignite noir tertiaire très dur. Le reste de la formation est constitué de molasses calcaires et quartzites. Les hauteurs d'étage sont de 120 à 150 m, les tailles atteignent 200 m.

Jusqu'à présent, l'exploitation se faisait au piqueur, le déblocage par descenseurs à disques. Les galeries sont à grande section avec cintres T.H. Le charbon étant très dur, rabot-scrapier et scie Neuenburg ne pouvaient pas donner de résultats.

Le directeur technique de la mine, M. Heissbauer, a mis au point un engin plus lourd qui rebondit sur les aspérités du charbon et détache des blocs. On lui imprime une grande vitesse pour augmenter $1/2 MV^2$, il est commandé par chaîne lourde (rond de 20 mm) avec treuils de 32 ch en tête et au pied de taille, dont les efforts s'ajoutent (cf 16.896 - C 43).

L'article donne des vues théoriques avec la distribution des efforts et des détails sur la réalisation.

A Peissenberg, il y a deux sortes de tailles à béliers, celles boisées et celles non boisées (par suite du manque d'ouverture). Dans les deux cas, on ne remblaie pas. Les tailles ont de 120 à 160 m, il y a deux machinistes, un chargeur en pied de taille, un conducteur de loco. Ces quatre hommes prennent une passe de 1 m et effectuent le boisage.

D. PRESSIONS ET MOUVEMENTS DE TERRAINS. SOUTÈNEMENT.

IND. D 21 et Q 4

Fiche n° 20.148II

C. GLOVER and N. WEBSTER. Mining subsidence and its effect on mining practice. *Les affaissements miniers et leurs effets sur l'exploitation*. — *Colliery Guardian*, 1958, 6 février, p. 157/162, 5 fig.

Envisageant le problème des affaissements consécutifs à l'exploitation souterraine d'un point de vue surtout législatif, les auteurs citent quelques cas de jurisprudence, puis rappellent les théories qui servent de base à l'évaluation des effets prévisibles sur la surface d'exploitations souterraines projetées : importance des affaissements et temps écoulé entre l'exploitation et les affaissements et entre ceux-ci et l'équilibre; facteurs : la puissance des couches, leur profondeur, les méthodes de soutènement et de remblayage, etc.

Les théories les plus généralement admises en la matière, dues à Orchard, Seldenrath, Winstanley, Evans et Jones fixent l'angle limite, l'extension des zones de contraction et d'extension et le rapport entre l'affaissement de surface et la convergence souterraine.

Les auteurs discutent le côté économique de l'incidence des dégâts miniers à indemniser sur le prix de revient de l'exploitation et l'influence de la méthode d'exploitation : la vitesse d'avancement du front de taille a peu d'importance à cet égard, mais l'efficacité du remblayage en a beaucoup et protégera généralement mieux les installations de surface que des massifs de protection de surface limitée laissés inexploités. Evidemment, le remblayage efficace demande aussi une étude économique et le législateur qui élabore les nouvelles lois régissant les exploitations doit se préoccuper de ce côté du problème.

IND. D 21

Fiche n° 20.194

D. TURNBULL et E. POTTS. Surface and underground subsidence correlation. *La corrélation entre les affaissements au fond et à la surface*. — *Colliery Engineering*, 1958, février, p. 65/72, 6 fig.

Résultats d'observations précises faites au niveau et au tachéomètre le long d'une même direction à des niveaux différents, au cours de l'exploitation d'une taille au niveau inférieur. La couche exploitée était au niveau de 400 m environ et les niveaux observés étaient 300, 340, 220, 195 et la surface.

Ces observations sur un cas concret permettent de déterminer, dans ce cas, l'angle limite de transmission, les mouvements du toit et du mur de la couche, les mouvements aux différents niveaux et à la surface, l'extension de la zone d'influence latérale, les lignes d'égal affaissement, les zones comprimées, étirées et neutres. L'incidence d'une faille a été également observée. Des mesures complémentaires viendront compléter les résultats constatés.

IND. D 222

Fiche n° 20.760

L. OBERT et W. DUVALL. Micro-seismic method of determining the stability of underground opening. *Méthode microsismique pour déterminer la stabilité des excavations souterraines*. — *U.S. Bureau of Mines, Bull.*, 573, 17 p., 9 fig.

Les excavations produites par l'exploitation donnent lieu à des phénomènes de détente des roches se

manifestant par des bruits et des microséismes qui précèdent d'un temps plus ou moins long tout mouvement ou toute cassure de terrain. Peut-on, par l'étude et l'observation interprétée de ces microséismes, prévoir la production des mouvements et éboulements, et leur importance probable? Ce problème a été étudié au moyen de sismographes spéciaux dans des mines au cours de travaux de dépiilage. Les études visent notamment à prévenir les « coups de roches » souvent dangereux et ont, de ce chef, un grand intérêt. Elles peuvent aussi conduire à aider au contrôle du toit en déterminant les zones de surtension des roches, leur étendue, l'importance des efforts, ce qui permettrait de prédire les affaissements. L'appareil utilisé est un géophone convertissant les vibrations en impulsions électriques amplifiées. Ces ondes sont envoyées à un écouteur ou à un enregistreur. La partie essentielle du géophone, un cristal piézoélectrique, peut être introduite dans un trou de sonde ordinaire qui lui assure le contact avec la roche.

IND. D 234 et B 4211

Fiche n° 20.664

W. KLAGES. Strebbrücke in steiler Lagerung. *Eboulement en taille dans les dressants*. — *Bergbau Rundschau*, 1958, février, p. 65/71, 10 fig.

Les éboulements en dressant peuvent se classer d'après l'importance : 1) chute du charbon en couronne : a) il y a passage - b) on ne passe plus - 2) chute de la pierre du toit - 3) éboulement du charbon en couronne et du toit - 4) éboulement généralisé.

Causes des éboulements : 1) gradins trop profonds : un gradin de 10 m laisse une surface découverte de 50 m² non compris l'allée de passage, un gradin de 1 m ne laisse que 0,5 m² - 2) talus des remblais trop plat par l'emploi de tôles; le talus naturel des pierres est moins dangereux, seulement il rend difficile la manutention des bois de soutènement - 3) soutènement défectueux - retard, éléments trop faibles, densité insuffisante - 4) exploitation des piliers de surcharge - 5) exploitation dans les dérangements.

Traitement des éboulements : on peut remblayer et remonter en avant, parfois on peut essayer de récupérer le matériel en déblayant et boisant; en général, cette seconde façon de faire n'est pas économique.

En conclusion, il est noté que la cause la plus fréquente des éboulements est le retard dans le remblayage, l'amenée des remblais est un point essentiel de l'organisation pour l'exploitation des tailles en dressant; l'emploi des convoyeurs à bandes est à recommander.

IND. D 32 et E 45

Fiche n° 20.159

J. PETTIT. Notes on the properties, application and examination of ferrous metals used in colliery engineering. *Notes sur les propriétés, usages et examen des métaux ferreux utilisés dans les charbonnages*. — *The Mining Electrical and Mechanical Engineer*, 1958, janvier, p. 195/204, 17 fig.

Rappel des essais pratiqués sur les métaux : traction, choc, flexion, dureté, fatigue, etc., analyses chimiques, examens microscopiques et macroscopiques. Trempe et normalisation. Nuances d'acier et propriétés. On examine ensuite les principales applications à l'exploitation des mines : organes de suspension des cages : fer forgé ou acier à 1,5 % de manganèse ont leurs avantages propres et leurs défauts qui appellent leur mode de détection et de traitement appropriés.

Les organes de traction et d'attache des engins de roulage, les engins de levage, les axes de molettes, les profilés de construction ont aussi leurs modes de sollicitation et leurs exigences particulières; les prescriptions réglementaires et les moyens de contrôle sont spécifiés pour chaque cas. Les méthodes de contrôle doivent aussi assurer la sécurité par des essais en cours de service : la détection des fissures par aspersion au moyen des liquides fluorescents, complétée par l'application d'un champ magnétique, est recommandée. Les ultrasons permettent aussi la détection des défauts, ainsi que la radiographie. La question de l'usure, des diminutions de résistance qu'elle comporte et des tolérances admissibles achève cet exposé qui est suivi d'une discussion.

IND. D 40 et D 68

Fiche n° 20.643

F. SPRUTH. Kosten und Bewirtschaftung des Strecken- und Strebbaus in Stahl und Leichtmetall. *Dépenses et contrôle économique du soutènement de taille en acier et métaux légers*. — *Glückauf*, 1958, 15 février, p. 280/292, 32 fig.

Les dépenses pour le soutènement en acier et aluminium n'ont pas simplement grandi avec la production et les prix, mais, comme les statistiques récentes le montrent, elles ont crû beaucoup plus vite. Depuis 1938, elles sont multipliées par 11,5 et leur importance dans le prix de revient s'est constamment accrue ces dernières années. Il importe donc de les faire concourir économiquement à l'exploitation et à la sécurité.

Après un aperçu statistique sur les fournitures pour le soutènement des voies, il est signalé l'orientation vers l'emploi de l'acier amélioré en vue d'une diminution du bris des éléments par fragilité et d'une augmentation de la limite de striction. Trop de mines hésitent encore à recourir aux éléments allégés par une haute résistance; il reste des économies à faire dans ce sens.

Concernant les étauçons et bêles de taille, on constate un nombre exagéré de pertes et mise à la

mitraille; parmi les mesures d'amélioration, l'auteur discute la question de la matière.

Pour un emploi économique du matériel de soutènement, il faut prévoir un atelier d'entretien et réparation du matériel approprié.

Les écueils à éviter sont signalés et quelques exemples montrent ce qui est nécessaire, tout au moins pour les étauçons à friction. Pour les hydrauliques, on manque encore un peu d'expérience.

IND. D 40 et D 60

Fiche n° 20.803

P. WINKHAUS. Der gegenwärtige Stand des Strecken- und Strebaubaus. Neue Erkenntnisse und Forderungen an die Weiterentwicklung. *La situation actuelle du soutènement en galeries et en tailles. Connaissances nouvelles et exigences de l'évolution future.* — Glückauf, 1958, 15 février, p. 217/236, 50 fig.

L'auteur note que la mesure des pressions de terrain est très difficile et qu'on s'est souvent trompé à son sujet. La mesure de la force du soutènement est excessivement utile et presque indispensable, toutefois elle exige beaucoup de temps. Il est étonnant qu'après les dizaines d'années qu'on s'intéresse au problème certaines connaissances nous manquent encore pour assurer le maximum de sécurité.

Le soutènement en galeries est longuement analysé, en taille il est souligné que les bèles articulées doivent être améliorées ou remplacées par autre chose. En résumé, l'accroissement de la profondeur moyenne dans la Ruhr est annuellement de 10 m. Ceci pose un problème urgent de soutènement. L'emploi des aciers améliorés au lieu de l'acier demi-dur ordinaire (St 54) permet une économie de poids de 30 %, évite les cassures par fragilité et permet la reformation au fond. Quant au profil, le GI de la DIN 21541 est à recommander; deux autres éléments importants sont le mode d'assemblage des divers éléments du soutènement et la liaison avec le terrain. Un trop grand coulisement qui va jusqu'à l'éboulement est un non-sens; pour être efficace, il doit permettre le coulisement dans le sens de la pression. La forme la plus convenable pour le soutènement rigide est la demi-ellipse. En taille, la béle articulée est nécessaire à la mécanisation; elle a l'inconvénient que, lors du désoutènement, elle modifie la répartition des charges et peut rendre le toit instable.

L'emploi de l'acier amélioré a aussi procuré le même avantage de diminution de poids. Les étauçons à friction ne donnent pas, en taille, la résistance mesurée au banc d'essai: les mesures au fond à la presse interposée sont donc très utiles, elles contrôlent aussi le travail de pose du mineur et l'incitent à plus de soins. L'étauçon hydraulique est en voie d'extension à la suite des bons résultats obtenus en Angleterre.

IND. D 43

Fiche n° 20.640

S. BATZEL. Der hydraulische Strebaubau. *Le soutènement hydraulique en taille.* — Glückauf, 1958, 15 février, p. 237/254, 42 fig.

L'évolution du soutènement hydraulique a fait un sérieux bond en avant chez de nombreux constructeurs allemands, spécialement au cours de ces quelques derniers mois. Les progrès de la mécanisation de l'abattage font prévoir une simplification ou une mécanisation du soutènement.

Après un aperçu général sur l'importance relative du temps de soutènement par rapport aux autres travaux de la taille en abattage manuel et mécanisé, la classification des étauçons et des piles hydrauliques suivant le groupement, la construction et le fonctionnement, l'auteur passe en revue et décrit séparément les étauçons hydrauliques construits en Allemagne. Les étauçons hydrauliques Salzgitter, Kronprinz, Eisenwerk-Wanheim et son soutènement marchant, idem pour Ferromatik, l'étauçon télescopique G.H.H., le soutènement marchant Westfalia-Lünen, idem Becorit, l'étauçon hydraulique von Hoesch simple et accouplé, les doublets Hemscheidt-Sander avec étauçons hydrauliques à forte charge pour faible course (135 mm). Les piles cylindriques Schwarz, l'étauçon hydraulique semi-léger de Bergwerk- und Walswerk-Maschinenbau, les piles hydrauliques à quatre étauçons Wiemann.

A l'aide de quelques réalisations, il est montré que dès à présent le soutènement hydraulique est avantageux. Des considérations économiques montrent les économies à réaliser par suite de la pose plus facile, d'une densité plus faible équivalente, du temps supplémentaire disponible pour l'abattage. Avantages techniques à attendre de l'étauçon hydraulique.

IND. D 43

Fiche n° 20.182^I

NATIONAL COAL BOARD. Steel props and bars - Report by the Technical Mission of the N.C.B. *Étauçons et bèles métalliques - Rapport de la Mission technique du N.C.B.* — 1958, p. 1/15, 10 fig.

Le soutènement métallique a commencé (en 1938) par des étauçons rigides: MKS, ORS, ONS. En 1947 et 1949, la production en masse a commencé avec SGK2 et SDT, étauçons coulissants à faible charge avec caractéristique croissante. Depuis 1953, on produit des étauçons M qui sont 15 à 25 % plus légers, de meilleure construction, mais ils coulisent aussi à 5 t avec une caractéristique croissante. On s'est alors attaché à réaliser la caractéristique théorique avec les types TS, M20 à fût rectangulaire, serrure à œillet ovale, angle de clavette 10° et le type S1 à fût octogonal allégé en métal perforé, clavette plate, angle 8°.

Des diagrammes donnent les caractéristiques des divers types avec chaque fois le type de l'Ouest correspondant: TS et M20 ont la caractéristique de

Becorit, Schwarz, Universal et Titan. Le MK25 est un peu spécial : il coulisse à 25 t et est pourvu d'une serrure à mécanisme hydraulique à compression par vis. Il n'existe pas en U.R.S.S. d'étau hydraulique genre Dowty. Le M53 est un étau à deux clavettes, le M67 n'en a qu'une mais excentrée, le M67D est à large base. Le TS25 est cylindrique, analogue au Schwarz, mais avec une seule clavette trapézoïdale.

Les bèles sont articulées depuis 1954-1955. Trois types ont été produits en grandes séries : la KShV et la M31K sont à broche cylindrique, la section est en caisson ou en H; la M45, en acier coulé, est à broche conique. Un tableau donne les caractéristiques des trois types. Comme longueur, la M45 a 99 cm d'axe en axe, la M58 a 80 cm.

IND. D 46

Fiche n° 20.182^{II}

NATIONAL COAL BOARD. Chocks - Report by the Technical Mission of the N.C.B. Piles - *Rapport de la Mission technique N.C.B.* — 1958, p. 16-31, 12 fig.

Le foudroyage est très courant en U.R.S.S. Les étaux de rupture en plusieurs files et les piles de rails ne sont pas populaires. C'est pourquoi, depuis cinq ou six ans, on étudie du matériel spécial utilisé en ligne simple pour provoquer la rupture et empêcher son extension à front de taille. Les premières piles : MOS - SOU datent de 1941 : une pile de 1,30 m de hauteur maximum et d'une force de 250 t pesait 465 kg.

En 1950-1953, on a créé les piles OKU plus légères, pour la même hauteur maximum et une force de 150 t, la pile pèse 204 kg. Les premières étaient rigides, les secondes sont coulissantes par déformation élastique de la serrure sous l'action de la charge. La caractéristique est croissante depuis une faible charge. Les piles OKU ont permis une grande économie de personnel (15 % sur les foudroyeurs et 15 personnes aux 1000 t de production). Les piles OKU sont du type à deux vis concentriques et clavette de serrage, le plus grand modèle a une hauteur maximum de 2 m. Pour la reprise à distance, trois dispositifs ont été créés : le OKM remplace la clavette de l'OKU par un excentrique à levier pour grandes couches ($h_{max} = 2,40$ m); le MOK est susceptible de produire des étincelles et exclu des mines grisouteuses. La pile MOK est longuement décrite parce qu'il s'agit d'un dispositif à avancement mécanisé. Il y a une pile-treuil à front qui avance successivement les piles derrière la haveuse au moyen d'un câble de halage. La pile elle-même coulisse sur un bâti en plan incliné à 35°, elle peut être fixée dans quatre positions différentes par un mécanisme local de fixation.

IND. D 47

Fiche n° 20.182^{III}

NATIONAL COAL BOARD. Composite supports - Report by the Technical Mission of the N.C.B. *Unité complexe de soutènement - Rapport de la Mission technique du N.C.B.* — 1958, p. 32/45, 8 fig.

Soutènement par éléments indépendants avancés mécaniquement après le passage de la haveuse par un dispositif hydraulique qui enjambe le convoyeur et se déplace le long de celui-ci. L'étau MPK assemblé à sa bèle en porte-à-faux et pourvu de goussets verticaux dans deux directions perpendiculaires constitue un élément à assemblage permanent et stable. Le fût circulaire comporte trois éléments : le tube extérieur avec son culot de tête assemblé par soudure à la bèle et fixé dans le tube par deux gros boulons; le piston interne qui est séparé du culot de tête par une très grosse clavette de coulissement et est assemblé par filetage à l'élément de pied afin de permettre l'ajustage en hauteur; enfin, le tube de pied intermédiaire des deux précédents se termine par une assise sphérique qui assure, par un certain enfoncement dans le mur, l'équivalent d'un second coulissement. Le mécanisme d'avancement M36 s'appuie au mur par quatre étaux à longs patins et se cale au toit par une grosse tôle; les deux paires d'étau sont écartées de 2,70 m d'axe en axe. Il est constitué de trois corps assemblés par boulons et comportant un réservoir à huile, une pompe débitant 70 l/min à 65 atm et le cylindre hydraulique d'avancement. Les étaux MPK ont été perfectionnés, d'où les types M7E et M7D. Le M35 est une variante qui assure un coulissement à pression constante. Le M39 est un type avec pile au lieu d'étau. Tableau des caractéristiques.

IND. D 47

Fiche n° 20.182^{IV}

NATIONAL COAL BOARD. Mechanical supports - Report by the Technical Mission of the N.C.B. *Soutènement mécanisé - Rapport de la Mission technique du N.C.B.* — 1958, p. 46/53, 6 fig.

Les premiers essais de soutènement marchant ont été réalisés entre 1948 et 1951 dans des couches de Kuzbass de 1 m d'ouverture, à faible pente. Après divers essais, le type A2 a été retenu pour construction en deux types standards convenant aux couches de 84 cm à 1,83 m. D'après les calculs, on s'attend à économiser, par 1000 t de production, 20 m³ de bois et 45 % en moins de personnel de soutènement et contrôle du toit. Le type A2 est représenté; on voit de larges bèles jointives où les rangs pairs ou impairs avancent alternativement de 75 cm.

L'avancement se fait par pousseurs hydrauliques commandés d'une station dans la voie de transport, mais chaque groupe peut être commandé indépendamment. Le groupe comporte deux étaux hydrauliques et une bèle flexible avec un élément cantilever. Le convoyeur blindé sert de base d'ali-

nement, les étançons coulissent à 20 t (en cas de piles à 100 t). La variante A3 est un complexe avec l'étançon à l'avant et bouclier de foudroyage à l'arrière, elle doit desservir une taille avec rabots multiples, vraisemblablement pour l'exploitation des lignites. Dans la série des boucliers, il y a : le Schch 50 avec bouclier en deux pièces utilisé dans le bassin de Moscou (couches de 1,80 m à 3 m avec mauvais toit), pour tailles de 50 m en panneaux de 240 à 400 m. Connexions par étançons métalliques, convoyeur blindé, avancement du bouclier par câble et mouflages. Le Schch 52 diffère peu du précédent.

IND. D 47

Fiche n° 20.182V

NATIONAL COAL BOARD. Steeps seam supports - Report by the Technical Mission of the N.C.B. *Soutènement en dressant - Rapport de la Mission technique du N.C.B.* — 1958, p. 54/60, 5 fig.

En U.R.S.S., comme dressants, on exploite des couches de 45 cm à 24 m avec des pentes de 25° à 90°, certaines à combustion spontanée; les méthodes sont donc très diverses. On peut les classer en : 1) piliers sur la pente - 2) tranches horizontales - 3) une seule tranche descendante - 4) tranches inclinées et divers. L'emploi des boucliers, dont le premier a été dessiné par Chinacal il y a environ quinze ans, fait économiser beaucoup de main-d'œuvre. Le MZL convient pour des couches de 4 à 9 m, pente de 35 à 55° prise en tranche uni-descendante; on rabat vers une galerie de base sous la protection d'une série de boucliers parallèles reliés par câbles et en forme de caisson; ils pivotent autour d'une base à galets et sont avancés par pousseurs hydrauliques, l'abatage se fait par minage.

Le KVVP a déjà été décrit (cf l. 19.014 - D 47).

Le KNP, étudié pour couches inclinées à plus de 35°, était un écran maintenu horizontalement par deux étançons articulés sur une base au mur; il s'est montré dangereux et n'est plus en service.

Le KShZ, pour couches de 9 à 10 m prises par tranches horizontales descendantes avec remblais. Le mécanisme prend appui sur ce dernier de la tranche précédente avec une longueur de 8,40 m quand il est complètement déployé, la partie rétractile de présoutènement (2,40 m de longueur) supporte les remblais de toit pendant qu'on abat le charbon : avancement de 5,50 m/j contre 8 m prévus. Le Kuz NIUI diffère peu du précédent, sinon que les étançons sont disposés en V sur une assise au lieu d'être verticaux.

IND. D 54 et F 622

Fiche n° 20.133

M. BONARDOT et J. PERRIER. L'embouage par gravité dans le bassin de la Loire. — *Revue de l'Industrie Minière*, 1958, janvier, p. 35/50, 16 fig.

L'embouage consiste à introduire dans une cavité (arrière-taille, vieille galerie, vieux travaux) un mé-

lange d'eau et de stérile pour la colmater. L'eau s'élimine partiellement et il se dépose des lits d'autant plus étanches que les produits sont fins et hygroscopiques. C'est en cherchant à accroître les débits obtenus par les pompes Lachat (volumétriques), travaillant au chantier, qu'on en est venu à l'embouage par gravité à partir de la surface. Mise en œuvre du procédé : matériaux, installations, tuyauteries et transport.

Technique d'utilisation : méthode normale ou embouage par trous de sonde. Personnel - Prix de revient. Emplois : prévention des feux en tranches horizontales descendantes ou montantes - en tranches inclinées - emploi comme remblai : P.R. peu élevé et grande souplesse. En annexes : caractéristiques des cendres de centrales - Calcul des pertes de charge dans les tuyauteries et débits.

IND. D 60, D 62 et D 64

Fiche n° 20.641

W. SOGALLA. Betriebserfahrungen beim Ausbau druckhafter Gesteinsstrecken. *Expérience du soutènement dans les galeries en terrains pesants.* — *Glückauf*, 1958, 15 février, p. 254/266, 40 fig.

L'utilisation actuelle de 10 % du personnel pour le soutènement et la perspective de voir ce poste se gonfler avec l'approfondissement donnent à réfléchir. Une disposition appropriée des chantiers sans îlots de surcharge est susceptible de diminuer beaucoup les pressions de terrain; certains exemples d'Inichar sont cités. Bien des recherches ont été effectuées pour réaliser un soutènement sûr et économique; actuellement, à part les claveaux en béton pour terrains pesants, on ne recourt plus guère qu'au soutènement métallique pour lequel se posent trois questions : qualité de la matière, profil, forme et construction. Les deux premiers points sont réglés : on doit préférer les aciers améliorés d'une résistance allant jusqu'à 85 kg/mm². Les profils se ramènent à quatre types en I et trois types en U. Le troisième dépend des conditions locales; l'auteur cite des cas de soutènement avec cintres articulés, avec cintres à coulissement limité, et illimité, anneau complet.

L'entretoisement n'est pas oublié. Les bons résultats obtenus en Campine avec les claveaux sont signalés et les recommandations pour le bon emploi sont données. L'article se termine par les résultats récents obtenus par l'emploi en tunnel du béton armé avec trous de sonde bétonnés à la périphérie en radier ou au toit.

IND. D 63

Fiche n° 20.829

X. Neues Verfahren der Betonauskleidung von unterirdischen Strecken. *Nouveau procédé pour le revêtement en béton des galeries du fond.* — *Schlägel und Eisen*, 1958, mars, p. 163, 2 fig. — Extrait de *Optima*, n° 6, 1957, p. 86/88 : New method of lining tunnels.

A la mine de diamant De Beers (à Kimberley), on a affaire à de mauvais terrains qui obligent à revêtir

les boueaux de 75 à 105 cm d'épaisseur de béton. On conserve une section carrée utile de 1,80 m × 1,80 m. Le béton se prépare au fond et, à ce propos, un procédé de mise en place rapide du coffrage a été mis au point, qui permet des passes de bétonnage complet de 3,60 m.

Le châssis porte-coffrage comporte essentiellement deux poutrelles de 7,50 m convenablement contreventées et poussardées pour faire un châssis porté par quatre roues en caoutchouc : deux en avant au mur et les deux autres au toit. Il s'avance jusqu'au bord de la dernière passe faite et présente, en avant, un coffrage de section en U avec, au-dessus, deux prolongements-potences et une partie rétractile sur clames rainurées pour fermer la section après la mise en place du béton. Anciennement, on faisait des passes de 9 m au mur, puis on faisait les parois et, enfin, la voûte. Actuellement, le creusement n'est plus que 6 m en avant, ce qui réduit le danger des poussées; de plus, le chargement des terres est facilité.

IND. D 710 et D 712

Fiche n° 20.642

E. KRIPPNER. Ankerausbau in Abbau- und Gesteinsstrecken. *Boulonnage du toit en chassages et boueaux.* — **Glückauf**, 1958, 15 février, p. 267/279, 39 fig.

D'une façon générale, le soutènement peut s'exécuter selon deux principes différents. Ou bien on soutient la roche (par des étaçons, bèles, cintres), ou bien on la consolide par exemple par la cimentation. Le mode actuel le plus fréquent de consolidation est le boulonnage. L'auteur rappelle succinctement les théories émises par Jacobi, Middendorf et Johnston à son sujet.

Description des divers types de boulons : à coin, à cosses, à coin double, à coin et cosses (cf. 16.845 - D 712). On peut aussi recourir à d'autres moyens pour caler le béton dans le terrain, par exemple par bétonnage (cf. 16.101 - D 712). Étendue du domaine d'emploi du boulonnage, quelques exemples d'application dans la Ruhr. Résultats obtenus par l'emploi du boulonnage : conditions nécessaires pour son application, perspectives.

Comme conclusion des essais faits jusqu'à présent, on peut affirmer que jamais le boulonnage ne pourra se substituer complètement au soutènement classique, mais par contre qu'associé à lui il peut entraîner une diminution importante des frais d'entretien.

E. TRANSPORTS SOUTERRAINS.

IND. E 1311

Fiche n° 20.079II

C. VILETTE. Entretien et mise en sans fin des bandes transporteuses. — **Bull. mens. de l'Ass. des Anc. Elèves de l'École des Mines de Douai**, 1958, janvier, p. 376/378, 1 pl.

En résumé, l'agrafage des bandes donne une résistance de 44 % inférieure à celle de la bande intacte.

Le procédé de vulcanisation à froid Rubica assure une résistance de 71 % environ de la bande intacte contre 59 % pour le procédé Tip-Top et 56 % pour la vulcanisation à chaud. L'article se termine par des chiffres relevés à Merlebach et un tableau récapitulatif des frais de réparation et d'achat comparés par agrafage et par vulcanisation, d'où il résulte qu'à Merlebach la vulcanisation fait réaliser une économie de 17,46 millions de FF : une bande agrafée dure trois ans (remplacement de l'agrafage tous les deux mois), une bande vulcanisée dure quatre ans et demi (sans renouvellement de la vulcanisation).

IND. E 253

Fiche n° 20.656

NATIONAL COAL BOARD. Charging and changing of locomotive batteries underground. *Chargement et changement des batteries de locomotives au fond.* — **N.C.B. Inf. Bull. n° 57/191**, 14 p., 16 fig.

Les locomotives souterraines à accus sont de plus en plus utilisées : actuellement 196 en Angleterre. Le succès de leur emploi dépend en partie de la bonne organisation du changement de leurs batteries. On décrit les deux méthodes usitées pour ce changement : dans la première, la voie de garage à la station est flanquée de chaque côté d'une installation de chargement dont une est surmontée d'une batterie en chargement, tandis que l'autre attend de recevoir la batterie en service. Le changement se fait par un simple transfert par chariot tracteur. Dans la seconde méthode, le changement s'opère au moyen d'engins de levage de systèmes divers. Les deux méthodes ont leurs avantages. La notice décrit les équipements employés pour charger les batteries, rectificateurs, connexions, installations pour les réparations et l'entretien.

IND. E 416

Fiche n° 20.134

J. SANDIER et J. ZEGERS. Petites installations d'extraction à marche automatique. — **Revue de l'Industrie Minière**, 1958, janvier, p. 51/64, 8 fig.

Les gisements d'uranium, peu étendus en France, ne permettent pas de grosses installations d'extraction : il faut des installations d'un type aisément déplaçable d'un gisement à l'autre, avec cependant des débits journaliers importants. Ceci a conduit à l'emploi d'installation automatique; le grand nombre de niveaux à desservir implique le skip avec contrepoids. Pour le châssis à molettes, on a choisi la construction en tour métallique démontable, avec machine en tête au niveau de 23,50 m, vidange du skip à 10 m du sol. Le treuil est à poulie Koepe.

Choix du moteur : triphasé à vitesse variable par régulateur d'induction stator ordinaire et rotor à six bagues dont trois sont reliées à l'enroulement de compensation du stator et de là au régulateur d'induction, les trois autres vont directement à l'autre extrémité du secondaire du régulateur d'induc-

tion; celui-ci est un transfo dont le primaire est relié au réseau. On a ainsi une possibilité de marche hypo- et hypersynchrone. Caractéristique du moteur N-S : 14 ch à 100 t/min - 140 ch à la vitesse synchrone de 1000 t - 220 ch à la vitesse hypersynchrone de 1450 t/min. Les débits réalisables sont de 50 t/h à 100 m et 45 t/h à 300 m, avec poulie Koepe bicâble on peut atteindre la profondeur de 1000 m - 17 t/h. En utilisant un skip de 3600 l sans cage, on peut atteindre 130 t/h à 100 m; sept équipements de ce type sont en service, ils sont pourvus de divers dispositifs d'évite-molette et de contrôle contre la survitesse.

IND. E 43

Fiche n° 20.613

P. LINDEMANN. Erfahrungen mit Schichtverleimten Spurlatten in Hauptschächten. *Expérience avec des guides en contreplaqué dans les puits d'extraction.* — *Bergfreiheit*, 1958, février, p. 58/62, 7 fig.

Le puits Hélène (de la Société Essen-Rossenray) date de 1870, il est cuvelé de 10 m à 101 m, sa section utile est de $5,50 \times 1,005$ m, l'étage d'extraction actuel est de 975 m, l'extraction se fait actuellement par skip, il y a un ventilateur de $166 \text{ m}^3/\text{sec} \times 180$ mm. La coupe du puits, dans la direction N-W - S-E, présente une certaine déviation (35 cm) par suite des anciennes exploitations et du massif de protection trop réduit. Le câble d'extraction, par suite de son câblage, provoque également un effort de torsion (qui est évalué à 47,2 kg) dont la réaction contribue à l'usure rapide des guides. En 1953, la firme Bank a offert des guides en plusieurs mises (7 pour 160 mm, 8 pour 180 mm) pour remplacer ceux en chêne massif qui ne tenaient que quatre à six semaines. Le premier type (QS2) ayant donné des résultats favorables, on décida de développer son emploi; néanmoins, comme quelques éléments s'étaient brisés, on en a étudié le perfectionnement par l'assemblage d'espèces différentes (chêne avec bongosi), joints disposés autrement, renfort des anglées, etc. Finalement, le type PKS3 donne toute satisfaction. Malgré un prix d'achat cinq fois plus élevé que les pièces massives, l'économie du procédé est traduite en chiffres.

IND. E 48

Fiche n° 20.688

SEIDL. Hydraulische Kohlenförderung in der Sowjetunion. *Extraction hydraulique du charbon en U.R.S.S.* — *Glückauf*, 1958, 1^{er} mars, p. 345/348, 2 fig.

Jusqu'en 1956, seules les deux mines Polysojewskaja-Sewernaja et Tyrganskije-Uklony, dans le bassin de Kusnezsk, pratiquaient l'abattage et l'extraction hydrauliques, les grosses houilles sont concassées pour faciliter le transport. Le directeur de l'Institut scientifique pour l'extraction hydraulique, W. S. Mutschnik, ainsi que A. G. Frolow, ont publié des études sur le sujet. Ce dernier désigne les pompes, utilisées là-bas et traversées par le charbon,

des pompes à basse pression; il leur reproche : leur faible portée : 700 à 900 m en horizontal et 70 à 80 m en hauteur, la grande dégradation de la granulométrie du charbon et l'usure rapide des pompes. Il préconise « l'extraction à haute pression » appliquée en circuit fermé uniquement pour la remonte des produits, avec le transport en bouveau au fond et le circuit du lavoir à la surface. Cette disposition présente de nombreux avantages, l'abattage lui-même se faisant par une méthode classique ou par un circuit hydraulique indépendant. Les projets pour les deux mines : n° 15 du trust Perwonnaisk et n° 1 de Gnilyuschinskaja sont représentés. Ce système n'est, bien entendu, pas applicable dans le cas des anthracites et charbons domestiques, il concerne uniquement les charbons à coke.

IND. E 53

Fiche n° 20.780

W. WAELLER. Die technische Weiterentwicklung der Strebverständnis. *L'évolution technique des communications en taille.* — *Funke und Hulster Kettwig*, 1957, 30 p., 35 fig.

La mécanisation plus poussée des chantiers a entraîné la nécessité d'un outillage plus perfectionné que les volées de coups sur les tuyauteries qu'on utilisait avec l'emploi du marteau-pic en taille. Là où l'on ne dispose pas du courant électrique, la téléphonie sans batterie peut actuellement émettre le signal d'appel par hurleur, et d'une façon très simple de chaque poste appeler les autres. De plus, par un simple contact, on peut en outre produire un signal optique ou acoustique. L'emploi des transistors permet même, avec des niveaux de bruit croissant, d'entretenir une conversation sur circuit intrinsèquement sûr. Comme autre possibilité, il est décrit une installation téléphonique avec appel par inducteur sur circuit intrinsèquement sûr, récemment mise sur le marché. La brochure se termine par la description du procédé « Montavox ».

F. AERAGE, ÉCLAIRAGE. HYGIÈNE DU FOND.

IND. F 231

Fiche n° 20.836

X. Lindsay colliery explosion inquiry. *Enquête sur l'explosion à la mine Lindsay.* — *Colliery Guardian*, 1958, 13 mars, p. 333/335 - *Iron and Coal T.R.*, 1958, 2 mars, p. 543, 14 mars, p. 605/606.

Explosion du 14 décembre 1957 à la mine Lindsay du Comté de Fife où neuf mineurs furent tués. Compte rendu de l'enquête qui s'est ouverte le 4 mars 1958. Différents témoins défilent devant une commission. Le premier est un chef-mineur qui accompagnait une équipe de sauveteurs : la visibilité était très réduite à cause des poussières, dans la taille l'air était inerte et empoussiéré; à la rencontre des corps, son attention a été attirée par la pré-

sence d'une cigarette entre le corps de David Scott, qui était revenu sur les lieux pour sauver ses camarades, et le corps d'un autre. La mine n'était pas classée et on s'inquiétait très peu du grisou. Les policiers qui ont recueilli les victimes à la surface ont trouvé des paquets de cigarettes et des allumettes sur trois des victimes. L'inspecteur de la sécurité utilisait une lampe à feu nu.

On faisait assez souvent l'inspection des poches à la descente pour empêcher d'emporter du tabac dans la mine, mais les ouvriers s'arrangeaient pour être prévenus. Le syndicat avait aussi recommandé de ne pas fumer. Le Prof. Granville Poole, qui clôtura l'enquête, estime que la mine ne devait pas être classée sans grisou.

IND. F 2321

Fiche n° 20.104

P. BRENNER und P. EVERSHEIM. Untersuchungen über das Zündvermögen von Metall- und Gesteinsfunken. *Recherches sur l'explosibilité des étincelles de métaux et de roches.* — Glückauf, 1958, 1^{er} février, p. 180/185, 7 fig.

Des essais sur le danger des étincelles d'alliages légers ont été effectués par le Safety in Mines Research Establ. en Angleterre. En Allemagne, la galerie de recherche de Dortmund-Derne de la Berggewerkschaft, la centrale de Dortmund et celle de Stuttgart ont fait des recherches analogues dont les résultats ont été publiés.

En contrepartie, le laboratoire de recherche de l'Union des Usines d'Aluminium et de l'Association des Usines de Métaux Légers a également désiré faire des essais de contrôle. L'article décrit le matériel utilisé : chambre étanche avec pilon de chute sur pupitre portant la tôle à essayer, une feuille en papier ferme, une paroi et l'atmosphère est grisouteuse; une autre chambre étanche est pourvue d'un dispositif de meulage avec secteurs en métaux légers qu'on fixe à la périphérie.

On serait évidemment étonné si les résultats n'étaient pas en faveur des métaux légers. Les essais font cependant ressortir que l'acier, dans les conditions des essais de friction, donne au moins autant d'allumages et que, par contre, l'acier rouillé, graissé à l'aluminium, ne donne pas d'étincelle. L'addition de beryllium aux métaux légers diminue beaucoup le danger d'explosion.

IND. F 24

Fiche n° 20.612

P. SCHULZ. Das Entwicklungsbild der Grubengasabsaugung. *L'aspect évolutif du captage du grisou.* — Bergfreiheit, 1958, février, p. 51/57, 5 fig.

L'importance croissante du captage d'après les publications : en 1953, en Allemagne de l'Ouest, P. Schulz signalait 80 millions de m³ captés pour l'année 1952. Des indices montrent que ce chiffre est actuellement très largement dépassé (rien qu'à la mine Grimberg 3/4, on a capté 44 millions de m³).

L'O.E.C.E. a publié un rapport en janvier 1956 où l'on table sur un captage de 960 millions de m³ de méthane pur (soit 2 milliards de m³ de gaz normalisé). Il semble bien qu'en Allemagne on puisse table sur 1 milliard de m³ de gaz normal. Les raisons de cet accroissement : avant la mécanisation, on pouvait craindre que le captage n'ait une influence néfaste sur l'extraction ou sur le prix de revient, mais depuis les conceptions ont changé, les grandes mises de fond impliquées par la mécanisation permettent un surcroît relativement faible qui accroît la sécurité et qui, tout compte fait, laisse un bénéfice.

Données statistiques de 1950 à 1956 sur le métrage des trous de sonde de captage rapporté au gaz débité et à la production de charbon. Leur nombre est passé de 160 en 1950 à 2400 en 1956. Le captage et son influence sur le courant d'air : un tableau mensuel montre l'accroissement du nombre de mines pratiquant le captage dans la Ruhr et le bassin d'Aix-la-Chapelle (19 en avril 53; 40 en avril 56). Dans le même délai, le débit capté a triplé, la proportion de grisou dans l'air a nettement diminué. Le captage à la tonne de charbon est sensiblement constant. L'évolution du captage dans la Sarre et la Ruhr comparée au progrès du rendement et l'évolution dans les autres pays de la C.E.C.A. donnent également des renseignements intéressants.

IND. F 52

Fiche n° 20.197

J. HITCHCOCK and C. JONES. Heat flow into a new main roadway. *Observations du flux de chaleur dans une nouvelles galerie principale.* — Colliery Engineering, 1958, février, p. 73/76, 3 fig.

Etude et résultats d'expériences réalisées au charbonnage de Lloy Main, nord du Pays de Galles, à 900 m dans une galerie nouvelle d'entrée d'air. Mesures des échanges de chaleur, degrés d'humidité, coefficients de transmission des bancs de roches à l'air, comparés aux prévisions déduites du calcul théorique. Après un rappel des facteurs qui affectent le flux de chaleur dans les bancs de roches et à la surface des parois, et des formules qui, dans des conditions hypothétiques simplifiées, permettent de calculer ce flux, on expose les conditions dans lesquelles les expériences de vérification ont été pratiquées et les dispositifs auxquels on a eu recours.

IND. F 53

Fiche n° 20.164

A. HOUBERECHTS. Les machines frigorifiques dans la climatisation des mines. — Institut d'Hygiène des Mines, *Communication hors série*, 1957, 80 p., 40 fig.

L'examen du problème de la climatisation des mines conduit à admettre que la réfrigération artificielle de l'air de ventilation est une solution coûteuse : le prix de revient de 30 F par tonne de charbon extraite, calculé dans la première installation

belge, pourra être abaissé à 15 ou 12 F, mais des solutions plus économiques permettent d'en retarder l'application : emploi de l'air comprimé comme fluide moteur dans les chantiers chauds et humides, malgré le prix de revient plus avantageux de l'électricité; locomotives électriques au lieu de Diesels; extraction par le puits de retour d'air, etc. Lorsque ces solutions se révèlent insuffisantes, la réfrigération artificielle s'impose, avec machines frigorifiques au fond ou à la surface.

L'auteur expose comment ont été étudiées les installations dans les mines belges, études qui ont conduit à des perfectionnements améliorant le prix de revient de la frigorifère. Il traite également la question des réfrigérants atmosphériques utilisés comme engins de climatisation minière.

IND. F 54

Fiche n° 10.242^{IV}

P. LEYH. Problèmes médicaux soulevés par le travail aux températures élevées : le maintien de l'accoutumance aux hautes températures. — *Inst. d'Hyg. des Mines, Comm. 149*, 1957, décembre, 28 p., 1 fig.

Dix-huit sauveteurs, préalablement entraînés dans les ambiances chaudes puis soustraits à tout entraînement pendant six semaines, ont été remis au travail et observés dans leurs réactions physiologiques.

On a pu conclure que l'acclimatation était généralement conservée. Il n'y a donc pas lieu de réacclimater le personnel après six semaines sans entraînement. On a pu vérifier que la température de l'air inspiré par le Draeger atteint en moyenne 42 à 43° au cours de l'effort et parfois 47°, ce qui entraîne une élévation légèrement plus grande de la température buccale : c'est pourquoi la température rectale constitue un meilleur test des variations de la température interne. La température cutanée varie considérablement d'un endroit du corps à l'autre et est fortement influencée par la transpiration, ce qui explique que la température cutanée s'abaisse en fin d'exercice, alors que la température interne varie peu.

IND. F 622

Fiche n° 20.630

G. COLES and N. POTTER. Inflation air seals for mine roadways. *Bouchons gonflables pour galeries de mine*. — *Colliery Guardian*, 1958, 13 février, p. 187/190, 3 fig.

On établit des barrages dans les mines pour : 1) arrêter l'arrivée de l'air sur un feu pour l'éteindre - 2) arrêter une explosion due à un mélange de gaz explosifs - 3) réduire l'influence de la contraction dans la zone isolée - 4) contrôler le dégazage par sections pendant la réouverture d'un chantier - 5) isoler des vieux travaux - 6) dévier momentanément le courant d'air. Pour les cas 2) et 5), il faut nécessairement recourir au muraillement. Par contre, certains cas imposent une obturation rapide, même à assez grande distance, pour arrêter par exemple un début d'incendie; le danger d'explosion croît

aussi avec le temps. A la suite des incendies de Creswell et de Linby, on a fabriqué un prototype d'une seule pièce en trois plis de coton caoutchouté, formé d'une armature tubulaire en demi-cercle avec traverse horizontale à la base et verticale médiane, l'espace ainsi délimité étant ensuite fermé par des bandes de même composition à fermeture éclair. Ce dispositif convenait bien, mais il était lourd (70 kg), coûtait assez cher (35.000 F) et il ne restait étanche que peu de temps. Une construction à éléments multiples, en forme de traversins qu'on boucle sur place tous ensemble, donne de meilleurs résultats. Ce type s'accommode bien des irrégularités, est aisément transportable et coûte beaucoup moins cher (8.400 F), le poids total est de 45 kg. Il y a quatre traversins de section elliptique (90 × 60 cm) et de longueurs respectives : 4,57 m, 4,15 m, 3,95 m et 3,35 m. Il est aussi distribué sur le marché des E.-U. par la firme American Brattice Cloth Corporation de Warsaw (Ind.).

IND. F 70 et F 720

Fiche n° 20.690

A. ROBERTS et D. GIBSON. Mine lighting - The application of visibility meters to the assessment of its adequacy. *L'éclairage du fond - Emploi de photomètres pour le contrôle de son efficacité*. — *Colliery Guardian*, 1958, 20 février, p. 217/223, 4 fig.

A la surface, le contrôle pour la photographie se fait, soit par filtres à densité progressive que l'on fait se superposer (photomètre Luckiesh-Moss), soit par cellule au sélénium dont le contrôle demande une source lumineuse.

Pour l'emploi dans la mine, le Luckiesh-Moss ne rencontre pas d'objection; il a d'ailleurs été utilisé aux E.-U. et en Belgique dans les mines métalliques et les mines de charbon. En principe, on fait tourner les filtres jusqu'à ce que quelque détail caractéristique du champ visuel soit à la limite de visibilité, mais il n'a pas été établi pour des intensités lumineuses aussi faibles que celles rencontrées dans la mine, de sorte que ses indications sont faussées; en outre, les phénomènes d'accommodation interviennent.

Les photomètres au sélénium conviennent mieux, mais ils ne sont pas autorisés dans la mine, la source auxiliaire n'étant pas protégée. C'est pourquoi un photomètre spécial pour emploi dans la mine a été construit, qui utilise la lumière d'une lampe au chapeau. Elle est diffusée par une glace opalisée et réduite au degré d'éclairement du milieu à comparer au moyen de biseaux optiques réglables, une partie de cette lumière ainsi préparée est envoyée par miroir vers l'œil, l'autre partie est envoyée sur la cellule photoélectrique qui actionne un micro-ampèremètre. Un diagramme montre l'excellente précision des mesures. L'emploi d'un biseau additionnel transforme l'appareil en un contrôleur de « sensibilité de contraste » où seul l'arrière-plan intervient; on admet qu'elle coïncide avec la facilité de vision au

fond et se mesure en %. Le Luckiesh-Moss est aussi utilisé pour ces mesures : comparaison des indications des deux instruments.

I. PREPARATION ET AGGLOMERATION DES CHARBONS.

IND. I 23

Fiche n° 20.130

C. ALLANDER. Ein graphisches Verfahren zur Bestimmung des mittleren Abscheidegrades gewisser Staubabscheider. *Un procédé graphique pour l'estimation du pourcentage moyen de séparation des appareils de dépoussiérage.* — Staub, 1958, janvier, p. 15/17, 3 fig.

La recherche par le calcul du degré de séparation par les appareils de dépoussiérage est habituellement assez compliquée, on utilise la courbe granulométrique des poussières et la courbe caractéristique du séparateur. C'est pourquoi il est utile de disposer d'un procédé graphique rapide et relativement simple, basé sur l'application d'une formule de probabilité. La possibilité d'emploi de ce procédé fait présumer que la courbe résiduelle puisse être, dans le régime définitif, représentée approximativement par des lignes droites dans un diagramme où les ordonnées sont anamorphosées en loi de Golton et les abscisses sont logarithmiques.

IND. I 35

Fiche n° 20.801

U. MELIK-GAIKASIAN, A. BAICHENKO, F. PILIA-SOV et A. MOROZ. Les émulsions et l'alimentation fractionnaire des réactifs utilisés à la flottation industrielle des charbons. — Koks i Khimia, 1957, août, p. 14/17, 3 fig. (en russe).

Les liquides apolaires qui servent de réactifs sont difficilement solubles dans l'eau et il faut les disperser au maximum; à cet effet, les auteurs proposent de les mettre en émulsion et décrivent un dispositif analogue à une trompe à eau; l'émulsion peut être répartie entre les diverses cellules.

Des essais en laboratoire ont confirmé l'amélioration du rendement avec la dispersion, qui dépend du vide créé; un vide de 600 mm paraît optimal pour le pétrole lampant sulfiné.

Des essais industriels à 7° et 20° confirment l'amélioration en quantité et qualité des concentrés obtenus par flottation avec réactif émulsionné.

(Résumé Cerchar Paris).

IND. I 35

Fiche n° 20.924

E. FRENAY. La flottation classique et la flottation des floccs. — Génie Chimique, 1958, février, p. 33/43.

L'auteur fait une synthèse des bases théoriques généralement admises au sujet de la flottation classique et expose le principe d'une méthode nouvelle : la flottation des floccs.

Dans ce procédé, on réalise la séparation des solides très fins d'une pulpe ou d'une solution colloï-

dale, en enrobant un gaz (généralement l'air) dans les solides flocculés. Les résultats obtenus sont remarquables. L'examen des possibilités futures amène à conclure que la condition essentielle pour un progrès est une connaissance plus approfondie des réactions physicochimiques de la flottation des floccs.

(Résumé Cerchar Paris).

IND. I 42 et I 44

Fiche n° 20.681

P. JACOBSEN et J. MAUSER. Flocculation improves vacuum filtration. *La flocculation améliore la filtration sous vide.* — Coal Age, 1957, décembre, p. 74/75, 1 fig.

Liste des flocculants utilisés dans des essais effectués dans un appareil assez simple « Test Leaf » sous vide, avec des eaux schlammeuses, dont on donne la granulométrie et la teneur en cendres solides. Taux de dépôt par heure, par unité de poids et unité de surface avec deux matériaux de filtration en tissus de synthèse (poly-éthylène, saran) pour diverses concentrations rapportées aux solides; il existe une concentration optimale.

(Résumé Cerchar Paris).

IND. I 43

Fiche n° 20.687

D. HALL and H. MACPHERSON. The reduction of moisture in washed coal. *La réduction de la proportion d'humidité dans le charbon lavé.* — Colliery Guardian, 1958, 30 janvier, p. 151/154, 1 fig.

Différentes causes, et en particulier les procédés de lutte contre les poussières, ont amené un pourcentage plus élevé de l'humidité du charbon. Les moyens de réduire cette humidité varient suivant le calibre du charbon envisagé : au-dessus de 0,5 mm et en dessous. L'article examine les procédés utilisés à cet effet : centrifugation, séchage thermique (notamment par le sécheur Fishburn), procédé Conventol (traitement par l'huile et centrifugation), déshydratation mécanique, flottation avec ses variantes, etc. Le problème est d'un intérêt particulier pour les charbons du bassin de Durham où il est étudié très en détail en vue de déterminer les solutions les plus économiques.

P. MAIN-D'ŒUVRE. SANTE. SECURITE. QUESTIONS SOCIALES.

IND. P 131

Fiche n° 20.692

W. RICHARDSON. New rescue and training station at Mansfield Woodhouse. *Nouvelle station de secours et d'entraînement à Mansfield Woodhouse.* — Colliery Guardian, 1958, 20 février, p. 227/228, 2 fig.

Cette station, qui est considérée comme la plus belle des trente et une stations anglaises, a été inaugurée le 11 février à Mansfield Woodhouse (Notts). Elle est la seconde de ce genre en importance en Europe et coûte 80.000 £. Il y a trois officiers et

douze hommes. On y trouve les équipements les plus modernes pour parer aux explosions et aux incendies du Nottinghamshire et North Derbyshire. On a pourvu aux besoins modernes de la recherche et de l'entraînement.

Dans l'année écoulée, la brigade de Mansfield a été alertée pour neuf incidents au fond et un à la surface; le treuil de secours a servi douze fois.

M. W. Richardson, ingénieur en chef de la sécurité au N.C.B., a proposé que la station soit le siège d'une réunion trimestrielle du Comité permanent de secours de la CECA en 1959. Il se réjouit de visiter la super-centrale d'Essen pour la comparer à celle-ci en 1958.

Les nouveaux locaux sont à Leeming Lane. Ils comprennent un laboratoire, des ateliers, une salle de lecture et des salles de service. Au rez-de-chaussée : un garage, salles de travail et bureau du chef de service; au 1^{er} : salle de récréation, bureaux, laboratoire. Sous le niveau du sol, une galerie de 15 m analogue à celle du fond pour l'entraînement des sauveteurs (la hauteur varie de 0,60 m à 2,40 m). On y fait circuler des fumées chaudes et de la vapeur pendant les essais. Dans une section, la température est portée à 35°C.

Les douze hommes habitent dans un rayon de 135 m de la station, ils ont des armoires, douches et des cabines pour se changer. Il y a toujours dix-huit canaris prêts. Les vingt-cinq charbonnages desservis peuvent en outre fournir 167 sauveteurs supplémentaires. L'air liquide est également préparé à la station.

IND. P 23

Fiche n° 20.677

Expérience de formation des cadres du fond dans les charbonnages et résultats obtenus.

J. HAEGELSTEEN. The training within industry.

J. ROEGIERS. Expérience de formation des cadres du fond au siège de Tertre.

Société Royale Belge des Ingénieurs et des Industriels, 1958, janvier, p. 22/30.

L'Industrie Charbonnière, 1958, février, p. 5/7.

J. Haegelsteen : Le T.W.I. a pour but la formation du personnel de maîtrise. L'instruction se décompose en quatre phases consistant à : 1) préparer l'intéressé (le mettre à l'aise, l'intéresser) - 2) présenter le travail (points-clefs en nombre limité) - 3) faire essayer (corriger les erreurs, s'assurer qu'« il » sait) - 4) suivre la mise en route. Pour l'application à la mine, il est difficile d'utiliser le porion traditionnel (trop occupé), on forme des moniteurs sous le contrôle du chef de siège qui reçoit lui-même une formation d'une dizaine de jours. Local et équipement approprié.

J. Roegiers : L'enseignement comporte par exemple deux cycles identiques (au siège de Tertre); chaque cycle a comporté cinq leçons dites de départ, au

cours d'une semaine, suivies de douze leçons de rappel : une par mois. Cadres de maîtrise répartis en deux groupes (de douze élèves chacun), ceux des postes de midi et de nuit : de 7 h à 8 h 1/2 - ceux de jour : de 15 h 1/2 à 17 h, dans la salle des porions.

Le programme comporte quatre points (les deux premiers laissés à M. Haegelsteen) : instruction - sécurité - formation aux méthodes - relations. Méthodologie : schéma - type : pourquoi - ou - quand - qui - comment - discussion de cas types sous le contrôle de l'animateur.

Les relations comportent trois points : 1) l'accueil des nouveaux - 2) la psychologie du commandement - 3) griefs et sanctions.

1) Créer une atmosphère de confiance et de sécurité - 2) donner des ordres clairs, montrer l'exemple, savoir écouter les subordonnés, développer l'esprit d'équipe - 3) méthode des cas, chaque fois quatre phases : réunir les faits - peser et décider - agir - contrôler les réactions.

Après la formation, veiller à l'entretenir. Persévérance et confiance.

Q. ETUDES D'ENSEMBLE.

IND. Q 1131

Fiche n° 20.153

NATIONAL COAL BOARD. Record year for coal output in East Midlands. *Année record pour la production dans l'East Midlands.* — Iron & Coal T.R., 1958, 24 janvier, p. 211/215.

En 1957, la division d'East Midlands a élevé le rendement à près de 5 t par journée d'ouvrier, atteignant couramment une production hebdomadaire d'un million de t pour 89 charbonnages. Total annuel : 46.940.943 t. Chargement mécanisé : 34,85 % de la production. 44 haveuses-chargeuses Meco-Moore, 50 Anderton, 20 Gloster-Getters, 19 Trepanners, 4 Samson-Strippers, 11 continuous miners Dosco, 5 Joy, 1 Marietta, etc.

Développement du contrôle du toit en connexion avec celui de la mécanisation. Plusieurs fonçages de puits (3) et nombreuses reconnaissances par forages. Nouvelles installations de préparation. Renseignements sur la statistique des accidents, les services médicaux, les services scientifiques, les livraisons de charbon, les exportations, les conflits sociaux, les organisations sanitaires, hygiéniques, sociales.

IND. Q 1132

Fiche n° 20.695

NATIONAL COAL BOARD. Cwmcarn colliery modernization. *Modernisation de la mine Cwmcarn.* — Iron & Coal T.R., 1958, 21 février, p. 453.

Mine de la division S-W créée il y a environ 45 ans et produisant 750 t de charbon demi-gras et charbon à coke, le charbon était remorqué par traînage sur 450 m jusqu'au lavoir; avec les intempéries, il y avait souvent des accroc.

Les services du 6^{me} district ont complètement transformé la surface : circulation automatique autour du puits avec appareillage à l'air comprimé, convoyeur à bande pour remplacer le trainage, silos de 50 m³ à l'entrée du lavoir, remplacement des grilles fixes par des cribles mécaniques. La plupart des travaux ont pu être préparés d'avance, seul le remplacement du trainage par le convoyeur qui devait épouser le même tracé a dû se faire pendant les congés payés. Le convoyeur avait été construit en éléments de 900 m de largeur et 5,40 m de longueur, accouplables par boulons. En sept jours, toute la charpente était montée, la courroie était disposée d'avance aux points utiles, le dix-septième jour, tout était en ordre de marche.

IND. Q 115 et Q 32

Fiche n° 20.629

I. JONES. Coal and fuels in Russia. *Charbon et combustible en Russie*. — Iron & Coal T.R., 1958, 14 février, p. 404.

Résumé d'une conférence faite par l'auteur à l'« Institute of Fuel » le 19 décembre. Elle est divisée en quatorze points; les deux premiers concernent l'introduction et la géographie, suivis par la description des ressources et l'organisation des industries des combustibles. Le charbon fournit la moitié de l'énergie, le lignite le quart; le pétrole, le gaz naturel et la tourbe donnent le reste.

Tableau de la classification des charbons russes en douze rangs d'après les matières volatiles, le pouvoir calorifique et la teneur en eau; les cendres et le soufre interviennent aussi. La gazéification souterraine a été fortement exagérée; les recherches scientifiques ont été peu satisfaisantes, la productivité est faible et l'utilisation du gisement aussi. Le gaz naturel a peu donné jusqu'à présent, mais les résultats doivent être quadruplés au cours du sixième plan quinquennal finissant en 1960: il y a de grands réseaux de pipe-lines à construire et il faut convaincre les utilisateurs. On perd aussi beaucoup de gaz de fours à coke à cause de la demande élevée en coke. Le captage du grisou est pratiqué pour la sécurité, on l'emploie uniquement pour le chauffage des chaudières de charbonnages. On consomme beaucoup de combustible à cause de la longueur des transports (parfois des trajets de 1600 km et en moyenne 640 km entre le lieu d'extraction du

charbon et l'utilisation, d'où la nécessité de l'électrification et de la décentralisation. Ce dernier point est développé par Kroutchef depuis 1956. Les industries des combustibles ont la priorité dans le plan économique et se sont développées intensément au cours des quarante dernières années. Le succès du satellite russe a renforcé l'influence des techniciens. Jusque mars 1956, les informations de Russie étaient rares et le secret jalousement gardé, le Dr I. Jones a été un des premiers visiteurs.

IND. Q 115

Fiche n° 20.732

C. HOCHSTETTER. Studienreise österreichischer Bergbaufachleute in die Volksrepublik Polen vom 1 bis 12 September 1957. *Voyage d'étude de spécialistes autrichiens dans la République de Pologne du 1^{er} au 12 septembre 1957*. — Montan Rundschau, 1958, février, p. 21/33, 7 fig.

Visite introductrice à l'Institut Supérieur des Mines de Kattowitz. Aperçu sur le bassin houiller de Haute-Silésie - organisation des mines polonaises (81 mines). Les mines: Wujek (anciennement Oheim) - Dymitrow (anciennement Karsten-Centrum) à Beuthen - General-Zawadzki (anciennement Paris) à Dambrowa - Czeladz à Czeladz - Barbara à Nicolai - Mine de sel de Wieliczka - Académie des Mines de Cracovie (Krakau) - Mine de Nowa-Huta (Lenin-Hütte). Données économiques et sociales.

Au point de vue autrichien, les conclusions suivantes ont été retenues:

- 1) Le transport hydraulique (non l'abatage) peut trouver quelques applications en Autriche.
- 2) Les abatteuses-chargeuses soviétiques ne sont guère applicables que dans les mines de lignite noir en bons terrains.
- 3) Le remplacement des couloirs par des convoyeurs monocharnières légers est recommandable dans le creusement des galeries (chambres).
- 4) Dans les mines électrifiées, l'emploi de petits compresseurs pour le creusement des galeries et progressant avec elles est une bonne solution.
- 5) L'emploi des détos à millisecondes est recommandable.
- 6) Les bandes en produits synthétiques sont une source d'économie.
- 7) Dans les grandes mines, le dispatching est avantageux.

Bibliographie

UNION NATIONALE DES INGENIEURS TECHNICIENS. — L'ingénieur technicien, sa formation, sa situation, son évolution. - Une brochure 17 x 24 cm, 142 p. - Ouvrage préfacé par M. E. Cornez, Gouverneur du Hainaut, Président du Conseil supérieur de l'Enseignement technique.

Ainsi que le note M. le Gouverneur Cornez, l'idée de créer un stade intermédiaire entre le chef d'atelier et l'ingénieur de conception s'est posée à peu près au même moment dans tous les pays industriels. Il est équitable d'ajouter que la Belgique a apporté à ce problème des solutions inspirées par la mesure et un sens pratique aigu.

Cette plaquette en sept chapitres, conçue par l'Union Nationale des Ingénieurs Techniciens et plus spécialement rédigée par le Pr. Roger, A Lully, Ingénieur technicien A.I.T.G., Administrateur-trésorier, Président de la C.E.T. de l'Union, a pour but de mieux faire apprécier, par les industriels et l'État, la qualité d'ingénieur technicien.

Après avoir rappelé que l'ingénieur technicien est l'héritier normal des anciens titres d'ingénieur-brasseur, ingénieur des textiles, licencié en sciences chimiques, l'auteur signale les diplômes qu'on distribue à l'étranger et qui correspondent très approximativement à l'ingénieur technicien belge actuel : en France, écoles nationales des ingénieurs d'arts et métiers ; en Allemagne, diplômés des Ingenieur-schulen; en Autriche, les ingénieurs des Technische Mittelschulen; en Suisse, les ingénieurs des Technicum.

Les ingénieurs techniciens belges sortent d'un certain nombre d'écoles agréées par des Arrêtés Royaux.

La loi du 11 septembre 1933 sur la protection des titres d'enseignement supérieur, amendée par celle du 21 novembre 1938 protège aussi le titre d'ingénieur technicien et établit les conditions de sa colation.

Concernant la formation, il semble logique d'orienter vers les études techniques le jeune étudiant dont l'esprit est enclin vers les problèmes plutôt techniques et pratiques, alors que l'esprit spéculatif sera orienté vers les facultés polytechniques.

Les voies d'accès et le corps professoral sont décrits.

Carrières ouvertes à l'ingénieur technicien et classification des fonctions exercées (statistique).

En conclusion : le Service de placement de l'Unit reçoit sans cesse de la part de l'industrie un afflux de demandes d'ingénieurs techniciens, ce qui est une preuve indéniable de leur grande utilité.

X. Colliery Year Book and Coal Trades Directory 1958. — Annuaire des charbonnages et répertoire du marché du charbon pour 1958. - Ed. Iliffe and Sons Ltd, Dorset House, Stanford Street, London SE1. Livre relié sur toile, 16 x 22 cm, 876 p. Prix : 40 sh.

Cet ouvrage est une aide très précieuse pour les personnes amenées à prendre contact avec le monde charbonnier anglais. La nouvelle édition suit dans ses grandes lignes la disposition des éditions précédentes, certains détails, tels que le répertoire alphabétique des marchands de charbon, ont été supprimés pour mieux marquer le caractère technique de l'ouvrage et en rendre la consultation plus facile. Les statistiques sont bien à jour et la présentation est vraiment très soignée.

La première partie contient tous les renseignements utiles concernant le personnel du ministère de l'énergie, ainsi que celui des organismes qu'il administre à des titres divers : liste des fonctionnaires, établissement de recherche sur la sécurité dans les mines, inspection des mines, conseils de toutes sortes, associations professionnelles et ouvrières, instituts scientifiques, services centraux du National Coal Board, carte de l'Angleterre montrant les 9 divisions, services régionaux et personnel dirigeant de ces divisions ; liste des mines du National Coal Board avec personnel et production, liste des mines indépendantes autorisées ; tableau synoptique des mines à ciel ouvert et industries connexes ; marchands de charbon et sociétés commerciales.

Cette première partie se termine par un répertoire des personnalités et une revue des caractéristiques des charbonnages étrangers avec production : Etats-Unis (50 des mines principales), pays de l'Ouest de l'Europe, données sur l'industrie charbonnière en Pologne et en Union Soviétique.

La seconde partie donne les statistiques de la production, du personnel, des salaires, prix de re-

vient, prix de vente, distribution, consommation, sécurité, santé, etc... Dans un premier chapitre ces statistiques concernent l'Angleterre et l'Irlande, dans un second chapitre sont rassemblées les statistiques des autres pays. Cette partie se termine par une bibliographie des films et autres ouvrages récents sur l'industrie charbonnière.

Dans une dernière partie, on trouve le texte complet de la nouvelle loi sur les mines et carrières.

En introduction, Lord Mills, ministre de l'énergie, signale la nécessité d'un progrès constant dans l'industrie charbonnière et signale que le Colliery Year Book est une véritable mine d'informations.

G. LEHMANN. Dictionnaire technique allemand-français. — West-Ost-Verlag, Saarbrücken - 10 x 15 cm, 764 p. - Prix : 538 FB.

La 2^{me} édition de cet ouvrage vient de paraître. Par rapport à l'ouvrage de la première édition datant de 1949, le dictionnaire actuel est plus important : 764 pages contre 620. L'impression est plus claire et l'ouvrage est largement complété. Dans sa préface, l'auteur signale que la nouvelle édition contient les termes techniques les plus récents relatifs à l'exploitation minière. L'ouvrage paraît très soigné et rendra sans aucun doute de grands services aux ingénieurs et techniciens de la mine.



Fabriquée en Europe, dotée de tous les perfectionnements P. & H.

- Giration et avance indépendantes
- Commandes hydrauliques
- Levage de la flèche par dispositif « planétaire »
- Vitesse variable

Organes mobiles travaillant dans un bain d'huile

Un placement sûr...

LA PELLE EXCAVATRICE DE 1/2 YD³ 0,382 M²

MOD. P&H 155 A

La pelle excavatrice P. & H. 155 A est l'outil qui, dans la gamme de 1/2 Yd³ de capacité, vous offre le plus de possibilités. Que vous l'utilisiez comme pelle ou grue, le modèle P. & H. 155 A vous assure, par son rendement incomparable, une rentabilité immédiate et durable.

Fabriquée en Europe en utilisant les meilleurs alliages d'acier, le modèle P. & H. 155 A comporte tous les perfectionnements modernes : giration et avance indépendantes pour simultanéité d'action - levage indépendant de la flèche par dispositif « planétaire » pour descente contrôlée de la flèche - disposition spéciale et exclusive du tambour facilitant la conversion rapide pour les différents travaux.

Documentez-vous sur cette pelle excavatrice de 1/2 Yd³, sur sa rapidité de travail, sur sa précision et sa facilité d'emploi. Absolument sans aucun engagement pour vous, vous recevrez, sur simple demande à Matermaco, la notice détaillée abondamment illustrée.

Harnischfeger International Corporation
Milwaukee Wisconsin (U.S.A.) - Düsseldorf (Germany)

Tous les renseignements détaillés vous seront fournis très volontiers par les concessionnaires de vente en Belgique et au Congo belge :

Marchal/Goffroy



MATERMACO



BRUXELLES - LEOPOLDVILLE - ELISABETHVILLE - USUMBURA

Communiqué

EXPOSITION MINIÈRE ALLEMANDE 1958 à ESSEN

C'est pour la 5^e fois qu'une exposition minière sera organisée à Essen. Fidèle aux buts visés par les expositions antérieures, celle de cette année donnera, elle aussi, une vue d'ensemble sur les progrès et les facultés réalisés par l'industrie allemande productrice de matériel minier.

Le programme de l'exposition est centré sur les domaines suivants :

Abattage et Extraction ; Ennoblement mécanique et thermique de la Houille ainsi que — section nouvelle — Utilisation de la Houille.

Outre le Fond, « centre de gravité » par excellence, l'exposition englobera tous les autres domaines de l'activité minière.

Dans le but de grouper les objets exposés sous un angle uniforme et en vue de faciliter une information rapide des visiteurs de l'exposition, on a eu recours aux méthodes ayant déjà fait leur preuve en rassemblant les machines et installations minières formant un ensemble au point de vue emploi.

De cette façon, l'exposition comprendra les sections suivantes :

Equipement de forage.

Machines d'abattage dont, par exemple haveuses de fabrication allemande et étrangère ; rabots pour l'exploitation de veines minces, de charbon dur et de couches accidentées ; installations de remblayage.

Chargeuses et grappins pour travaux de fonçage ; machines pour recouper le mur.

Soutènement en taille et en galeries ; machines pour la pose mécanique du soutènement, étançons hydrauliques, piliers d'acier hydrauliques, cadres de soutènement hydrauliques ; boulonnage des terrains.

Equipement de sondage ; fonçage et revêtement de puits.

Armement du puits ; machines et treuils d'extraction ; installations de skips pour puits d'extractions et bures ; molettes, câbles d'extraction, treuils mobiles pour la mise en place de câbles (utilisables pour extractions monocâbles et multicâbles), dispositifs d'encagement pour puits et bures ; guidage en acier et en bois (système contre-plaqué).

Electrotechnique et éclairage du fond.

Installations de télécommunication et de signalisation, technique de télécommande et télévision, dispositifs d'avertissement du fond.

Installations et modèles d'aérage, installations de climatisation du fond.

Sécurité dans les mines, lutte contre les dangers d'exploitation, protection contre les accidents, luttés contre les poussières, technique et appareils pour mesurer les poussières.

Instruments de géodésie ; instruments pour mesurer les pressions et mouvements des terrains en taille, en galeries et dans le puits.

Locomotives du fond, berlines, convoyeurs à bande, transporteurs, train convoyeur curviligne avec chargement et déchargement continus des déblais ; chargeuses pour travaux de terrassement, engins pour le transport de matériel minier au jour ; tubes d'extraction en exécution anti-abrasive ; culbuteurs rotatifs avec dispositifs de nettoyage de berlines ; appareils de levage ; balances pour charbon.

Technique des explosifs et installations de tir pneumatique.

Valorisation mécanique (préparation de la houille) et agglomération ; lavoirs pour traitement par voie sèche et humide ; séparateurs par liqueur dense ; cellules de flottation ; séchoirs ; installations de mesure pour le contrôle des ateliers de séchage.

Réduction du calibre par concassage et broyage ; criblage ; mélangeurs ; construction de réservoirs.

Valorisation thermique ; cokéfaction et récupération des sousproduits ; procédés de gazéification pour la production de gaz synthétique, de gaz d'éclairage, et de produits de base pour les synthèses chimiques ; installations de distillation ; pierres réfractaires et céramique fine ; chimie à la base de la houille et domaines annexes.

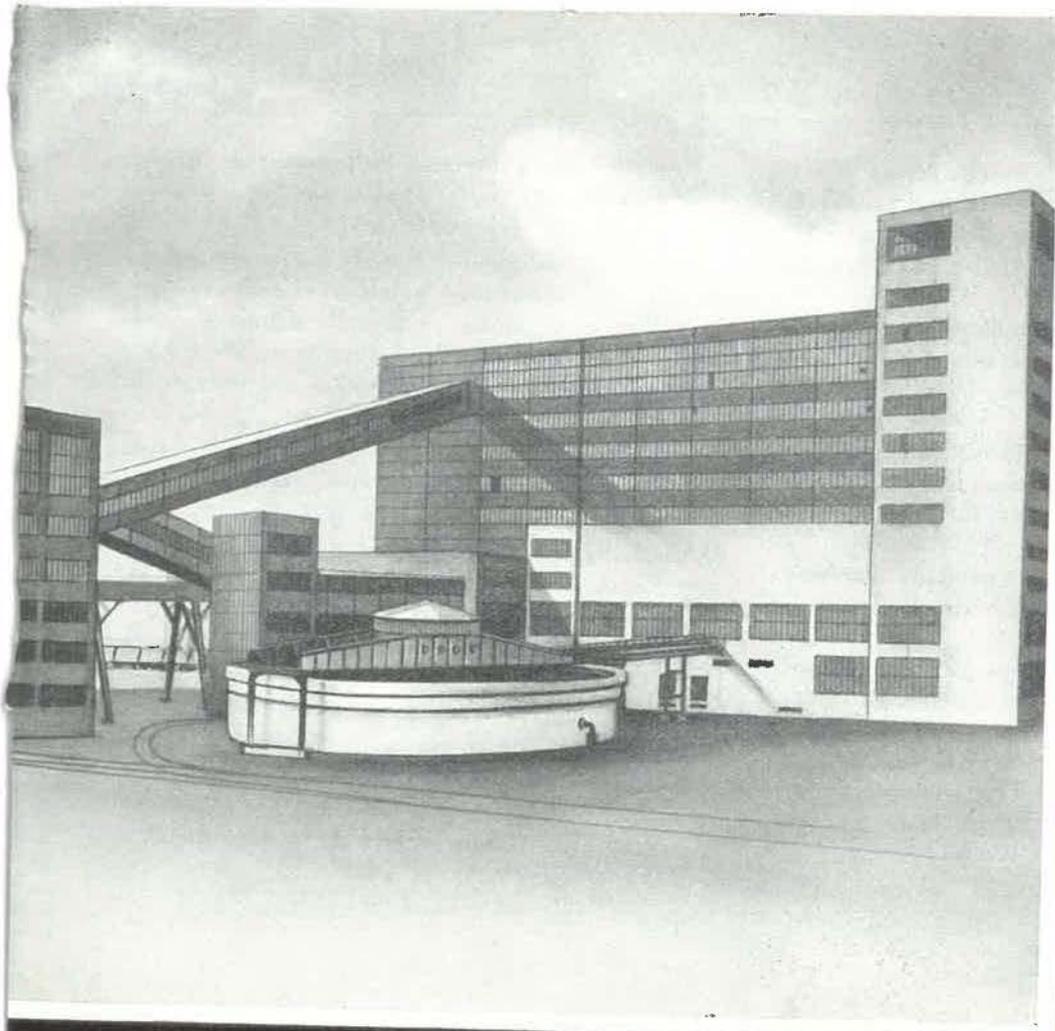
Production et utilisation d'énergie électrique (y compris électrotechnique) ; compresseurs ; installations de distribution ; câbles et appareils de mesure électriques ; accessoires pour génératrices de courant ; transport et emploi d'énergie électrique.

Pompes.

Préparation de l'eau.

Matières diverses en usage dans les mines ; métaux légers et matières plastiques.

Emploi de la houille pour la production de vapeur ; chaudières avec foyers à fusion de cendres (en construction diverse) pour l'emploi des bas-



Installation de préparation de charbons

- Préparation par liquide dense au moyen de séparateurs (sink and float) ou de cyclones-laveurs
- Préparation mécanique par voie humide au moyen de bacs-laveurs ou tables
- Procédé de flottation
- Préparation magnétique au moyen de séparateurs électro-magnétiques et à magnétisme permanent
- En plus, nous fournissons tout le matériel pour: le concassage et le broyage, la classification, la manutention, le stockage, l'épaississement, l'égouttage et la déshydratation, la sélection et le dépoussiérage.

DOMAINE DE LA PREPARATION

NOUS CONSTRUISONS

Des installations complètes de préparation de charbons, de minerais et de tous autres minéraux d'après le dernier progrès de la technique moderne.

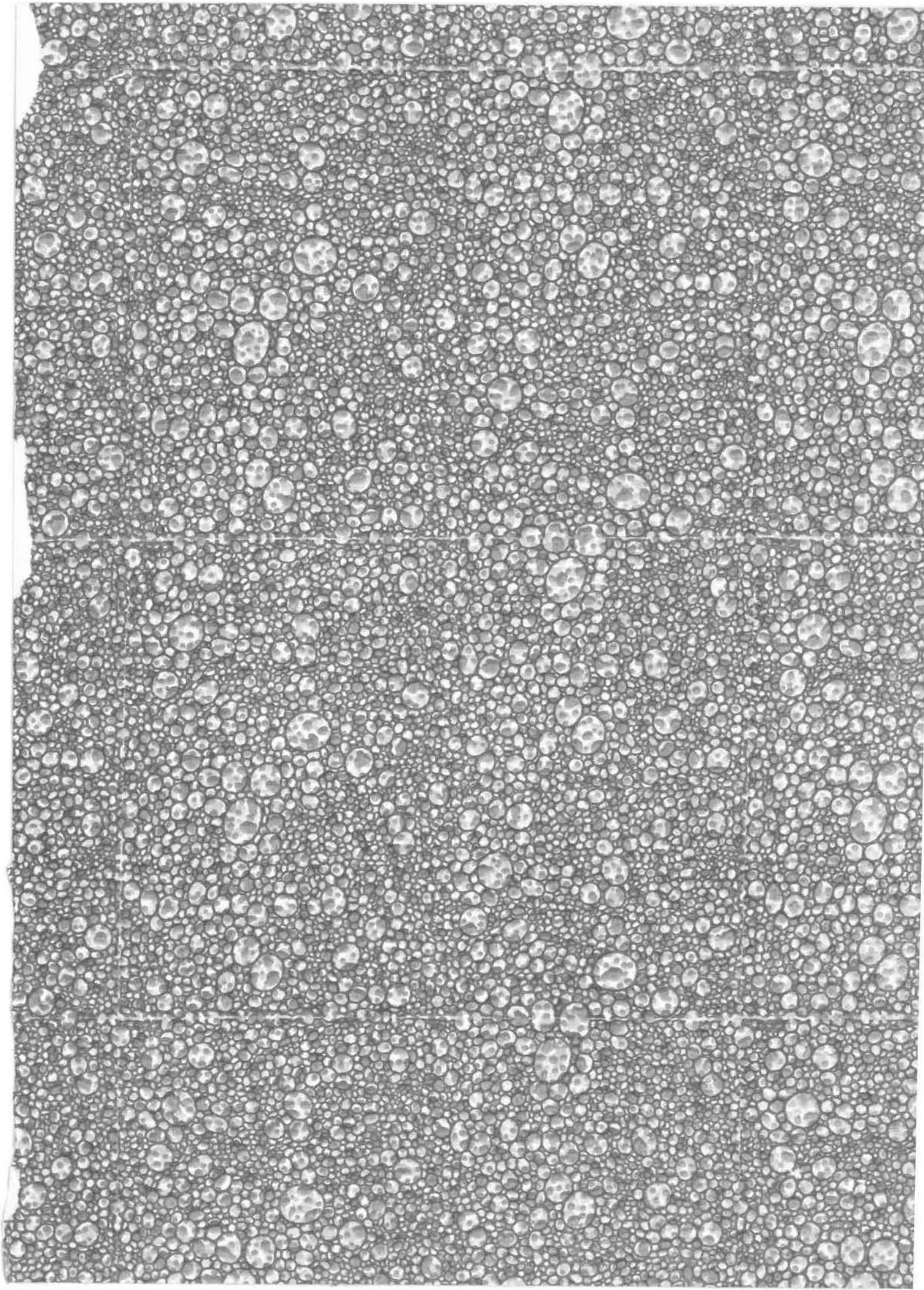
Nos laboratoires et stations d'essais sont à la disposition de notre clientèle. Prospectus spéciaux et notes explicatives sur demande.

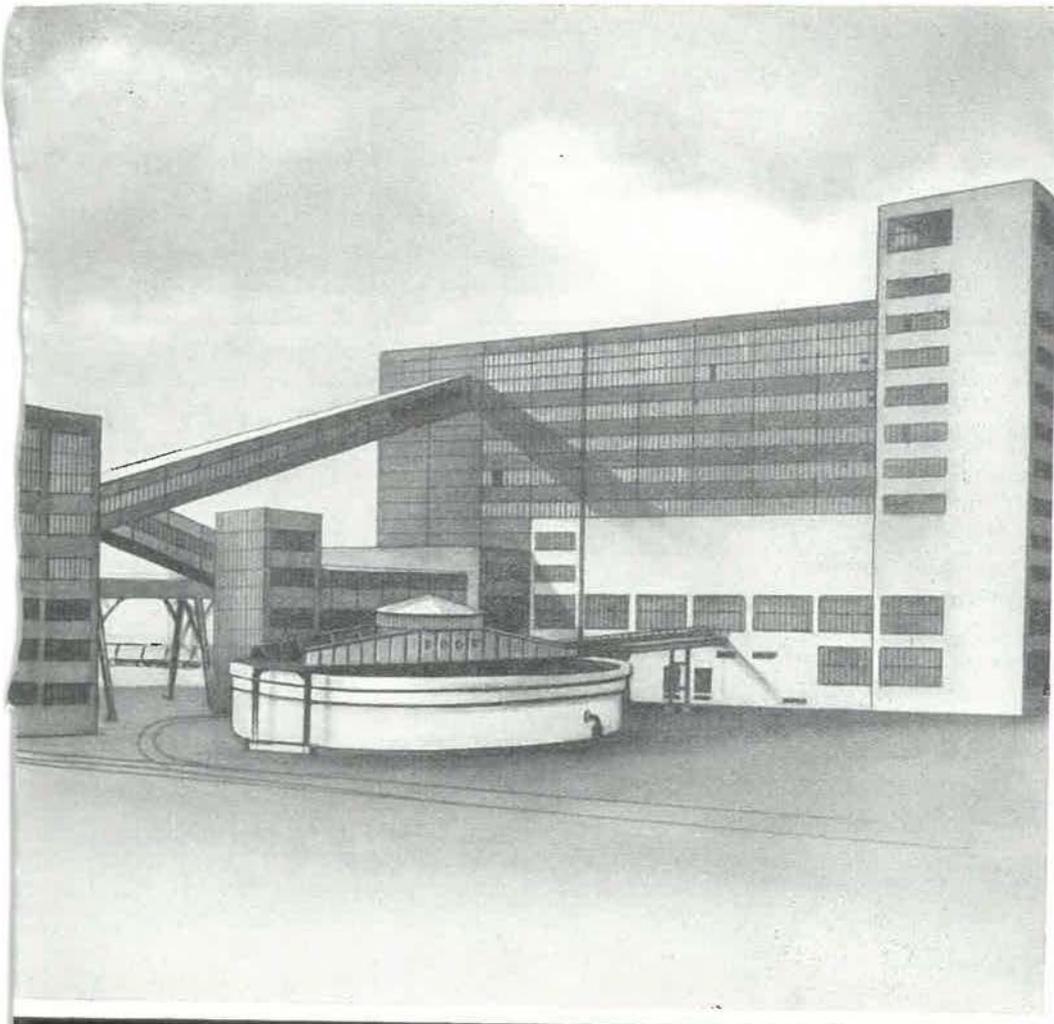
WEDAG

WESTFALIA DINNENDAHL GRÜPPEL AG. BOCHUM

REPRÉSENTANT POUR LA BELGIQUE: **SYTECO S.P.R.L., BRUXELLES**

30 B, BOULEVARD DE DIXMUDE





- Préparation par liquide dense au moyen de séparateurs (sink and float) ou de cyclones-laveurs
- Préparation mécanique par voie humide au moyen de bacs-laveurs ou tables
- Procédé de flottation
- Préparation magnétique au moyen de séparateurs électro-magnétiques et à magnétisme permanent
- En plus, nous fournissons tout le matériel pour:
le concassage et le broyage, la classification, la manutention, le stockage, l'épaississement, l'égouttage et la déshydratation, la sélection et le dépoussiérage.

DOMAINE DE LA PREPARATION

NOUS CONSTRUISONS

**Des installations complètes de préparation de charbons,
de minerais et de tous autres minéraux d'après le dernier progrès
de la technique moderne.**

Nos laboratoires et stations d'essais sont à la disposition de notre clientèle.
Prospectus spéciaux et notes explicatives sur demande.

WEDAG

WESTFALIA DINNENDAHL GRÖPPEL AG. BOCHUM

REPRÉSENTANT POUR LA BELGIQUE: **SYTECO S.P.R.L., BRUXELLES**

30 B, BOULEVARD DE DIXMUDE

produits ; chaudières Benson ; surchauffeurs intermédiaires modernes (maintien de la température à un niveau constant) ; dispositifs de réglage pour la température de l'air surchauffé et des gaz d'échappement.

Installations de chauffage modernes pour combustibles solides pour foyers automatiques de chauffages centraux et pour foyers à grille mécanique de chaudières industrielles ; exemples d'installations de chauffage et de la mise en place d'appareils pour la préparation d'eau chaude.

Mécanisation et rationalisation du transport de houille.

Exposition particulière : « Une centaine d'années de progrès dans l'industrie charbonnière 1858-1958 ».

Endroit et durée de l'Exposition : Terrain d'exposition à Grugapark, Essen, 13-28 septembre 1958.

Heures de visite : Tous les jours de 9 à 19 h ; le jour de l'inauguration de 13 à 19 h.

Adresse de la direction de l'Exposition : Steinkohlenbergbauverein Essen, Friedrichstr. 2. Tél. 20711/231.

Réception de la direction de l'exposition, Réception d'Etrangers : Salle d'entrée de l'exposition à l'entrée centrale. Tél. 20711/501.

Livre des rendez-vous, Bureau de renseignement officiel pour logement en hôtels ou chambres, voyages : Bureau de voyage à la salle d'entrée, entrée centrale, Tél. 79 28 00. Verkehrsverein Essen e.V., Essen, dans « Haus der Technik », vis-à-vis de la gare centrale, Tél. 24547.

Echange de la Stadtparkasse Essen : Bureau de voyage dans la salle d'entrée, entrée centrale.

Renseignements de la ville d'Essen : Amt für Wirtschafts- und Verkehrsförderung der Stadt Essen, Essen, Rathaus (Hôtel de ville), Tél. 20751.

Bureau de voyage dans la salle d'entrée, entrée centrale, Tél. 79 28 00.

Verkehrsverein Essen e.V., Essen, dans « Haus der Technik », vis-à-vis de la gare centrale, Tél. 24547.

Taxis : Tél. 233 33.

(Sous réserve de modifications).

