

Annales des Mines

DE BELGIQUE



Annalen der Mijnen

VAN BELGIE

P 1273



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. — Inchar : Deuxième Conférence internationale sur la Science des Houilles, 1957. — Inchar : Journées de la Mécanique des Roches, 1957. — J. Fripiat : IX^e Conférence internationale des Stations d'Essais. Explosifs. — MM. Warzée, del Marmol et Rijckebosch : Machine de forage commandée à distance. — MM. Sténuît, Huberland et Radermecker : Mines de Haute-Bavière. — G. Logelain : Aspects techniques et humains de la sécurité. — A. Wéra : La protection des brûleurs à grisou. — Inchar : 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 de l'Association Charbonnière des Bassins de Charleroi et de la Basse-Sambre, à Bruxelles.
- P. CELIS, Président de la Fédération de l'Industrie du Gaz, à Bruxelles.
- E. CHAPEAUX, Président de la Fédération de l'Industrie des Carrières, à Bruxelles.
- P. CULOT, Délégué à l'Administration des Charbonnages de la Brufina, à Hautrage.
- P. DE GROOTE, Ancien Ministre, Président de l'Université Libre de Bruxelles, à Uccle.
- L. DEHASSE, Président de l'Association Houillère du Couchant de Mons, à Mons.
- A. DELATTRE, Ancien Ministre, à Paturages.
- A. DELMER, Secrétaire Général Honoraire du Ministère des Travaux Publics, à Bruxelles.
- L. DENOEL, Professeur à l'Université de Liège, à Liège.
- N. DESSARD, Président de l'Association Charbonnière de la Province de Liège, à Liège.
- P. FOURMARIER, Professeur à l'Université de Liège, à Liège.
- L. GREINER, Président d'Honneur du Groupement des Hauts Fourneaux et Acieries Belges, à Bruxelles.
- M. GUERIN, Inspecteur général honoraire des Mines, à Liège.
- E. LEBLANC, Président de l'Association Charbonnière du Bassin de la Campine, à Bruxelles.
- P. MAMET, Président de la Fédération Professionnelle des Producteurs et Distributeurs d'Electricité de Belgique, à Bruxelles.
- A. MEILLEUR, Administrateur-Délégué de la S. A. des Charbonnages de Bonne Espérance, à Lambusart.
- A. MEYERS, Directeur Général Honoraire des Mines, à Bruxelles.
- I. ORBAN, Administrateur-Directeur Général de la S. A. des Charbonnages de Mariemont-Bascoup, à Bruxelles.
- O. SEUTIN, Directeur-Gérant honoraire de la S. A. des Charbonnages de Limbourg-Meuse, à Bruxelles.
- E. SOUPART, Administrateur-Délégué de la S. A. des Charbonnages de Tamines, à Tamines.
- E. STEIN, Président d'Honneur de la Fédération Charbonnière de Belgique, à Bruxelles.
- R. TOUBEAU, Professeur d'Exploitation des Mines à la Faculté Polytechnique de Mons, à Mons.
- P. van der REST, Président du Groupement des Hauts Fourneaux et Acieries Belges, à Bruxelles.
- J. VAN OIRBEEK, Président de la Fédération des Usines à Zinc, Plomb, Argent, Cuivre, Nickel et autres Métaux non ferreux, à Bruxelles.
- O. VERBOUWE, Directeur Général Honoraire des Mines, à Uccle.

BESCHERMEND COMITE

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

COMITE DIRECTEUR

- MM. A. 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.
- R. LEFEVRE, 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 Steenkolenmijnverheid, 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.
- R. LEFEVRE, Afdelingsdirecteur 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° 10 — Octobre 1957

ANNALEN DER MIJNEN VAN BELGIE

N° 10 — October 1957

Direction-Rédaction :
**INSTITUT NATIONAL
DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE**

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

Directie-Redactie :
**NATIONAAL INSTITUUT
VOOR DE STEENKOLENNIJVERHEID**

Sommaire — Inhoud

Renseignements statistiques belges et des pays limitrophes 960

INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

INICHAR — Deuxième Conférence Internationale sur la Science des Houilles, Valkenburg, mai 1957 965

INICHAR — Journées de la Mécanique des Roches, Paris, 1957 990

INSTITUT NATIONAL DES MINES

J. FRIPIAT — IX^e Conférence Internationale des Directeurs des Stations d'Essais — Recherches sur les explosifs 997

NOTES DIVERSES

MM. WARZEE, de l MARMOL et RIJCKEBOSCH — Essai d'une machine de forage, commandée à distance, au Charbonnage de Gosson-Kessales 1015

R. STENUIT, J. HUBERLAND et L. RADERMECKER — Une visite aux mines de Haute-Bavière 1018

G. LOGELAIN — Aspects techniques et humains de la sécurité dans les mines, minières et carrières 1024

A. WERA — La protection des brûleurs à grisou 1031

BIBLIOGRAPHIE

INICHAR — Revue de la littérature technique 1034

Divers 1046

COMMUNIQUE

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

EDITION - ABONNEMENTS - PUBLICITE - UITGEVERIJ - ABONNEMENTEN - ADVERTENTIEN
BRUXELLES • EDITIONS TECHNIQUES ET SCIENTIFIQUES • BRUSSEL
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	263.240	31.214	70 096	19,96	2.239	13.765	19.228	0,17	0,38	1,04	1,46	957	685	81,14	84,29	- 174	- 152	- 326	1 528.519
Centre	222.172	21 669	58.239	18,89	1.564	11.938	16.782	0,13	0,38	1,02	1,43	985	701	85,53	87,58	- 47	- 10*	- 155	1.906.580
Charleroi	442.070	50.758	89.710	18,87	3.851	21.411	31.170	0,16	0,36	0,92	1,33	1.092	750	85,40	87,58	- 41	- 201	- 242	3.434.972
Liège	281.655	27.136	52.523	19,49	2.507	16.311	22.608	0,17	0,45	1,13	1,57	886	640	82,94	85,45	- 117	+ 9	- 108	—
Campine	852 288	49 575	212.838	24,72	3.872	23.933	32.795	0,10	0,26	0,69	0,95	1.442	1 052	86,45	88,77	+ 232	- 50	+ 182	1.903.901
Le Royaume	2.061.425	180.352	483.406	20,80	13.322	87.263	122.199	0,13	0,34	0,88	1,23	1.136	811	84,58	86,98	- 147	- 502	- 649	8.773.973
1957 Juin	2.384.479	199 248	334.198	22,68	15.002	90 853	124.630	0,14	0,34	0,86	1,19	1.157	844	85,62	87,70	- 311	+ 751	+ 440	8.871.607
1957 Mai	2.536.583	230.742	257.306	23,72	15.161	89.676	122.045	0,14	0,34	0,85	1,17	1.172	855	85,63	87,69	- 421	+ 652	+ 231	8.545.163
1956 Juillet	2 042.292	228 602	240.047	20,06	14.049	83.677	115.595	0,14	0,33	0,85	1,20	1.172	831	86,74	88,95	- 621	- 138*	- 2009	7 866.071
Moy. mens.	2.462.927	290.314	179.157(7)	23,47	15.099	88.741	120.982	0,14	0,35	0,86	1,19	1.160	841	84,21	86,29	- 357	- 300	- 657	7.986.732
1955 Moy. mens.	2.498.151	281.480	370.699(7)	24,59	16.256	87.191	119.961	0,16	0,36	0,87	1,21	1.148	826	82,56	84,90	- 423	- 721	+ 298	5.451.264
1954 Moy. mens.	2.437.393	270.012	2.306.020(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
1953 Moy. mens.	2.505.024	196.883	3 063.210(7)	24,27	18.357	95.484	131.954	0,18	0,40	0,94	1,32	1 060	758	78	81	+ 10	- 450	- 440	4.595 867
1952 Moy. mens.	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
1951 » »	2.470.933	216.116	214.280(7)	24,20	18.272	94.926	133.893	0,18	0,39	0,95	1,36	1.054	738	79,6	82,4	- 503	- 1235	+ 732	2.334.178
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	—
1949 » »	2.321.167	232.463	1.804.770(7)	23,82	19.890	103.290	146.622	0,20	—	1,08	1,55	926	645	79	83	—	—	—	—
1948 » »	2.224.261	229.373	840.340(7)	24,42	19.519	102.081	145.366	0,21	—	1,14	1,64	878	610	—	85,88	—	—	—	—
1938 » »	2.465.404	205.234	2.227 260(7)	24,20	18.739	91.945	131.241	0,18	—	0,92	1,33	1.085	753	—	—	—	—	—	—
1913 » »	1.903.466	187.143	955.890(7)	24,10	24.844	105.921	146 084	0,32	—	1,37	1,89	731	528	—	—	—	—	—	—
Sem. du 16 au 22-9-57	520.176	—	520.176	5,49	—	—	—	—	—	—	—	1.132	814	68,70	73,32	—	—	+ 578	—

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) Chiffres influencés par une réduction importante du personnel inscrit aux charbonnages du « Bois-du-Cazier ».

BELGIQUE

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

JUILLET 1957

PERIODES	Secteur domestique	Administrations publiques	Cokeries	Usines à gaz	Fabriques d'agglomérés	Centrales électriques	Sidérurgie	Constructions métalliques	Métaux non ferreux	Produits chimiques	Chemins de fer et vicinaux	Textiles	Industries alimentaires	Carrières et industries dérivées	Cimenteries	Papeteries	Autres Industries	Exportations	Total du mois
1957 Juillet	323.787	31.798	391.733	441	104 738	221.176	4.993	3.117	27.533	30.503	74.640	5.265	28.615	48.401	80.660	13.756	20.961	332.002	1.793.163
Juin	423.822	24.404	524.154	476	128.294	265.501	12.873	8.334	47.353	33.100	95.693	8.504	44.053	56.379	85.003	21.849	28.697	316.806	2.169.778
Mai	420.723	15.435	628.211	432	134.665	266.027	16.081	9.674	47.592	37.995	116.777	9 916	39.581	62.650	85.158	23.871	35.165	350.547	2.319.667
1956 Moy. mens.	420.304	15.619	599.722	476	139.111	21.973	20.769	12 197	40.601	41.216	91.661	13.082	30.868	64.446	71.683	20 835	31.852	97.048	1.913.243
1955 Moy. mens.	419.042	14.158	577.925	953	120.799	256.113	23.618	12.022	42 050	42.128	109.357	13.403	30.162	62 680	69 034	19.826	34.057	573.733	2.421.060
1954 Moy. mens.	415.609	14 360	485.878	1.733	109.037	240.372	24.211	12.299	40 485	46.952	114.348	14.500	30.707	61.361	62.818	19.898	30.012	465 071	2 189.610
1953 Moy. mens.	457.333	14 500	539.667	105 167	260.583	25.083	12 000	39 917	43.750	116.833	14.750	33.833	58.250	81.000	19.333	24.000	346.750	2.192.749	
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	
1951 » »	573.174	12.603	665.427	—	322.894	42.288	19.392	36.949	49.365	125.216	22.251	33.064	76 840	87.054	21.389	82.814	143.093	2 319.813	

GENRE	Fours en activité		Charbon (t)			Huiles combustibles †	Production				COKE (t)										Ouvriers occupés	
	Batteries	Fours	Reçu		Enfourmé		Production		Consommation propre	Livraisons au personnel de la cokerie	Débit							Stock en fin de mois †				
PERIODE			Belge	Etranger		Gros coke de plus de 80 mm	Autres	Total			Secteur domestique	Administrations publiques	Sidérurgie	Centrales électriques	Usines à gaz	Chemins de fer	Autres secteurs	Exportations	Total			
Minières . . .	7	271	113.194	—	132.783	360	78.784	24.919	103.703	2.835	182	—	—	—	—	—	—	—	—	—	53.275	938
Sidérurgiques . . .	27	946	215.726	79.463	338.553	30	214.590	44.913	259.503	2.082	2.347	—	—	—	—	—	—	—	—	—	92.746	2.431
Autres . . .	11	287	62.081	99.083	129.671	531	79.032	20.715	99.747	2.019	126	—	—	—	—	—	—	—	—	—	78.170	1.237
Le Royaume . . .	45	1.504	391.001	178.546	601.007	921	372.406	90.547	462.953	6.956	2.655	6.131	3.422	253.288	3.112	—	2.114	36.168	94.640	399.175	224.191	4.606
1957 Juin . . .	45	1.520	530.343	135.798	666.141	151	451.445	99.055	550.500	5.186	2.991	5.783	4.414	374.312	3.260	—	35	43.750	28.203	459.816	170.064	4.705
Mai . . .	45	1.544	635.179	260.019	895.198	105	521.855	113.562	635.417	6.371	3.835	6.346	5.279	461.550	3.380	—	33	50.505	10.783	527.092	149.122	4.726
1956 Moy. mens. . .	44	1.530	602.025	196.730	784.875	536	494.239	111.632	605.871	12.057	5.150	15.372	5.003	433.510	1.918	69	2.200	52.754	76.498	587.325	87.204 ⁽²⁾	4731 ⁽²⁾
1955 Moy. mens. . .	43 ⁽¹⁾	1.440 ⁽¹⁾	576.916	144.284	713.481	182	446.924	103.072	549.996	13.576	3.799	12.900	3.023	407.006	2.620	94	1.319	45.942	64.385	537.289	71.13 ⁽²⁾	4.409
1954 Moy. mens. . .	42 ⁽¹⁾	1.444 ⁽¹⁾	479.201	184.120	663.321	5.813 ⁽³⁾	407.062	105.173	512.235	15.639	2.093	14.177	3.327	359.227	3.437	385	1.585	42.611	73.859	498.608	127.146 ⁽²⁾	4.270
1953 Moy. mens. . .	41 ⁽¹⁾	1.432 ⁽¹⁾	544.257	101.536	645.793	1.793 ⁽³⁾	385.811	109.640	495.451	18.121	2.984	11.083	3.334	339.750	1.750	250	1.584	44.083	68.333	470.167	201.013 ⁽²⁾	3.930
1952 » »	42 ⁽¹⁾	1.471 ⁽¹⁾	596.891	98.474	695.365	7.624 ⁽³⁾	421.329	112.605	533.934	12.937	3.215	12.260	4.127	368.336	1.039	279	1.358	48.331	80.250	515.980	100.825 ⁽²⁾	4.284
1951 » »	40 ⁽¹⁾	1.442 ⁽¹⁾	459.724	201.122	660.846	14.297 ⁽³⁾	399.624	109.409	508.033	18.498	3.498	16.295	2.968	364.833	1.299	301	1.904	55.969	40.634	484.253	67.270 ⁽²⁾	4.147
1950 » »	42 ⁽¹⁾	1.497 ⁽¹⁾	481.685	25.861	508.546	14.879 ⁽³⁾	297.005	86.167	383.172	19.179	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.169
1949 » »	44 ⁽¹⁾	1.532 ⁽¹⁾	487.757	66.436	554.193	11.025 ⁽³⁾	315.744	103.825	419.565	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.635
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 toute ou partie de l'année. (2) Stock fin décembre. (3) En hl.

GENRE	GAZ (en 1.000 m ³) (1)						SOUS-PRODUITS (t)					GENRE	Production (t)			Consommation propre †	Livraisons au personnel	Matières premières (t)		Ventes et cessions †	Stock (fin du mois) †	Ouvriers occupés
	Production	Consommation propre	Débit				Brai	Goudron brut	Ammoniaque (en sulfates)	Benzol	Huiles légères		PERIODE	Boulets	Briques			Totale	Charbon			
Minières . . .	46.500	22.823	20.799	633	13.743	—	3.519	1.241	1.086	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Sidérurgie . . .	109.750	56.989	27.314	28.165	2.654	25.165	—	8.514	2.775	2.029	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Autres . . .	46.213	20.149	15.404	—	4.379	13.756	—	3.916	1.094	1.086	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Le Royaume . . .	202.563	99.961	63.517	28.165	7.716	52.664	—	15.949	5.110	4.201	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1957 Juin . . .	240.444	117.194	74.645	43.835	9.434	63.701	—	19.457	6.482	5.119	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Mai . . .	278.383	133.098	77.635	57.816	10.433	72.804	—	22.319	7.253	5.983	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1956 Moy. mens. . .	266.451	126.698	78.704	56.854	7.424	72.452	—	20.628	7.064	5.569	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1955 Moy. mens. . .	245.435	127.825	70.872	55.427	5.936	66.905	—	17.926	6.642	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1954 Moy. mens. . .	233.182	135.611	69.580	46.279	5.517	68.791	1.630	15.911	5.410	3.624	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1953 Moy. mens. . .	212.801	119.781	63.220	43.659	5.310	62.585	2.109	16.011	5.070	4.020	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1952 Moy. mens. . .	229.348	134.183	67.460	46.434	3.496	62.714	2.320	17.835	6.309	4.618	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1951 Moy. mens. . .	232.666	138.476	68.912	42.906	4.967	63.219	2.137	17.032	6.014	4.156	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1950 Moy. mens. . .	193.619	126.601	(2)	(2)	(2)	(2)	1.844	13.909	4.764	3.066	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1949 Moy. mens. . .	185.659	140.644	(2)	(2)	(2)	(2)	1.614	15.129	5.208	3.225	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1948 Moy. mens. . .	105.334 ⁽³⁾	(2)	(2)	(2)	(2)	(2)	—	16.053	5.624	4.978	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1938 Moy. mens. . .	75.334 ⁽³⁾	(2)	(2)	(2)	(2)	(2)	—	14.172	5.186	4.636	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Minières . . .	91.315	18.150	109.465	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Indépend. . .	5.430	—	5.430	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Le Royaume . . .	96.745	18.150	114.895	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1957 Juin . . .	116.366	24.331	140.697	3.024	7.611	130.396	10.866	130.149	8.548	563	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Mai . . .	118.406	25.494	143.900	3.531	9.777	133.720	10.705	128.760	8.635	569	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1956 Moy. mens. . .	116.195	35.489	151.683	4.027	12.354	141.974	12.125	135.303	4.684 ⁽¹⁾	548 ⁽¹⁾	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1955 Moy. mens. . .	91.175	38.272	129.447	4.333	11.367	121.914	9.941	114.491	6.191 ⁽¹⁾	579	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1954 Moy. mens. . .	75.027	39.829	114.856	4.521	10.520	109.189	9.098	109.304	11.737 ⁽¹⁾	589	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1953 Moy. mens. . .	70.839	40.213	111.052	4.453	9.748	104.410	9.051	112.289	12.243 ⁽¹⁾	558	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1952 » »	71.262	52.309	123.571	1.732	103	115.322	10.094	119.941	36.580 ⁽¹⁾	638	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1951 » »	86.399	64.475	150.844	1.608	95	138.946	12.915	150.535	4.900 ⁽¹⁾	722	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1950 » »	38.898	46.079	84.977	2.488	377	78.180	7.322	85.999	—	552	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1949 » »	20.574	44.702	65.276	—	—	60.240	5.558	63.697	—	462	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
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	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—

PERIODE	Quantités reçues m³			Consommat. totale y compris les exportations (m³)	Stock à la fin du mois (m³)	Quantités reçues t			Consommation totale t	Stock à la fin du mois t	Exportations t
	Origine indigène	Importation	Total			Origine indigène	Importation	Total			
1957 Juillet . . .	69.024	11.502	80.526	64 912	615.401	3.830	285	4.115	8.806	73.259	(1)
Juin . . .	75.406	8.407	83.813	76.091	600.523	6.828	1.504	8.332	10.866	77.950	(1)
Mai . . .	80.850	5.315	86.165	79.452	593.716	8.009	4.677	12.686	10.705	79.921	1.599
1956 Moy. mens. .	72.377	17.963	90.340	78.246	655.544 (1)	7.019	5.040	12.059	12.125	51.022(2)	1.281
1955 Moy. mens. .	68.136	20.880	89.016	88.300	521.160(2)	6.395	3.236	9.631	9.941	33.291(2)	391,6
1954 Moy. mens. .	67.128	1.693	68.821	87.385	428.456(2)	4.959	4.654	9.613	8.868	37.023(1)	2.468
1953 Moy. mens. .	66.994	1.793	68.787	91.430	703 050(2)	4.156	3.839	7 995	8.769	28.077(1)	3.602
1952 Moy. mens. .	73.511	30.608	104.119	91.418	880.695(2)	4.624	6.784	11.408	9.971	37.357(1)	2.014
1951 Moy. mens. .	64.936	30.131	95.067	93.312	643.662(2)	6 394	5 394	11.788	12.722	20.114(1)	208
1950 Moy. mens. .	62.036	12.868	74 904	90.209	570.013(2)	5.052	1.577	6.629	7.274	31.325(1)	1.794
1949 Moy. mens. .	75.955	25.189	101.144	104.962	727.491(2)	2.962	853	3.815	5.156	39.060(1)	453

(1) Chiffres non disponibles. (2) Stock à fin décembre. (3) Sans les exportations. (4) Chiffres rectifiés résultant de l'incorporation de certains stocks non comptabilisés antérieurement.

BELGIQUE

METAUX NON FERREUX

JUILLET 1957

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
1957 Juillet (1) .	13.505	18.304	7.333	488	115	271	40.016	20.386	8.540	1.173	15 165
Juin (2) . .	13.648	19.642	8.820	764	156	381	43.451	25.783	12.973	1.832	15.758
Mai . . .	13.948	20.973	8.859	785	193	507	45.265	27.511	16.658	2.080	15.981
1956 Moy. mens. .	14.072	19.224	8.521	871	228	420	43 336	24.496	16 604	1.944	—
1955 Moy. mens. .	12.942	17.603	6.789	914	192	366	38.807	22.888	16.211	1.736	15.685
1954 Moy. mens. .	12.809	17.726	5.98	965	140	389	38.017	24.331	14.552	1.850	15.827
1953 Moy. mens. .	12.152	16.594	6.143	794	—	526	36.209	24.167	11.530	1.000	14 986
1952 Moy. mens. .	12.035	15.956	6.757	850	—	557	36 155	23.833	12.729	2.017	16.227
1951 Moy. mens. .	11.541	16.691	6.232	844	—	597	35.905	22.750	16.675	2.183	16 647
1950 Moy. mens. .	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) Chiffres rectifiés.

BELGIQUE

SIDER

PERIODE	Hauts fourneaux en activité	Produits bruts				Produits demi-finis (1)		Produits			
		Fonte	Acier Total	Fer de masse	Fers fins	Pour relamineurs belges	Autres	Aciers marchands	Profils et zorès (1 et U de plus de 80 mm)	Rails et accessoires	Fil machine
1957 Juillet (2) . .	50	243.524	242.176	1.859	—	29.315	14 215	53.070	13.466	3.242	17.801
Juin . . .	51	413.976	458.706	4.010	—	43.188	30.319	134.154	26.741	6 270	33.873
Mai . . .	51	506.635	565.055	4.827	—	53.239	37.586	151.924	25.471	8.680	40.845
1956 Moyenne mens.	—	480.045	531.794	5.278	—	58.394	20.695	155.427	23.971	6.054	40.194
Juillet	50	451.152	462.952	3.465	—	52.388	22.821	126.386	23.852	6.577	36.296
1955 Moy. mens. . .	49	449.196	491.693	5.353	—	53.976	27 027	142.821	20.390	6.536	40.662
1954 Moy. mens. . .	47	315.424	414.378(3)	3.278	—	109 959	—	113 900	15.877	5.247	36.301
1953 Moy. mens. . .	50	350.819	374 720	2.824	—	92.175	—	99.964	16.203	8.291	34.414
1952 Moy. mens. . .	50	399.133	422.281	2.772	—	97.171	—	116 535	19.939	7.312	37.030
1951 Moy. mens. . .	49	405.676	415.795	4.092	—	99 682	—	111.691	19.483	7.543(6)	40.494
1950 > >	48	367.898	311.034	3 584	—	70 503	—	91.952	14.410	10.668	36 008
1949 > >	48	312.441	315.203	2.965	—	58.052	—	91.460	17.286	10.370	29.277
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 provisoires. (3) Y compris tôles à être 1957, les tôles galvanisées et plombées sont déjà reprises dans la rubrique « Tôles fines noires ».

IMPORTATIONS					EXPORTATIONS			
Pays d'origine Périodes Répartition	Charbons t	Cokes t (1)	Agglomérés t	Lignite t (2)	Destination	Charbons t	Cokes t	Agglomérés t
France	18.529	141	—	—	France	116.418	40.275	55.821
Pays-Bas	23.766	3.522	4.745	823	Italie	4.224	—	—
Pays de la CECA . .	139.016	10.880	8.283	9.633	Luxembourg	3.104	17.218	760
					Pays-Bas	106.445	2.401	220
Royaume-Uni	45.626	2.441	—	—	Pays de la CECA . .	257.407	59.894	57.743
Etats-Unis d'Amérique	176.350	—	—	—	Danemark	—	4.491	—
U.R.S.S.	2.450	—	—	—	Finlande	145	—	—
					Norvège	—	14.487	—
Pays tiers	224.425	2.441	—	—	Royaume-Uni	78.298	—	—
Ensemble	363.442	13.321	8.283	9.633	Suède	677	13.010	—
1957 Juin	338.916	15.670	7.066	9.176	Suisse	19.977	2.158	240
Mai	439.829	12.636	8.434	8.914	Congo belge	20	—	—
Avril	449.065	21.526	8.962	8.898	Autres pays	—	600	—
1956 Moyennes mens	398.929	12.325	6.038	8.466	Pays tiers	99.117	34.746	240
Juillet	371.802	13.854	4.742	7.872	Ensemble	356.524	94.640	57.983
Répartition :					1957 Juin	339.050	89.768	59.888
1) Secteur domestique	92.559	1.311	8.005	8.512	Mai	360.456	75.182	51.824
2) Secteur industriel .	249.247	12.010	—	1.121	Avril	373.170	74.836	48.826
Réexportations	24.522	—	—	—	1956 Moyennes mens.	371.895	83.215	68.717
Mouvement des stocks	- 2.886	—	+ 278	—	Juillet	360.289	89.335	50.975

(1) Y compris le coke de gaz. (2) Y compris les briquettes de lignite.

URGIE

JUILLET 1957

TION (t)

finis									Ouvriers occupés
Tôles fortes 4,76 mm et plus	Tôles moyennes 3 à 4,75 mm	Larges plats	Tôles fines noires (3)	Tôles galvanisées, plombées et étamées (5)	Feuillards, bandes à tubes, tubes sans soudure	Divers	Total	Tubes soudés (4)	
23.934	3.287	1.021	27.792	10.529	5.699	3.013	152.515	2.681	50.964
49.525	5.575	1.684	49.524	19.906	17.033	3.370	327.752	7.556	55.554
60.567	8.957	2.697	69.470	31.260	29.329	7.376	405.416	10.923	55.713
53.455	11.514	2.718	44.084	23.758	27.968	5.232	397.096	4.416	54.850
42.324	7.021	1.777	38.559	15.752	16.055	5.129	319.728	3.163	55.126
43.119	10.508	2.544	46.831	21.681	27.600	3.180	365.872	3.621	54.843
37.473	8.996	2.153	40.018	3.070	25.112	2.705	290.852	3.655 ⁽²⁾	41.904
43.418	8.451	3.531	32.180	9.207	20.6*3	3.767	280.109	1.647	42.820
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						
36.489	5.890	2.628	42.520	15.343	32.476	8.650	323.207	3.570	43.640
24.476	6.456	2.109	22.857	11.096	20.949	2.878	249.859	1.981	36.415
30.714	5.831	3.184	22.449	9.154	23.096	3.526	247.347	—	40.506
			Tôles fines	Tôles galva- nisées	Feuillards et tubes en acier				
Grosses tôles	Tôles moyennes		18.194	10.992	30.017	3.589	255.725	—	38.431
28.780	12.140	2.818	14.715	—	13.958	1.421	146.852	—	33.024
16.460	9.084	2.064							
19.672	—	—	9.883	—	—	3.530	154.822	—	35.300

étamées, galvanisées et plombées. (4) A partir de janvier 1957, augmentation du nombre de déclarants. (5) A partir de janvier

PRODUCTION	Unités	Jun 1957	Mai 1957	Jun 1956	Moyenne mensuelle 1956	PRODUCTION	Unités	Jun 1957	Mai 1957	Jun 1956	Moyenne mensuelle 1956
		(a)	(b)					(a)	(b)		
PORPHYRE :						PRODUITS DE DRA-					
Moellons	t	210	379	287	434	GAGE : Gravier	t	159 186	153.706	140.867	141.412
Concassés	t	353.151	350.249	416.630	336.706	Sable	t	26.190	25.663	39.277	25.645
Pavés et mosaïques	t	1.780	2.057	2.119	1.786	CALCAIRES :	t	249.497	187.574	203.054	183.595
PETIT-GRANIT :						CHAUX :	t	159.621	158.025	163.353	154.375
Extrait	m ³	10.601	12.278	13.427	10.906	PHOSPHATES	t	160	97	87	1.135
Scié	m ³	5.609	6.060	6.587	5.474	CARBONATES NATUR.					
Façonné	m ³	1.507	1.654	1.620	1.423	[Créie, marne, tuf-feau)	t	26.607	30.541	32.529	30.200
Sous-produits	m ³	19 572	20.823	21.825	16 986	CARBON. DE CHAUX					
MARBRES :						PRECIPITES	t	—	—	—	—
Blocs équarris	m ³	633	594	550	479	CHAUX HYDRAULI-					
Tranches ramenées à 20 mm	m ³	42.628	45.009	45.107	42.154	QUE ARTIFICIELLE	t	734	1.117	1.676	680
Moellons et concassés	t	2.266	2.041	2.190	1.616	DOLOMIE : Crue	t	23.250	32.045	29.565	24.217
Bimbeloterie	Kg	90.801	94.753	86.093	78.734	Frittée	t	18.561	20.511	19.187	19.187
GRES :						PLATRE :	t	3.237	3.360	2 979	2.897
Moellons bruts	t	22.603	26.677	28.496	18.631	AGGLOM. PLATRE	t	102.078	119.029	118 296	103.036
Concassés	t	98.459	101.501	107 064	83.473			1 ^{er} trim. 1957	Moy. m. 1956		
Pavés et mosaïques	t	8.395	12 835	2.125	5.397	SILEX : Broyé	t	446	406		
Divers taillés	t	7.140	7.510	7.308	5.592	Pavés.	t	1.078	314		
SABLE :						FELDSPATH & GALETS	t	128	180		
pour métallurgie	t	73 502	76.180	74.483	68.867	QUARTZ	t	80.583			
pour verrerie	t	74.688	81.007	96.144	88.962	et QUARTZITES	t		15.230		
pour construction	t	167.787	181.702	191.011	145.608	ARGILES :	t	92 569	36.756		
Divers	t	61.903	61.656	70.818	55.940			Jun 57 (a)	Mai 57 (b)	Mai 1956	Moy. mens.
ARDOISE :						Ouvriers occupés		13.344	13.344	—	—
pour toitures	t	695	722	728	733						
Schiste ardoisier	t	202	180	177	111						
Coticule (pierre à aiguiser)	Kg	5.299	6.214	5.914	5 396						

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

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

JUILLET 1957

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												
1957 Juillet (1)	11.470	337,7	491,1	1.594	1.231	27,00	19,39	18,22	3.839	627	667	(7)
1956 Moy. mens.	11.200	333,6	485,7	1.564	1.189	23,00	16,04	14,68	3.619	634	700 (2)	178
1957 Juillet	11.261	331,7	483,8	1.581	1.202	26,00	18,85	17,61	3.652	635	591	122
Belgique												
1957 Juillet (1)	2.062	108,4	143,9	1.136	811	20,86	15,42	13,02	463	115	486	(7)
1956 Moy. mens.	2.462	102,1	144,8	1.160	841	23,47	15,79(3)	13,71(3)	605	151,6	179 (2)	87
1957 Juillet	2.042	99,8	142,8	1.165	831	20,06	13,26	11,05	605	120	240	87
France												
1957 Juillet (1)	4.880	142,7	204,4	1.690	1.128	26,45	14,42	7,86	1.035	621	4.812	(7)
1956 Moy. mens.	4.594	140,2	211,2	1.645	1.075	24,72	13,20	7,76(4)	1.016	640	4.652 (2)	175
1957 Juillet	4.329	137,9	200,9	1.670	1.094	24,41	13,69	7,30	1.017	516	5.326	174
Sarre												
1957 Juillet (1)	1.467	37,1	56,1	1.804	1.157	26,90	11,67	6,07	362	—	166	(7)
1956 Moy. mens.	1.424	36,9	57,2	1.819	1.158	24 72	8,73	4,98(4)	352	—	102 (2)	20
1957 Juillet	1.405	37,0	55,7	1.775	1.140	25,90	9,92	5,02	358	—	175	21
Italie												
1957 Juillet (1)	94	4,5	—	1.002	—	—	—	—	305	1	16	(7)
1956 Moy. mens.	89	5 1	6,0	949	—	—	19,02(6)	16,90(6)	283	2	29 (2)	50
1957 Juillet	97	4,7	—	956	—	—	16,77(6)	14,80(6)	294	1	32	40
Pays-Bas												
1957 Juillet (1)	1.012	30,5	—	1.514	—	—	(7)	(7)	356	104	354	(7)
1956 Moy. mens.	986	30,7	54,6	1.496	—	—	15,32(6)	14,07(6)	352	86	259 (2)	68
1957 Juillet	1.011	30,8	—	1.489	—	—	15,59(6)	14,04(6)	351	92	311	79
Communauté												
1957 Juillet (1)	20.985	660,9	—	1.555	—	—	(7)	(7)	6.360	1.468	6.504	(7)
1956 Moy. mens.	20.757	648,3	951,2	1 525	—	—	18,67(6)	17,20(6)	6.232	1.515	5.924 (2)	578
1957 Juillet	20.145	641,9	—	1.544	—	—	22,86(6)	21,18(6)	6 277	1 364	6.675	523
Grande-Bretagne												
1957 Sem. du 21 au 27 juillet	3.461,2 (5)	—	709	à front 3.445	1.194	—	—	14,41	—	—	—	—
1956 Sem. du 22 au 28 juillet	3.494,6 (5)	—	702	3.335	1.188	—	—	13,66	—	—	—	—

(1) Chiffres provisoires. (2) Au 31 décembre. (3) Absences individuelles seulement. (4) Surface seulement. (5) Houille marchande. (6) Statistiques CECA. (7) Chiffres indisponibles (Statistiques CECA).

Deuxième Conférence Internationale sur la Science des Houilles

VALKENBURG (Pays-Bas), 1^{er} au 4 MAI 1957

Compte rendu par INICHAR

INLEIDING

Een eerste conferentie over de bevordering der kennis van de steenkolen ging door te Heerlen, Nederland, in mei 1955. Uitvoerig verslag werd hierover uitgebracht in de « *Annalen der Mijnen van België* » (Sept. 1955, blz. 840-865).

Een tweede dergelijke conferentie werd gehouden te Valkenburg, van 1 tot 4 mei 1957.

De mededelingen waren gegroepeerd in vier afdelingen :

- A. — Chemische onderzoeksmethoden van steenkool.
- B. — Nieuwe fysische onderzoekstechnieken van steenkool
- C. — Fysico-chemische studie van de bestanddelen.
- D. — Basisstudie van de carbonisatie der steenkolen.

Het essentiële van deze mededelingen is hierna weergegeven onder vorm van samenvattingen van de originele teksten der auteurs.

AVANT-PROPOS

Une première Conférence sur le développement des études relatives aux houilles a eu lieu, à Heerlen, aux Pays-Bas, au mois de mai 1955 ; un compte rendu détaillé en a été donné dans les « *Annales des Mines de Belgique* » (1955, septembre, p. 840/865).

Une deuxième Conférence relative aux mêmes questions a été tenue du 1^{er} au 4 mai 1957, à Valkenburg, aux Pays-Bas également.

Les études présentées étaient réparties en quatre sections :

- A. — Méthodes Chimiques d'Etude des Houilles
- B. — Nouvelles Techniques Physiques d'Etude des Houilles
- C. — Etudes Physico-Chimiques des Macéraux
- D. — Etudes de Base de la Carbonisation des Houilles.

Le lecteur des *Annales* trouvera ci-dessous l'essentiel de ces travaux, sous forme de résumés établis d'après les textes originaux des auteurs.

A. — Méthodes chimiques d'étude des houilles

RESULTATS RECENTS DANS LA RECHERCHE SUR LES HOUILLES

par W. FUCHS.

Aix-la-Chapelle.

La détermination directe de l'oxygène, l'étude de la nature des fonctions oxygénées, l'oxydation partielle, avec récupération chromatographique des produits d'oxydation, sont autant de sujets de recherches fondamentales.

L'oxygène se présente dans les houilles sous forme de fonctions carboxyle, hydroxyle, carbonyle, sous forme de liaisons éther ou de combinaisons

hétérocycliques. Les effets de l'hydrolyse et la tautomérie cétone-alcool permettent des transitions d'une fonction à l'autre sans modification de la teneur en oxygène.

Dans les lignites, l'étude qualitative et quantitative des fonctions carboxyle et hydroxyle phénolique peut être faite par de nombreuses réactions.

TABLEAU I.

Réactions des groupements OH et COOH des acides humiques.

1	Hum (OH) _x (COOH) _y	+ yCH ₃ OH	→	Hum (OH) _x (COOCH ₃) _y	+ yH ₂ O
2	Hum (OH) _x (COOCH ₃) _y	+ xCH ₂ N ₂	→	Hum (OCH ₃) _x (COOCH ₃) _y	+ xN ₂
3	Hum (OCH ₃) _x (COOCH ₃) _y	+ yKOH	→	Hum (OCH ₃) _x (COOK) _y	+ yCH ₃ OH
4	Hum (OCH ₃) _x (COOCH ₃) _y	+ (x + y)HI	→	Hum (OH) _x (COOH) _y	+ (x + y)CH ₃ I
5	Hum (OH) _x (COOH) _y	+ y/2 Ca(CH ₃ COO) ₂	⇌	Hum (OH) _x (COO Ca/2) _y	+ yCH ₃ COOH
6	Hum (OH) _x (COOH) _y	+ (x + y)KOH _{alc}	→	Hum (OK) _x (COOK) _y	+ (x + y)H ₂ O
7	Hum (OK) _x (COOK) _y	+ xCO ₂ + xH ₂ O	→	Hum (OH) _x (COOK) _y	+ xKHCO ₃

Ce sont des réactions de méthylation partielle ou complète, des réactions d'hydrolyse partielle ou complète de produits méthoxylés, des réactions de décomposition de l'acétate de calcium, la formation de sels et la décomposition de phénolates.

L'auteur examine plus spécialement les réactions 5, 6 et 7. Il montre que la décomposition de l'acétate de calcium par les acides humiques donne le nombre exact de groupements carboxyles initiale-

ment présents. Le groupe de réactions 6 et 7 appliquées conjointement permettent de déterminer et la teneur en hydroxyle et celle en carboxyle. Toutefois par suite de réactions secondaires, la teneur en carboxyle trouvée est trop élevée; l'auteur incrimine la formation de nouveaux carboxyles par rupture hydrolytique principalement de groupements carbonyles.

Dans les charbons bitumineux les moins évolués, quelques groupements carboxyles se présentent.

TABLEAU II.

Fonctions oxygénées de charbons de faible rang.

Charbon	O total %	COOH %	OH %	OCH ₃ %	O résiduel %
Aix	20,2	1,0	8,0	2,3	10,2
Steyeregg-Wiess	27,3	1,3	6,7	4,4	17,7
Loewenberg	23,3	0,8	1,0	6,4	18,5

Dans des charbons bitumineux de rang seulement légèrement plus élevé, les groupements carboxyles disparaissent pratiquement et les groupements

carbonyle et hydroxyle n'entrent en ligne de compte que pour une partie de la teneur totale en oxygène.

L'oxydation de charbons bitumineux peut être

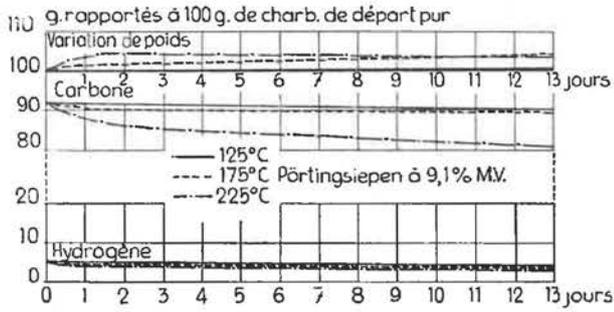


Fig. 2. — Préoxydation du charbon Pörtingsiepen à différentes températures et durées de réaction.

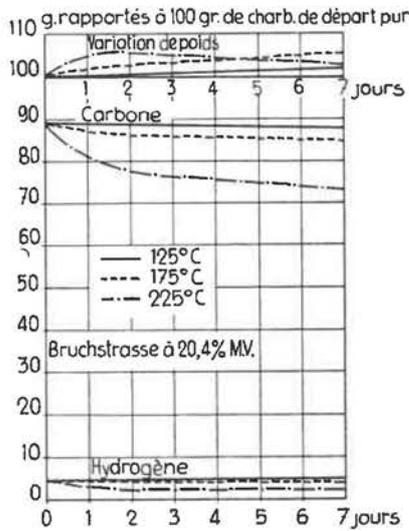


Fig. 3. — Préoxydation du charbon Bruchstrasse à différentes températures et durées de réaction.

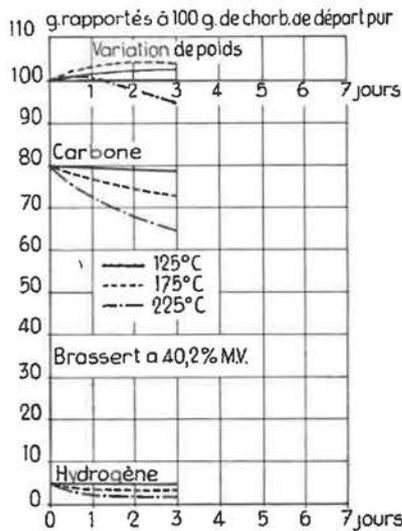


Fig. 4. — Préoxydation du charbon Brassert à différentes températures et durées de réaction.

houilles broyées ; en ordonnée ont été portées les variations de poids et les réductions des teneurs en C et H rapportées pour différentes températures à 100 g de charbon pur pris au départ. Les diagrammes montrent que, même à la température modé-

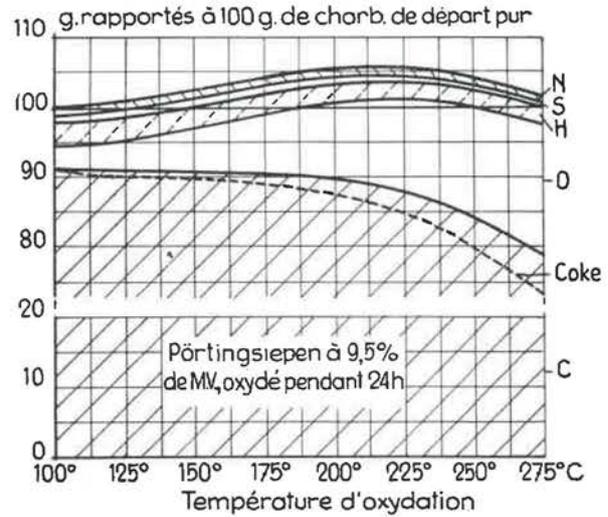


Fig. 5. — Composition élémentaire et rendement en coke du charbon Pörtingsiepen préoxydé.

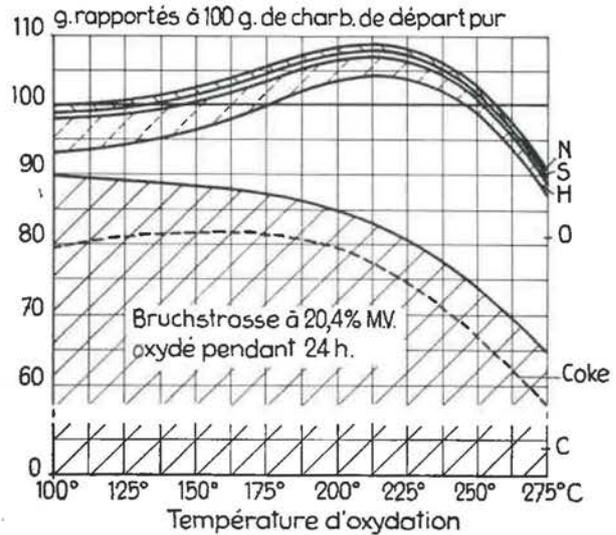


Fig. 6. — Composition élémentaire et rendement en coke du charbon Bruchstrasse préoxydé.

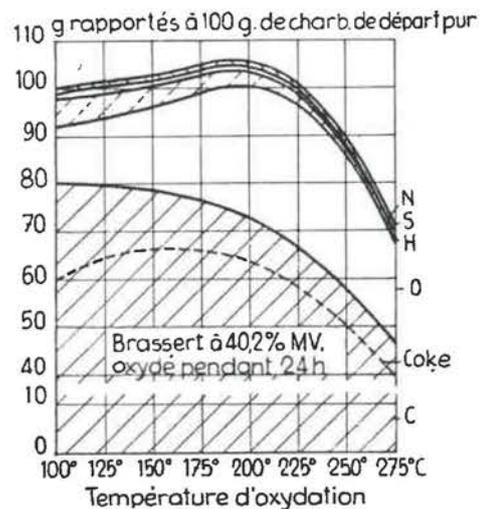


Fig. 7. — Composition élémentaire et rendement en coke du charbon Brassert préoxydé.

rée de 125°, un maximum de gain de poids par fixation d'oxygène se manifeste au bout d'un certain temps. Aux trois températures, se manifeste une réduction des teneurs en carbone et hydrogène ; cette réduction est d'autant plus sensible que le charbon est plus jeune.

Pour les trois mêmes charbons, l'influence de la température de préoxydation est mise en évidence aux diagrammes des figures 5, 6 et 7. Les combustibles traités pendant 24 h, à des températures s'échelonnant entre 100 et 275°, montrent un maximum de gain de poids vers 200°. Au delà, se manifestent des pertes de poids. A la température de 200°, les charbons jeunes présentent un maximum de la teneur en O de l'ordre de 25 % et plus. Les teneurs en soufre et en azote varient très peu alors que les teneurs en hydrogène se réduisent fortement, surtout à partir de 150°.

Les auteurs signalent que le rendement en coke d'un charbon jeune préoxydé à 175° augmente de 10 % (fig. 7) ; ils en concluent que, pendant la préoxydation, les bitumes de départ se modifient de façon à se transformer à la carbonisation, en coke de poids moléculaire élevé.

Entre autres propriétés des houilles préoxydées, les auteurs signalent l'adsorption d'eau, d'iode, de benzène

Ex. : 7 g de benzène sont adsorbés par 100 g de produit oxydé obtenu à 275° à partir d'un charbon à gaz Hugo I. L'adsorption de benzène prouve qu'un grand nombre de pores ont été élargis jusqu'à 10 Å au moins.

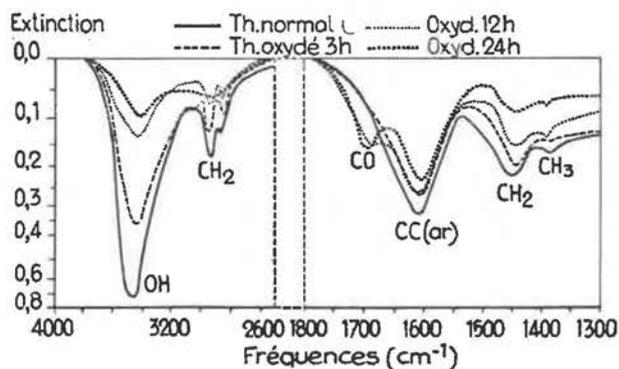


Fig. 8. — Spectres infrarouges de charbons préoxydés à 250°.

L'étude spectrale en lumière infrarouge (fig. 8) fournit l'interprétation de la préoxydation. Au fur et à mesure que se poursuit la préoxydation réalisée à 250°, pratiquement tous les groupements — CH₂ — du charbon de départ disparaissent. En même temps que se réduisent les absorptions de vibration CH₂, aux fréquences de 2900 et 1450 cm⁻¹, la bande CO vers 1700 cm⁻¹ devient de plus en plus intense. Bien que la solubilité des produits préoxydés dans

la soude prouve la présence de groupements carboxyles, ceux-ci ne se manifestent pas sur les spectres.

L'oxygène fixé à la préoxydation de charbons très bitumineux se présente sous forme d'environ 45 % de groupements carboxyliques, 4 % de groupements hydroxyles et le reste sous forme de groupements carbonyle et éther.

La solubilité maximum dans les alcalis des acides humiques régénérés formés par préoxydation est obtenue à une température d'oxydation de ± 225° ; à température plus élevée, s'observe de plus en plus la gazéification du carbone sous forme de CO₂ et CO.

Les auteurs étudient ensuite l'oxydation des houilles à chaud par l'acide nitrique dilué. Le traitement se fait le plus avantageusement sur des houilles préoxydées pendant 24 h vers 250° (fig. 9, 10, 11).

En dehors de produits gazeux combustibles, l'opération donne de faibles quantités d'acides aliphatiques mono et bicarboxylés, ainsi que des acides benzène carboniques de toute nature, du trinitrophénol et de nombreux produits aromatiques à plusieurs noyaux, carboxylés et autres. La décarboxylation des acides organiques insolubles dans l'acide nitrique donne du benzène et ses produits alkylés, ainsi que des produits aromatiques à deux ou trois noyaux et dans une certaine mesure des composés hétérocycliques tels que l'oxyde de dyphénylène, le carbazole...

Dans le cas de charbons préoxydés, le traitement à l'acide nitrique donne généralement des rendements plus élevés en acides benzène carboniques de faible poids moléculaire, des acides benzène tri et tétracarboxiques surtout. Il en est de même du rendement en acide picrique.

L'acide méllitique observé doit, selon toute probabilité, dériver d'une configuration du genre coronène ; l'acide benzène pentacarboxique se produit sans doute par décarboxylation de l'acide méllitique.

La préoxydation modifie des charbons plus évolués tels que les charbons gras et les charbons à gaz de façon qu'au traitement à l'acide nitrique ils se comportent comme des charbons jeunes. Ce fait semble indiquer que la transformation des charbons à gaz flambants en charbons à gaz et en charbons gras se ferait comme suit. A côté des bitumes subsistants et des noyaux de base qui, en fait, donnent le coke, l'évolution ferait apparaître un troisième groupe de substances de poids moléculaire relativement faible, formé par la conjonction de produits aromatiques légers (par ex. des cycles naphthéniques) et intercalation de fragments aliphatiques.

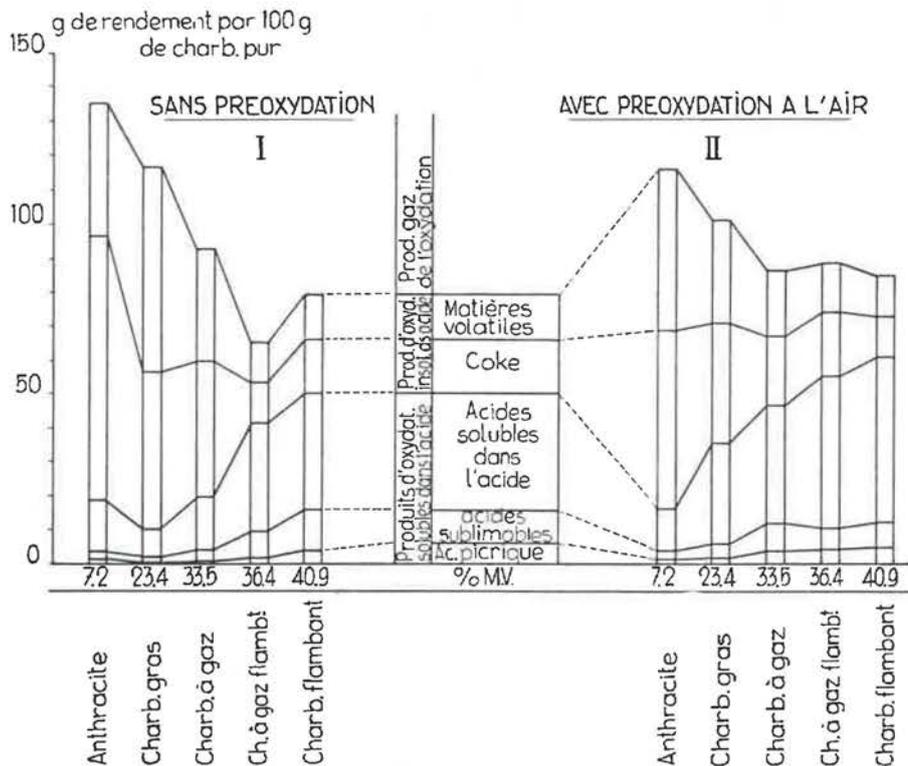


Fig. 9. — Rendements en produits divers, à l'oxydation réalisée à l'aide d'acide nitrique dilué.

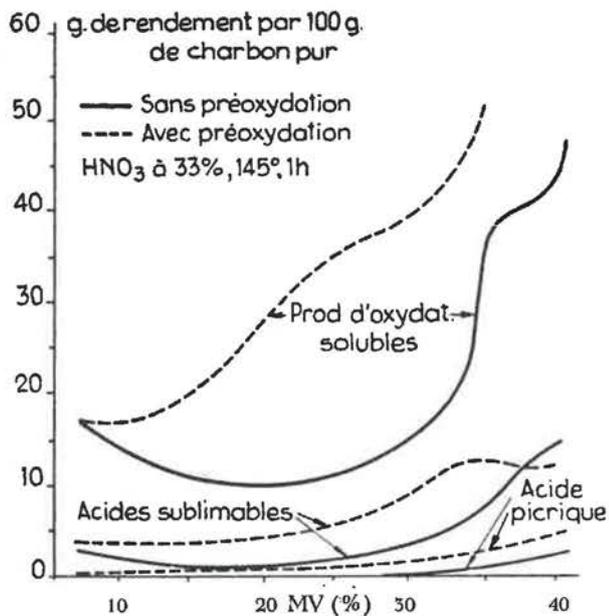


Fig. 10. — Oxydation de charbons de rangs divers par l'acide nitrique dilué.

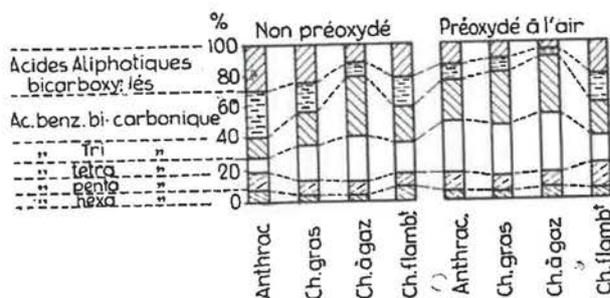


Fig. 11. — Composition du mélange d'acides sublimables.

L'ACTION DE L'IODE ET DE L'HYDROGENE SUR LA HOUILLE, LE BOIS ET LES HYDRATES DE CARBONE

par J. J. Th. M. GEERARDS, D. W. van KREVELEN & H. I. WATERMAN,

Université technologique de Delft.

Les auteurs ont étudié l'action réductrice de l'iode et de l'hydrogène sur la houille et les carbonates à des températures les moins élevées possibles.

Ils montrent qu'un charbon bitumineux de la mine Maurits, charbon à 2 % de cendres et 27,5 % de matières volatiles et 88,9 % de C (sur sec sans cendres), peut, à raison de 30 à 35 % de son poids, être converti en hydrocarbures, en mettant en œuvre des températures de 350 à 400° et en utilisant l'iode comme catalyseur. L'huile hydrocarbonée obtenue ne renferme que très peu d'oxygène et est riche en structures cycliques. L'iode est récupérable par extraction du résidu.

Des essais analogues ont été faits avec de la cellulose, de l'amidon, du sucre et du bois en traitant ces matières premières avec de l'iode ou de l'acide iodhydrique et de l'hydrogène à des températures comprises entre 300 et 325° seulement. Au surplus, des essais ont été faits avec de la lignine préparée à partir de farine de bois, d'après les indications de Klason. Ces substances, additionnées du catalyseur, étaient introduites dans l'autoclave et on chargeait d'hydrogène jusqu'à 200 atm. On chauffait alors jusqu'à la température désirée que l'on maintenait pendant 2 h. L'huile, obtenue par extraction au benzène, et les autres produits étaient analysés.

L'exemple du tableau 4 montre que 75 % du carbone de départ sont convertis en produits liquides.

TABLEAU IV.

Bilan de matières d'un essai avec de la cellulose et solution de HI. Température de réaction 325°.

Matières de départ : cellulose : 100 g ; HI à 67 % : 30 g ; hydrogène : 15 g.						
Produits de réaction :			Analyse C & H			
12 g CO ₂			Résidu		Huile	
17 g gaz			% C = 42,5		% C = 88,0	
70 g eau (couche)			% H = 3,2		% H = 11,5	
37 g huile			% I = 9,0		% O = 0,5	
1,0 g extrait acétonique (I ₂)			% O = 45,3		V gaz = 115 l	
6,0 g résidu						
143,0 g (— 2 g)						
Analyse du gaz : 95 % (vol) de H ₂ ; 2 % (vol) d'hydrocarbures.						
La couche d'eau contient 27 % d'iode.						
Bilan :	C	H	O	I	Reste	Total
Matières de départ	44,4	22,3	58,3	20,0		145,0
Produits de réaction						
CO ₂	3,3		8,7			12
huile	32,5	4,3	0,2			37
eau		5,7	45,4	18,9		70
résidu	2,6	0,2	2,7	0,5		6,0
extrait acétonique				1,0		1,0
gaz	2,6	10,4			4,0	17
Total	41,0	20,6	57,0	20,4	4,0	143,0
% de conversion en huile : $32,5/44,4 \times 100 \% = 73,2 \%$.						

L'iode est récupéré dans une large mesure sous forme d'acide iodhydrique ; cinq pour cent peuvent être extraits du résidu à l'aide d'acétone.

Les huiles obtenues sont riches en structures cycliques et ne renferment que peu d'oxygène.

La constitution de trois huiles obtenues a été étudiée, après décoloration par saturation complète. A l'analyse en lumière infrarouge, ces huiles montrent une similitude avec l'huile d'anthracène saturée.

LA REACTIVITE DES HOUILLES DANS DES REACTIONS CHIMIQUES ORGANIQUES

par P. H. GIVEN

B.C.U.R.A., Leatherhead.

L'auteur passe en revue un certain nombre de réactifs chimiques appliqués à l'étude fonctionnelle des houilles. Il divise ces réactifs en trois classes : réactifs pouvant être utilisés avec succès, réactifs réagissant partiellement et réactifs ne réagissant pas.

Le tableau 5 résume quelques données à ce sujet.

L'auteur conclut de son étude qu'un grand nombre de réactions peuvent être appliquées à l'étude des houilles. Ce sont des réactions sur extraits de houille en solution ou en suspension, ainsi que des réactions de houilles en suspension ou en absence de tout liquide. Le taux de la réaction n'est pas essentiellement conditionné par l'aptitude du réactif à pénétrer dans le réseau capillaire de la houille ou dans les agrégats qui peuvent se présenter dans les extraits de houille. Dans le cas d'extraits de houille, le taux de réaction est du même ordre de grandeur que dans le cas de réactions avec des substances connues.

La classification des divers réactifs adoptée par

l'auteur n'est sans doute pas rigoureuse. Il considère comme réaction pouvant être appliquée avec succès celle dont la majeure partie du taux de réaction possible est atteinte au bout d'un intervalle de temps raisonnable (*).

De nombreux facteurs physiques peuvent intervenir pour modifier le taux de réaction. Brooks et Maher suggèrent notamment que, si leurs résultats de détermination de groupements acides dans les houilles sont plus élevés que les résultats de détermination de groupements hydroxylés obtenus par Wys, il y a lieu de l'attribuer à leur milieu de réaction, l'éthylène diamine. Celui-ci, en faisant gonfler le charbon, facilite davantage la pénétration du réactif. De tels facteurs physiques peuvent expliquer pourquoi certaines réactions signalées dans le tableau ne peuvent être que partielles.

Il est évident que l'aptitude à la pénétration du milieu de réaction doit avoir une incidence maximum dans le cas de charbons à coke dans lesquels la porosité est minimum. Il semble que l'absence d'action de certains réactifs signalée dans le tableau doive être attribuée à l'absence de facteurs physiques favorables.

Les faits notés dans l'étude montrent que les réactifs dits sélectifs réagissent de façon sélective avec les groupements fonctionnels y relatifs. Cependant, des réactions secondaires peuvent parfois difficilement être dépistées. Ces réactions secondaires peuvent réduire la sensibilité du charbon vis-à-vis d'un réactif donné. Dans ce cas le comportement du réactif peut être jugé de façon erronée.

(*) Références : 1) Given, P.H., Compte rendu Ind. Chim. Belg. 17th Internat. Congress. Ind. Chem., Brussels 1954, XX (spécial), Vol. II. p. 102. - 2) Brooks, J.D. et Maher, T.P. Fuel, 1957, 36, 51. - 3) Wyss, W.F. et Brown, J.K. Chem. and Ind. 1955, 1118. - 4) Wyss, W.F., *ibid.* 1956, 1095. - 5) Given, P.H. et Schoen, J.M. papers submitted to J. Chem. Soc. - 6) Given, P.H., Lupton, V. et Wyss, W.F. Private Comm., forthcoming B.C.U.R.A. Members' Inf. Circ. - 7) Wyss, W.F., Private Comm., B.C.U.R.A. Members' Inf. Circ. N° 150. - 8) Yoke, G.R. et Blodgett, E.O., J. Amer. Chem. Soc., 1947, 69, 2644.

TABLEAU V.

Réactions de charbons et d'extraits de houilles.

(Légende explicative des symboles, au bas du tableau).

Expérimentateurs	Réf.	Réaction	Réactif et conditions
<i>Réactifs utilisables avec succès</i>			
Brooks & Maher	2	Titration des groupements acides	C $\text{NH}_2\text{C}_2\text{H}_4\text{ONa}$ dans $\text{C}_2\text{H}_4(\text{NH}_2)_2$
Horton & Macdonald	U	acétylation des OH	C Cétène + charbon sec, 25° & 100°
Wyss & Brown, Wyss	3,4	acétylation des OH	E, C Ac_2O + pyridine, 100°
Wyss	U	acétylation des OH	E, C AcCl , à ébullition
Wyss & Brown	3	acétylation, avec réduction, de C = O	E Ac_2O + AcONa + AcOH + Zn, 140°
Given & Schoen	5	réduction de C = O	E Polarographie, dans DMF
Given & Peover	U	acétylation, avec réduction, de C = O	E Electrolyse dans DMF ; 1,5 V
Given, Lupton & Wyss	6	bromuration des anneaux aromatiques	E, C Br_2 + CHCl_3 , 0°
Lupton	U	oxydation	C acide performique aqueux, 20°, 24 hrs
<i>Réactifs utilisables avec succès partiel</i>			
Wyss	7	hydrogénation des noyaux aromatiques	E Raney Ni/ H_2 , 150° & 200°, méthylcyclohexane
Yoke & Blodgett	8	méthylation des OH	C Me_2SO_4 + solution de NaOH, ébullition
Given, Lupton & Wyss	6	bromuration	E Br_2 + cellosolve, 0°
Lupton	U	bromuration des Ar- CH_2	E, C produits acétylés + N. bromosuccinimide, CCl_4 , ébullition
Wyss	U	sulfonation	C H_2SO_4 + solvant organique, 25°
Yoke & Blodgett	8	oxydation	C air + solution de NaOH, 100°
<i>Réactifs inutilisables</i>			
Wyss	7	méthylation des OH	E CH_2N_2 + dioxane, 20° (2 hrs)
Wyss	7	réduction de C = O	E, C LiAlH_4 /dioxane, ébullition
Wyss	7	réduction de C = O	E $\text{CuCrO}_2/\text{H}_2$, cellosolve, 250°
Horton	U	réduction de C = O	C Wolf-Kishner, $\text{N}_2\text{H}_4\text{H}_2\text{O}$ à 180°
Wyss	U	rupture des éthers	E Na + pyridine
Wyss	U	rupture O-Hétérocycliques	E Li + dioxane
Lupton; Horton & Macdonald	U	réduction de systèmes aromatiques	E, C Li/Et NH_2 ou éthylène diamine, 0-50°

U = observations non publiées ; C = réaction de houilles ; E = réaction d'extraits de houille; Ac = acétyle; Me = méthyle;
Et = éthyle ; DMF = diméthylformamide

DE LA CELLULOSE A L'ANTHRACITE

IX. CONTRIBUTION EXPERIMENTALE : THERMIDROLYSE DE LA CELLULOSE

par A. GILLET et P. COLSON

Université de Liège, Chimie Industrielle Organique.

Il est possible de se faire une idée à la fois générale et très précise de la façon dont les lignocelluloses des végétaux morts ont évolué pour devenir finalement les anthracites, au bout de quelque 20 millions d'années. Les conclusions auxquelles on aboutit jettent un jour nouveau, non seulement sur la science de ces substances fossiles, mais encore sur de très nombreux problèmes que posent leurs exploitations industrielles possibles.

Voici comment nous avons procédé en suivant systématiquement, pour l'étude de ces substances organiques, les méthodes de la chimie organique classique la plus élémentaire, la plus « globalisante ».

- Collection critique des résultats d'analyses élémentaires des divers produits bruts de l'évolution.
- Mise en graphiques de ces résultats.
- Etude détaillée des graphiques expérimentaux obtenus, avec essais de traduction en langage chimique :
- Formules chimiques brutes.
- Bilans en atomes.
- Comparaison des bilans.
- Formules de structures connues.
- Hypothèses simples sur l'évolution probable des structures.

Nous avons appliqué ces mêmes méthodes générales de travail sur deux plans différents.

a) Etude comparée des matières organiques fossiles naturelles en fonction de leur « âge », de leur rang (voir les parties I à VII).

b) Essais expérimentaux pour reproduire en laboratoire, à l'accélération extrême, ces transformations spontanées naturelles et retrouver, comme produits, toute la lignée des produits naturels.

Nous avons suivi en ceci l'ancien plan tracé par Bergius dès avant 1913, repris depuis par Berl et par Terres, notamment.

* * *

Le présent travail applique le même programme à l'étude des transformations spontanées de la cellulose dans l'eau entre 150° et 350°.

Quelques conclusions se dégagent nettement de nos expériences.

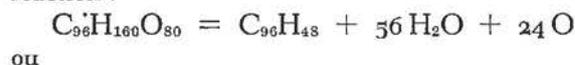
1) La cellulose, chauffée dans l'eau à 150° perd d'abord les éléments d'un groupe en $C_4H_2O_3$ (anhydride maléique) pour 4 motifs en C_6 : (essais 1 et 2), comme si le type hexose passait au type pentose.

Ensuite, à mesure que la température de l'essai augmente, on observe successivement :

2) La perte, par la fraction restée insoluble, de plus de $\frac{1}{2} CH_4$ par groupe en C_5 : essai 6.

3) La solubilisation d'une partie très importante de la cellulose, à composition du résidu à peu près constante : 24 atomes C (essai 7) sur les 96 C primitifs, ou sur les 72 C restants lors de l'essai 6. Peut-être cette partie va-t-elle jusque 40 atomes C ou au delà (extrapolation).

4) C'est seulement après ces trois altérations plus ou moins limitées — ou en tous cas indépendamment de celles-ci — que la réaction d'incarbonisation proprement dite se produit : elle se ramène à la transformation assez brusque d'une partie importante de la cellulose $(C_6H_3O_5)_n$ en un « hydrocarbure » pauvre en H, $C_{40}H_{20}$ (ou $C_{10}H_5$)_n, avec perte abondante d'eau et d'oxygène libre, selon la réaction :



ou

$(C_6H_{10}O_5)_n = n (C_6H_3 + 3,5 H_2O + 1,5 O)$
telle serait la « réaction simple » qu'avait soupçonnée Bergius dès 1913.

Nous dégageons ainsi la formule très simple d'une houille limite : un hydrocarbure $(C_{10}H_5)_n$.

Nos travaux antérieurs nous suggèrent une molécule $C_{20}H_{10}$ ou $C_{40}H_{20}$.

5) Cette incarbonisation n'intéresse pas seulement la fraction restée insoluble, mais celle qui a déjà été solubilisée au préalable : Une partie de cette « cellulose dissoute » se précipite sous forme de $(C_{10}H_5)_n$.

6) Nos résultats de 275° et 340° se raccordent parfaitement à ceux qui furent publiés dès 1913 par Bergius, travaillant entre 200° et 340° par la même méthode, mais au cours d'essais qui avaient duré beaucoup plus longtemps : de 8 heures à 72 heures.

Des résultats nouveaux seront communiqués sur les mêmes traitements opérés en milieu alcalin, en présence de $Ca(OH)_2$.

B. — Nouvelles techniques physiques d'étude des houilles

QUELQUES DONNEES SUR LES SPECTRES INFRAROUGES DES HOUILLES

par G. BERGMANN, G. HUCK, J. KARWEIL ET H. LUTHER

Gesellschaft für Kohlentechnik

Institut für Spectrochemie und angewandte Spectroscopie, Dortmund.

Les auteurs ont employé la méthode de Stimson et Schiedt. Dans cette technique, la matière solide à examiner est finement broyée et diluée dans de la poudre de bromure de potassium. Le mélange est pastillé, dans le vide, sous forme de disques minces que l'on place dans le faisceau lumineux du spectrophotomètre.

La méthode permet de travailler dans des régions spectrales qui ne pouvaient entrer en ligne de compte avec l'ancienne technique de suspension dans le Nugal. La nouvelle technique présente l'inconvénient de l'hygroscopicité du bromure, hygroscopicité influençant les bandes OH.

L'élimination des matières minérales des houilles peut se faire par lavage à l'aide de solutions concentrées de KBr. La teneur en matières minérales peut ainsi être abaissée à 2 % ; au delà de cette teneur, l'intervention des matières silicatées rend certaines régions des spectres douteuses. Certains charbons, peu lavables en solution de bromure, ont été traités par une solution aqueuse d'acides chlorhydrique et fluorhydrique. Des essais de comparaison ont montré que ce traitement ne provoque aucune perturbation dans les spectres.

Les auteurs confirment l'importance du broyage du point de vue de la qualité des spectres.

A. — Les spectres de charbons.

Les auteurs ont examiné des houilles d'origine et de rang les plus divers. A titre de comparaison, ils ont également examiné des distillats obtenus, à partir de charbons à 36 % de matières volatiles, par distillation ménagée sous vide, depuis la température ambiante jusque 400°.

Les spectres montrent la présence de groupements hydroxyles, de composés aliphatiques et aromatiques, de groupements éther, ainsi que de composés aromatiques substitués de façon différente. Aucune variation brusque ne se remarque aux divers degrés de l'évolution.

L'étude spectrale quantitative est rendue difficile par le caractère mal défini du fond continu et les imprécisions résultant du manque d'uniformité dans le broyage. L'emploi d'un étalon interne, tel que le ferricyanure qui n'absorbe pas aux fréquences propres de la houille, ne permet pas de surmonter les difficultés.

Comparés avec les spectres de substances pures, les spectres de houille sont peu nets et pauvres en bandes. Même le refroidissement à -180° qui,

dans le cas de substances pures, augmente souvent la netteté des bandes, n'apporte ici aucune amélioration. Les spectres de houilles de divers degrés d'évolution étant au surplus peu différents, on doit finalement se demander pourquoi l'étude spectrale infrarouge de houilles donne des résultats plutôt décevants.

La cause doit être recherchée dans l'interférence et la superposition d'un nombre inimaginable de bandes se rapportant à des vibrations de groupements semblables qui se présentent en grand nombre dans les unités de structure de la houille.

Cette réserve étant faite, les auteurs passent en revue les absorptions des houilles dans les diverses régions spectrales.

L'absorption caractéristique des groupements hydroxyles est présente dans les résidus secs de la distillation sous vide comme dans les houilles mêmes.

Les autres groupements oxygénés, qui, normalement, donnent une forte absorption, se marquent peu ou pratiquement pas. C'est le cas des groupements $C=O$, dont on suppose que les fréquences de vibration subissent l'incidence de groupements atomiques voisins (ponts hydrogène).

L'absorption des liaisons $C=O$ à la fréquence 1700 cm^{-1} n'apparaît que rarement dans les houilles. Sa présence éventuelle peut résulter d'une oxydation pendant la préparation des échantillons. L'extinction de 1700 cm^{-1} apparaît dans les spectres de distillats, mais, comparée à l'extinction de la bande aromatique de 1600 cm^{-1} , elle y est tellement faible que, même en supposant qu'elle apparaisse, avec la même intensité, dans les spectres des houilles, elle passerait inaperçue à côté de la bande aromatique. Les extraits à la pyridine n'absorbent pas à la fréquence $C=O$.

L'oxygène, dans les groupements éther, absorbe dans la région de 1.000 à 1.300 cm^{-1} , mais cette région est fortement perturbée par les absorptions minérales. Le traitement à l'acide laisse encore subsister une ou deux faibles bandes, difficiles à attribuer. Dans la région de 1.000 à 1.300 cm^{-1} interfèrent en outre de fortes bandes d'autres groupements de sorte que l'attribution dans cette région est peu certaine. Dans les distillats, la fonction éther est également difficile à identifier avec certitude.

Les vibrations de valence $C-H$ aliphatiques et aromatiques sont, par nature, plus faibles que les vibrations OH. Elles sont néanmoins très nettes

sur tous les spectres. Ceci provient de ce qu'elles sont moins sujettes à l'incidence de groupements voisins et résulte également du fait que leur absorption se fait dans une région isolée du spectre.

La forte intensité de la bande aromatique, à 1600 cm^{-1} , a souvent été attribuée à l'incidence de l'oxygène. Les auteurs estiment que cette incidence a été surestimée. Des fractions fortement aromatiques, dérivées du pétrole, montrent cette bande fortement développée, même pour des teneurs en oxygène inférieures à 1 %. La bande de 1.600 cm^{-1} est thermiquement stable et se présente avec une forte intensité dans les anthracites ayant un teneur relativement faible en oxygène. L'hydrogénation dans le cas d'un charbon à 36 % de matières volatiles ne modifie pas l'intensité de la bande. Cette intensité et sa position ne changent pas avec l'oxydation ; l'oxygène fixe se manifeste par une nouvelle absorption à 1700 cm^{-1} .

La forte intensité de la bande de 1.600 cm^{-1} est certainement due au caractère fortement aromatique de la houille.

La bande de vibration $C = C$ à 1500 cm^{-1} apparaît dans les distillats de houille. Dans la houille même, elle est cachée dans le complexe des fortes bandes de 1.460 cm^{-1} . La présence de ramifications paraffiniques se manifeste dans les distillats par des bandes à 1.180 et 1.280 cm^{-1} . Dans les houilles, elle ne peuvent être identifiées par suite des superpositions discutées sous la rubrique des éthers et par suite de la présence de bandes aromatiques dans la région de 700 à 800 cm^{-1} . Les spectres ne donnent aucune indication concernant la présence possible de longues chaînes paraffiniques.

Des composés oléfiniques n'ont pu être mis en évidence, ni dans les houilles, ni dans les distillats.

Les hydrocarbures naphthéniques ne peuvent être mis en évidence de façon directe. Toutefois, la forte intensité du complexe de bandes dans la région de 1.460 cm^{-1} semble indiquer la présence de cycloparaffines. Les bandes des groupements CH_2 , entre 700 et 800 cm^{-1} , sont en effet trop faibles pour pouvoir expliquer la forte intensité de l'absorption à 1.460 cm^{-1} comme résultant des vibrations CH_2 et CH_3 correspondantes. Les mesures comparées des intensités comparées de paraffines et de cycloparaffines appuient cette manière de voir.

Les données actuelles ne donnent aucune indication en ce qui concerne des groupements azotés et sulfurés.

B. — Les spectres de houilles carbonisées.

Les auteurs ont étudié les spectres infrarouges de houilles carbonisées en examinant des pastilles ($\text{KBr} + \text{charbon}$) portées à des températures allant jusque 600° . Ils n'ont observé aucune oxydation ni aucune réaction entre le bromure et le charbon.

La carbonisation réduit, à partir de 300° , l'intensité des bandes OH et des bandes de vibration de valence $C-H$; ces bandes deviennent de plus en plus faibles avec l'élévation de la température. On n'observe aucune modification fondamentale de la nature des spectres. L'extinction du fond continu, dans les petites longueurs d'ondes, s'accroît avec la température. Le fond continu s'étend, d'autre part, de plus en plus vers les grandes longueurs d'onde. A 600° , la pastille devient opaque jusqu'à 1.100 cm^{-1} ; à température de plus en plus élevée la transmission s'annule dans tout le domaine spectral.

Le déplacement du fond continu vers les grandes longueurs d'ondes permet de se faire une idée des températures qui ont pu se présenter au cours de la fossilisation. En ce qui concerne les anthracites, il faut admettre que le temps a pu être déterminant. En ce qui concerne les fusites, pour lesquels l'hypothèse d'incendies de forêt a été retenue, l'examen du fond continu de leur spectre peut laisser supposer que des températures de 400 à 700° ont pu intervenir.

C. — Les spectres de houilles oxydées.

L'oxydation des houilles finement divisées, à l'air et à température croissante, fait apparaître dans les spectres une bande de plus en plus intense vers 1700 cm^{-1} (groupements $C = O$). En outre, deux bandes plus faibles se présentent à 1.250 et 2.500 cm^{-1} ; elles sont également à attribuer à des groupements oxygénés, mais subissent l'incidence d'autres bandes.

Les auteurs ont extrait, à la lessive 5 N, des houilles oxydées à 230° pendant 60 à 96 heures. Les résidus de l'extraction des acides humiques montraient des spectres sans bandes à 2.500 , 1.700 et 1.250 cm^{-1} . En première approximation, il fallait conclure que tous les groupements carbonyle et carboxyle avaient été éliminés.

L'analyse plus minutieuse des spectres montrait cependant que le complexe de bandes de 1600 cm^{-1} avait subi un déplacement de 40 cm^{-1} vers les petites longueurs d'ondes ; une nouvelle bande se montrait en outre vers 1.380 cm^{-1} . L'extraction avait donc saponifié tous les carboxyles, mais n'avait pas enlevé tous les humates, les résidus de ceux-ci donnant les bandes salines correspondantes. L'auteur conclut en disant que des acides carboxyliques sont le terme final de l'oxydation.

Une nouvelle oxydation des résidus produisait au plus vers 1700 cm^{-1} , un léger épaulement de la bande de 1600 cm^{-1} . Le premier traitement avait donc oxydé le charbon à fond, à moins qu'au cours de l'oxydation, des inhibiteurs de réaction se soient formés. La question ne peut pas encore être tranchée.

D. — Conclusions sur la structure des houilles.

Les auteurs considèrent les houilles comme étant formées d'un amoncellement désordonné de systèmes aromatiques de dimensions diverses. Ces systèmes aromatiques contiennent des matériaux non aromatiques sous toutes les formes imaginables. L'intervention de liaisons chimiques et de forces physiques dans l'amoncellement désordonné des unités de structure de grandeurs diverses fait de l'ensemble une matière poreuse très complexe. Les pores sont cependant de dimensions trop faibles pour que des molécules isolées, insérées dans le système, puissent s'en échapper dans des conditions normales.

Ces molécules isolées peuvent être des molécules peu ou pas dégradées des matières de départ ou des produits de réaction formés au cours de l'évolution. Une partie notable de ces molécules emprisonnées peuvent être obtenues par distillation sous vide. Leur spectre montre qu'il s'agit de molécules riches en hydrogène.

On connaît les difficultés de la détermination exacte de l'humidité des houilles. L'extraction complète du méthane présente également des difficultés. Il n'est donc pas étonnant que des molécules de plus grandes dimensions ne puissent s'extraire que dans des conditions qui font penser à une décomposition provenant de la rupture de liaisons chimiques, plutôt qu'à l'élimination de produits préexistants.

La présence de molécules de petites, moyennes et plus grandes dimensions, dans un système relativement stable de systèmes aromatiques interconnectés, a une incidence sur le comportement thermique des houilles. Au fur et à mesure de l'élévation de la température, s'échappent d'abord des petites molécules, telles que celles de l'eau. Des hydrocarbures simples s'éliminent ensuite. Des molécules de taille plus grande ne peuvent s'échapper que dans des conditions particulièrement favorables telles que, par exemple, la présence de pores relativement larges. De nombreuses molécules ne peuvent quitter le système sans être morcelées préalablement par pyrolyse. Les systèmes aromatiques condensés, thermiquement plus stables, qui forment le squelette de la houille, ne subissent la pyrolyse que dans la mesure où ils peuvent perdre des groupements atomiques labiles.

L'analyse spectrale infrarouge de houilles carbonisées permet de constater une réduction des groupements OH- et CH₂- (CH₃-, éventuellement). On ne peut, toutefois, dire avec certitude qu'il s'agit là d'une simple évaporation de produits préexistants ou de l'élimination de produits provenant de ruptures thermiques. Des modifications profondes dans les spectres sont à peine perceptibles, même dans la phase de ramollissement. L'évolution de la chaleur

de mouillage et de la densité en fonction de la température conduit à la même constatation.

Le ramollissement thermique de la houille n'entraîne pas, comme dans le cas de produits purs, l'écroulement du réseau. Le système d'aromates interconnectés, c'est-à-dire le squelette, donne, sans doute, lieu à certains déplacements spatiaux, par suite de la faiblesse des liens d'interconnexion des aromates individuels. Mais, l'arrangement du squelette se modifie peu.

Ce n'est qu'à partir de 450° que le squelette subit des modifications plus profondes. Des ruptures thermiques, à l'endroit des lamelles aromatiques et à l'endroit des interconnexions, réduisent la cohésion et facilitent de la sorte la réorientation des régions individuelles les unes par rapport aux autres. Ceci a une incidence notable sur la densité, la conductibilité électrique et la chaleur de mouillage.

On peut se demander si la modification du fond continu des spectres, au cours du traitement thermique, peut être expliquée par le seul effet de la réorientation plus ordonnée des systèmes aromatiques. Le fond continu s'accroît, en fait, déjà à des températures auxquelles les autres propriétés citées plus haut ne se modifient peu ou pas. Les modifications s'expliqueraient plutôt par le fait que, par les réactions de thermolyse, le nombre d'électrons non pairés s'accroît dans les systèmes aromatiques; il en résulterait un déplacement du fond continu vers les grandes longueurs d'ondes. La présence d'électrons faiblement liés pourrait également expliquer la couleur foncée de la houille. L'accroissement de la teinte noire de la houille au cours de l'évolution pourrait être attribuée à la formation d'électrons non pairés ou à l'accroissement de leur concentration comme suite aux pertes de substance.

L'inclusion de molécules de différentes grandeurs dans le système de lamelles aromatiques interconnectées régit également le comportement des houilles au cours de l'oxydation. Les molécules insérées dans le système ne peuvent pas ou difficilement quitter le charbon. L'oxygène, par contre, peut diffuser, bien que lentement, vers l'intérieur de la houille et y réagir avec les molécules isolées incluses dans le système. Des produits d'oxydation, seules les petites molécules, telles que celles de l'eau, de l'oxyde de carbone et de l'anhydride carbonique, peuvent s'échapper. Des acides organiques et des aldéhydes n'apparaissent qu'à l'état de traces. Il est difficile de dire si ceci doit être imputé au freinage de la diffusion de ces molécules de taille moins réduite ou si les groupements, à partir desquels elles se forment, ne se présentent qu'en quantité minime dans la houille.

Du comportement à la graphitisation de houilles oxydées, on a conclu que l'oxygène renforce les interconnexions. Les spectres infrarouges ne don-

nent aucune indication à ce sujet. Sans doute, peut-on s'imaginer que des produits riches en hydrogène peuvent s'aromatiser à l'oxydation ; on peut difficilement se représenter un renforcement des interconnexions, par suite de la position fixe des groupes réactifs dans la matière solide. La solubilité des houilles oxydées dans les alcalis ne constitue

d'ailleurs pas un argument en faveur de l'hypothèse du renforcement des interconnexions. Il faut bien admettre que le comportement à la graphitisation des houilles oxydées est basé sur le fait que l'oxydation détruit les substances qui rendent possible l'orientation des diverses régions aromatiques.

LA RESONANCE ELECTRONIQUE DANS LES HOUILLES

par D. E. G. AUSTEN et D. J. E. INGRAM

Université de Southampton.

Utilisant les techniques de résonance électronique, les auteurs ont décelé la présence de radicaux libres et mesuré leurs concentrations dans les houilles. Leurs recherches ont porté sur les cinq points suivants :

1) Etude de la variation de la concentration en radicaux libres avec le degré de houillification.

Cette variation se présente sous forme d'une courbe exponentielle jusqu'à 94 % de carbone. La chute brusque de la concentration, au delà de 94 % de carbone, résulterait du début de la graphitisation partielle.

2) La variation de la concentration en radicaux libres avec la température de carbonisation.

Toutes les matières carbonées présentent cette particularité surprenante que leur semi-coke ont une concentration maximum en radicaux libres à la même température de 520°. Cette concentration maximum a, au surplus, la même valeur.

3) L'effet de la présence d'oxygène ou d'autres absorbats paramagnétiques.

L'oxygène moléculaire agit comme poison vis-à-vis des radicaux libres formés entre 500 et 800°. La concentration de ces radicaux est plus élevée si

la carbonisation s'effectue sous vide. Les électrons non pairés du carbone peuvent réagir avec l'oxygène ou les autres types de substances paramagnétiques, non seulement physiquement, mais aussi chimiquement, pour former des radicaux intermédiaires (ex : $R - O - O$). Dans ce radical, l'électron est fortement localisé dans un des atomes d'oxygène. Les facteurs température et pression déterminent, soit la reconversion en oxygène gazeux, soit la transformation en peroxyde stable.

4) Le traitement mécanique, broyage et fractionnement, entre 50 et 250 μ , n'affecte pas notablement la formation naturelle de radicaux libres.

5) Différents traitements chimiques — l'acétylation par exemple — ont montré que le mécanisme de la formation de radicaux n'est tributaire d'aucun groupement spécifique. Cependant, l'étude d'extraits de houilles montre que les systèmes moléculaires responsables du paramagnétisme peuvent être dissous préférentiellement par divers solvants.

En conclusion, les facteurs primordiaux de la formation de radicaux libres sont le nombre de carbones présents dans les systèmes aromatiques condensés et la facilité qu'ils ont de retenir et de stabiliser les électrons non pairés par résonance.

LA RESONANCE MAGNETIQUE NUCLEAIRE APPLIQUEE A L'ETUDE DE LA STRUCTURE DES HOUILLES

par C. L. M. BELL, R. E. RICHARDS et R. W. YORKE

Laboratoire de Chimie Physique, Oxford.

Les auteurs ont essayé de relier le rapport entre l'hydrogène aromatique et l'hydrogène de groupes CH_2 aux spectres de résonance magnétique protonique de substances cristallines.

Appliquant cette relation à trois types de houilles, les auteurs concluent que, dans le charbon de rang le plus élevé, un tiers seulement des atomes d'hydrogène semble se trouver dans des groupe-

ments CH_2 de « ponts » et de structures naphthéniques ; dans le charbon le plus jeune, environ les deux-tiers de l'hydrogène semblent se trouver sous cette forme ou/et de longues chaînes paraffiniques.

Cependant, les auteurs font remarquer que ces conclusions sont sujettes à réserve. En effet, tout dépend de la position des groupements méthyle. C'est ainsi que, si l'on suppose que tous les grou-

pements méthyle se trouvent adjacents, en position péri, le charbon de rang le plus élevé contiendrait même une proportion plus élevée d'hydrogène aro-

matique que le charbon jeune, qui n'en contiendrait qu'un-tiers.

L'EXAMEN DE LA HOUILLE PAR DIFFRACTION ELECTRONIQUE

par R. WESTRIK

Laboratoire Central des Mines d'Etat, Geleen.



Fig. 12. — Diagramme de diffraction électronique de la houille.

En principe, la diffraction électronique ne se différencie de la radiocristallographie que par la longueur d'onde des radiations utilisées 0,04 Å contre 1,54 Å. Les images de diffraction électronique obtenues par l'auteur pour des vitrains d'origines diverses, révèlent toutes une symétrie hexagonale (fig. 12).

La valeur calculée de la distance réticulaire, soit 5,2 Å, comparée à celle du graphite, 2,46 Å, permet d'affirmer qu'il ne s'agit pas de lamelles de graphite.

L'état actuel des recherches n'a pas encore permis d'expliquer l'origine de ces diagrammes de diffraction. Cependant, les essais de l'auteur ont permis d'exclure avec certitude la possibilité d'une modification (graphitisation) au cours de l'exposition électronique ou celle de la présence d'une impureté dans les houilles examinées.

DONNEES NOUVELLES SUR L'ADSORPTION DE GAZ PAR QUELQUES CHARBONS NATURELS

par W. PRUSS

Steinkohlenbergbauverein, Essen.

En guise d'introduction, l'auteur rappelle les écarts observés entre la surface des houilles déterminée à la température de l'air liquide et celle déterminée par les mesures d'adsorption et des chaleurs de mouillage réalisées à la température ordinaire. Ces écarts ont été attribués à l'inaccessibilité des pores très fins aux basses températures. Les enthalpies d'adsorption présentent les mêmes écarts.

Le travail de l'auteur constitue une contribution à l'éclaircissement de ces écarts.

Des isothermes d'adsorption et des vitesses d'adsorption ont été établies à des températures comprises entre 90 et 400° K, les adsorbants étant des houilles de rangs divers, l'adsorbat étant de l'argon et de l'oxygène.

Les isothermes obtenues au delà de 195° K sont linéaires jusqu'à des pressions de 100 Torr (ex. : fig. 13). La chaleur d'adsorption trouvée est 2,3 kcal/mole. A partir de la chaleur d'adsorption peut se calculer la valeur de la constante b de l'équation de Langmuir.

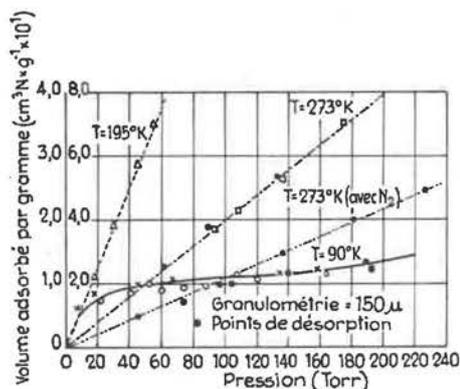


Fig. 13. — Isothermes d'adsorption de l'argon sur du charbon extra-pur.

$$\theta = \frac{b \cdot p}{1 + b \cdot p}$$

Dans celle-ci $\theta = v/v_m$, c'est-à-dire le rapport du volume v adsorbé, sous la pression p au volume v_m adsorbé quand la surface (accessible) a été re-

couverte entièrement d'une couche monomoléculaire.

L'auteur obtient des surfaces de 1.500-2.000 m²/g.

Il a également effectué des mesures de diffusion en se basant sur les volumes de gaz adsorbés en fonction du temps. Retenant ensuite une hypothèse simplificatrice sur la conformation du système capillaire des houilles, l'auteur a été amené à admettre que, dans un charbon gras à 24 % de matières volatiles, les pores ont un diamètre de l'ordre de 3 à 4 Å, c'est-à-dire de l'ordre de grandeur du diamètre des molécules gazeuses mises en œuvre.

L'auteur a également établi la loi de variation des volumes de gaz adsorbés, V_a , en fonction du temps.

De 195° K à la température ambiante, la loi de variation en fonction des logarithmes du temps est linéaire $V_a = V_0 \log(t + t_0) + \text{constante}$.

A des températures plus élevées la loi de variation en fonction du temps a la forme $V_a^x = K.t$. La grandeur de l'exposant x semble dépendre de la température et du degré d'évolution.

C. - Etudes physico-chimiques des macéraux du charbon

ETUDE COMPARATIVE DES METHODES DE LA PETROGRAPHIE DES CHARBONS EN EUROPE ET EN AMERIQUE

par M. T. MACKOWSKY

Steinkohlenbergbauverein, Essen.

A un gisement américain très peu dérangé tectoniquement et composé, d'une part, de charbons anthraciteux et, d'autre part, de charbons fort peu évolués, le gisement européen oppose une gamme étendue de charbons de tous rangs, répartis dans un nombre considérable de bassins d'origines diverses, dont la plupart ont connu des dérangements tectoniques importants.

C'est la raison pour laquelle les pétrographes européens s'intéressent surtout à l'identification des veines de leurs gisements tourmentés et à la valorisation de tous les types de leurs charbons, tandis que leurs collègues américains ont davantage le loisir de s'occuper du problème fondamental de la genèse des charbons.

Les anthracites, trop évolués, se prêtant peu à des études pétrologiques, les pétrographes américains ont développé surtout la méthode d'examen la mieux adaptée à leurs charbons très peu évolués, c'est-à-dire la lame mince.

En Europe, au contraire, s'est développée une méthode applicable à des charbons de tous rangs : la méthode des surfaces polies.

La vision d'une même plage de charbon en surface polie ou en lame mince est évidemment différente. En lame mince, l'attention porte d'abord sur l'opacité et la couleur des constituants, ensuite sur leur morphologie et leurs dimensions. D'où une nomenclature basée souvent sur l'opacité et les couleurs et des noms comme : translucent attritus, opaque attritus, visible mineral matter, red resinous, dark brown matter, dark semi-fusain etc...

Parfois, la distinction entre deux constituants porte uniquement sur leurs dimensions. C'est le cas pour les anthraxylons et les fusains.

En surface polie, la définition des constituants élémentaires n'est pas basée sur leurs dimensions, mais sur leur morphologie, leur pouvoir réflecteur et leur couleur.

Dans les charbons peu évolués, de faibles différences de l'indice d'absorption des constituants provoquent de fortes différences d'opacité et de coloration dans la lame mince, mais de très faibles différences seulement dans la surface polie. L'étude des constituants pétrographiques transparents de ces charbons est donc plus précise et plus détaillée en lame mince qu'en surface polie. C'est l'inverse qui est vrai pour l'étude des charbons très évolués et des constituants opaques (substances minérales, fusain...).

Les méthodes d'analyse quantitative américaines et européennes sont assez différentes, de même que leur but (scientifique ou industriel) et leur champ d'application (charbons en blocs ou en grains). Dans ces conditions, la corrélation des résultats des deux méthodes est, actuellement, très difficile.

A cette difficulté s'ajoute encore le fait que le résultat des analyses quantitatives en lames minces est tributaire de l'épaisseur de la lame. Une lame mince polie donnerait, par exemple :

- a) par réflexion : 72 % de vitrinite et d'exinite (transparentes en lumière transmise) et 28 % d'inertinite (opaque en lumière transmise) ;
- b) par transparence : respectivement :
 - 63 % et 37 % pour une lame de 2 μ
 - 58 % et 42 % pour une lame de 4 μ
 - 12 % et 88 % pour une lame de 8 μ
 - 11 % et 89 % pour une lame de 12 μ
 - 5 % et 95 % pour une lame de 15 μ

Si la lame mince est donc, en général, peu adaptée à l'analyse quantitative, par contre, elle est mieux adaptée à l'analyse qualitative, dont l'importance industrielle peut être aussi très considérable. Ainsi, Spackmann a réussi à identifier deux espèces de vitrinite, dont l'une cokéfie bien et l'autre pas, en observant en lame mince, sous un microscope spécialement équipé à cet effet, les divers stades de carbonisation de ces vitrinites. Une telle distinction aurait été très difficile, sinon impossible, en surface polie. C'est pourquoi ce chercheur propose une nouvelle subdivision des constituants pétrographiques basée sur les propriétés cokéfiantes qu'il a pu définir avec précision, grâce à l'observation sous le microscope, de leur comportement à la carbonisation.

Le problème se complique cependant du fait que les macéraux réagissent différemment suivant leur grosseur et surtout suivant la nature des autres ma-

céraux auxquels ils sont associés. Ces associations de macéraux n'ont pas encore fait l'objet, en lame mince, de définitions conventionnelles qui en permettent l'analyse quantitative, comme c'est le cas en surface polie.

Pour d'autres aspects de l'étude de la cokéfaction, les surfaces polies marquent un net avantage sur la lame mince. Il s'agit notamment de l'étude de la structure du coke (porosité, anisotropie) et, surtout, de l'analyse quantitative des différents types de charbons dans les mélanges de fines à coke, basée, comme on le sait, sur le pouvoir réflecteur particulier de ces divers types de charbons.

En résumé, l'auteur pense que, pour obtenir un maximum de renseignements sur la constitution des charbons et sur leurs propriétés industrielles, il faut utiliser conjointement la lame mince et la surface polie, dont les enseignements sont complémentaires.

POUVOIR REFLECTEUR DE LA VITRINITE

par D. G. MURCHISON

King's College, Newcastle upon Tyne.

Le Dr Murchison a effectué la mesure du pouvoir réflecteur de la vitrinite de 28 charbons titrant de 5,5 à 36,9 % de matières volatiles et de 94,2 à 82,1 % de C. La mesure est faite au photomètre de Berek, dont la sensibilité a été augmentée au moyen d'un filtre neutre de densité déterminée, après un polissage toujours identique des échantillons.

Pour chaque charbon, deux blocs sont polis perpendiculairement à la stratification et trois bandes de vitrinite sont examinées en trois points différents, ce qui donne, par charbon, neuf valeurs du pouvoir réflecteur.

L'auteur constate que, pour un même charbon, le pouvoir réflecteur peut varier de manière significative : 1) latéralement, dans une même bande de vitrinite, et 2) d'une bande de vitrinite à l'autre.

Il y a pour chaque charbon une valeur maximum et une valeur minimum du pouvoir réflecteur.

L'auteur donne ces valeurs déterminées dans l'huile et dans l'air ; il en déduit l'indice d'absorption maximum et minimum et l'indice de réfraction.

Si l'on cherche à établir une relation entre le pouvoir réflecteur et la composition chimique de ces vitrinites, par exemple, leur teneur en C (fig. 14), on constate une augmentation progressive du pouvoir réflecteur avec la teneur en C jusqu'à environ 88 % de C, puis une augmentation plus rapide dans les charbons de rangs plus élevés. Cette augmentation plus rapide est due surtout à une augmentation plus rapide de l'indice d'absorption des vitrinites de ces rangs.

Bien que les indices de réfraction trouvés par Murchison soient pratiquement les mêmes que ceux publiés par MM. van Krevelen et Huntjens sur des charbons de même rang, la courbe de leurs pouvoirs réflecteurs dans l'huile, en fonction du rang, diffère de celle obtenue par ces auteurs. Quoi qu'il en soit, les courbes semblent montrer que la variation du pouvoir réflecteur de la vitrinite en fonction du rang est continue et qu'elle ne procède pas par sauts, comme l'avait suggéré C. A. Seyler.

Confrontant les observations de Seyler et celles d'autres chercheurs avec ses propres résultats, l'auteur pense que les « steps » du pouvoir réflecteur sont dus essentiellement à la répartition statistique du rang des échantillons prélevés pour l'analyse. Les échantillons prélevés par l'auteur constituent d'ailleurs une démonstration de ce fait puisque, sur les 28 échantillons, 8 vitrinites seulement couvrent la large zone allant de 5,5 à 31 % de matières volatiles et les 20 autres la zone très étroite de 31,7 à 36,9 %.

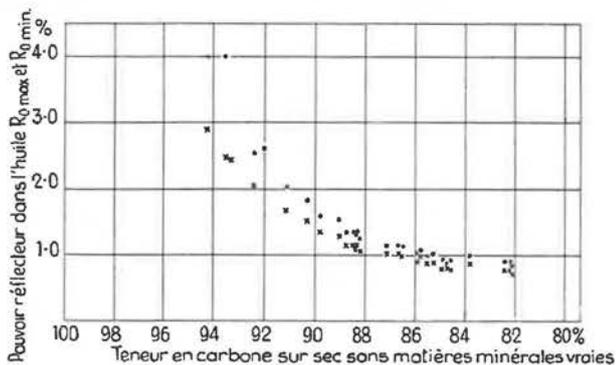


Fig. 14.

CONSTITUTION ET PROPRIETES COKEFIANTES DE LA VITRITE

par K. PATTEISKY,

Westfälische Berggewerkschaftskasse, Bochum.

La vitrite, qui est le constituant le plus abondant de la plupart des veines, provient généralement des écorces, des faisceaux ligneux et des feuilles de différentes espèces de plantes qui se sont carbonisées en milieu anaérobique sans destruction ou putréfaction préalable.

Les vitrites de lépidophytes sont tout d'abord prédominantes : les vitrites de lépidodendracées au dinantien et au namurien A, les vitrites de sigillariacées au namurien B et C, au westphalien A et jusqu'à la moitié du westphalien B. A partir de cette époque, ce sont les vitrites de calamites qui deviennent les plus abondantes. Plusieurs caractères permettent de distinguer ces diverses vitrites dans les charbons peu évolués : macroscopiquement, dimensions des bandes de vitrites, mode et brillance de leur cassure ; microscopiquement, nature des tissus générateurs et structure cellulaire de ces tissus.

Se basant sur la structure actuelle des plantes survivantes de ces familles, l'auteur pense que les lépidophytes et les calamites n'ont pas pu produire de corps résineux, ce qui serait, par contre, le cas pour certaines fougères et pour les cordaites. Il se-

rait donc exclu d'assigner à la plus grande partie de la résinite remplissant les cavités cellulaires de la télinite une origine chimique voisine des résines. L'auteur pense, au contraire, que cette résinite doit avoir pour origine les acides humiques.

Si l'on voulait réaliser une étude aussi précise que possible des propriétés de la vitrite, il conviendrait donc de choisir, au départ, des échantillons provenant de la même espèce végétale. En effet, si des vitrites de deux espèces différentes comme les cordaites et les lépidophytes, prélevées dans une même zone, donnent des résultats concordants, il arrive parfois que, dans les charbons flambants ou à gaz, une vitrite de cordaites donne 2 à 3 % de matières volatiles de plus qu'une vitrite de lépidophytes.

Pour terminer, l'auteur compare divers microliothotypes (vitrite, clarite, durite, fusite) de différents rangs au point de vue de leur comportement au dilatomètre et de leur indice de gonflement. La courbe de dilatation des vitrites, en fonction de leur teneur en matières volatiles, est une courbe en cloche, dont le maximum (environ 350 %) est atteint pour une vitrite de 26,3 % de matières volatiles.

LA DETERMINATION QUANTITATIVE DE LA FUSITE

par W. FUCHS et F. GLASER

Institut für chemische Technologie der T. H., Aachen.

L'analyse pétrographique quantitative de la fusite est généralement imprécise à cause de la petitesse des fragments de fusite tendre et de l'étroite association de la fusite et des impuretés minérales du charbon.

MM. Fuchs et Glaser présentent une détermination quantitative de la fusite pure basée sur une méthode chimique d'isolement de cette fusite.

Cet isolement peut être obtenu grâce au fait que, d'après ces auteurs, le charbon serait composé de deux phases. L'une, propre au charbon, se laisse transformer en acide humique par oxydation, l'autre, propre à la fusite, est stable à l'oxydation et ne donne aucun acide humique.

Cette distinction est valable pour les charbons de tous rangs, sauf pour les anthracites et le coke.

En pratique, on prépare quatre échantillons de charbon, broyé sous 0,06 mm. On fait bouillir à reflux le premier échantillon avec HNO₃ 8N, pendant 1 h, le second échantillon pendant 2 h, le 3^e pendant 3 h et le 4^e pendant 4 h. On filtre rapidement sur porcelaine, on lave 2 fois à l'eau

et on traite le résidu par de l'NaOH N que l'on dilue. On chauffe à 80-90°C, on dilue une nouvelle fois et on laisse macérer une nuit. On filtre la plus grande partie de la solution brune surnageante. On centrifuge le résidu pendant 15 minutes à 1.500 tours/min et l'on filtre à nouveau. On centrifuge avec lavage jusqu'à disparition complète de la coloration brune. On filtre une dernière fois, on lave deux fois à l'eau et deux fois à HClN, enfin encore à l'eau jusqu'à disparition de la réaction au chlore. On sèche une heure à 150°C. On incinère ensuite au creuset et on pèse à nouveau. La différence de ces deux pesées donne le poids de substances ayant résisté à l'oxydation, c'est-à-dire le poids de fusite pure.

Ce poids exprimé en % du poids de l'échantillon initial de charbon supposé sec sans cendre est mis en diagramme, en fonction de la durée de l'oxydation (1, 2, 3 et 4 heures). On réunit les deux ou trois derniers points. Par extrapolation de la partie la plus horizontale de la courbe jusqu'au point O des durées d'oxydation, on obtient le pourcentage en poids de la fusite du charbon.

On peut améliorer et raccourcir les filtrations par adjonction de pyridine et de triethanolamine à la solution de soude. La présence de résine rend les opérations plus difficiles, mais la présence de spores ne semble provoquer aucune perturbation.

La différence entre substance minérale et teneur en cendres peut être une source d'erreur, quoique 50 à 70 % des substances minérales soient éliminés par l'action combinée de l'acide et de la soude. Pour le calcul sur charbon pur, on multiplie la teneur en cendres par 1,1. Une perte de 10 % en poids, au cours de l'incinération, provoquerait seulement une différence de 0,02 % de la teneur en fusite. La méthode perd toutefois de sa précision

quand la quantité de fusite dans le charbon est très faible.

Les auteurs décrivent encore plusieurs essais convaincants sur la reproductibilité et la précision de l'analyse. Le seul facteur variable est la vitesse d'oxydation du charbon ; ses variations sont probablement dues à l'influence catalytique des cendres. Si cette vitesse était constante, il suffirait d'un seul point de la courbe pour connaître la teneur en fusite. Toutefois, la courbe basée sur une vitesse moyenne d'oxydation donne des teneurs en fusite exactes à 5 % près, généralement plus précises encore que celles de l'analyse pétrographique.

METHODES DE SEPARATION DE L'EXINITE PROPRIETES PHYSICO-CHIMIQUES COMPAREES D'UNE EXINITE ET D'UNE VITRINITE DE CHARBON FLAMBANT

par A. LADAM, P. ISELIN et B. ALPERN

Laboratoire du CERCHAR, Verneuil-en-Halatte.

Dans la première partie de ce travail, les auteurs citent plusieurs méthodes de séparation de l'exinite et en retiennent deux particulièrement satisfaisantes, tout au moins pour les charbons flambants expérimentés. La première utilise le broyage et la séparation en liqueur dense. La fraction 0,2 à 0,5 mm d'un premier broyage sous 0,5 mm est passée dans une liqueur au chlorure de calcium de densité 1,2. La fraction légère donne un premier concentré en exinite qui est broyé sous 0,05 mm et soumis à une nouvelle séparation avec centrifugation dans une liqueur organique de benzène et tétrachlorure de carbone. Le rendement en exinite est de l'ordre de 5 % de l'exinite totale. L'exinite obtenue contient surtout des mégaspores et des cuticules et peu de microspores. Elle n'est donc pas très représentative de l'exinite totale. Toutefois, la méthode permet de traiter des quantités assez importantes de charbon.

La deuxième méthode utilise la dissolution sélective. Le solvant choisi (α -naphthol) dissout en effet, à son point d'ébullition (279°C), la totalité de la vitrinite sans attaquer fortement l'exinite. Le rendement en exinite est de l'ordre de 85 %, mais la méthode est plus lente et elle s'applique seulement à de petites quantités de charbon.

Les deux méthodes pourraient être avantageusement combinées.

Dans la deuxième partie du travail, les auteurs comparent les propriétés de l'exinite et de la vitri-

nite extraites d'un charbon flambant. Pour une teneur en C égale dans les deux macéraux (83,5 %), l'exinite dégage deux fois plus de matières volatiles que la vitrinite (73,6 % contre 35,0 %). Elle possède aussi plus d'hydrogène (8,0 contre 5,3 %) mais moins d'oxygène (6,2 contre 8,0 %). Elle est moins rapidement soluble que la vitrinite dans les solvants de haute température et dans la potasse alcoolique. Par contre, elle est davantage attaquée par oxydation brutale (permanganate en solution alcaline et fusion alcaline à l'air) et par hydrolyse.

Enfin, à la cokéfaction et pour ce charbon flambant, elle se révèle nettement plus fusible que la vitrinite. Son semi-coke, qui se présente sous la forme de très larges bulles limitées par de fines parois, a une faible résistance mécanique et les essais dilatométriques et plastométriques ne peuvent être effectués, par suite de la rupture du coke en cours d'essai.

Faible densité, haute teneur en matières volatiles et en hydrogène sont compatibles avec une structure de l'exinite moins aromatique que celle de la vitrinite. Néanmoins, d'autres propriétés, comme le comportement à l'hydrogénation, font plutôt ressortir une certaine analogie entre les deux macéraux, d'où il résulte que l'exinite doit présenter, comme la vitrinite, mais à un degré moindre, une partie aromatique condensée.

SUR LES PROPRIETES PHYSIQUES ET CHIMIQUES DES CONSTITUANTS ELEMENTAIRES DES CHARBONS

par C. KROEGER

Institut für Brennstoffchemie der T. H., Aachen.

Les macéraux étudiés : vitrinite, exinite et micrinite ont été isolés du charbon de quatre couches du bassin de la Ruhr, dont le rang couvre la zone des charbons industriels les plus intéressants, des gras aux flambants titrant de 19 à 30 % de matières volatiles.

Les propriétés chimiques, physiques et technologiques de ces macéraux ont donc pu être exprimées en fonction du degré d'évolution.

Ces propriétés peuvent être groupées en trois catégories suivant le facteur auquel elles sont le plus directement proportionnelles : composition élémentaire, teneur en matières volatiles et structure chimique interne.

I. — Propriétés qui dépendent de la composition élémentaire des macéraux.

a) le volume spécifique, au méthanol, croît régulièrement en fonction de la teneur en hydrogène du macéral considéré. La courbe est une droite avec un léger fléchissement au delà de 4,4 % d'hydrogène. Les macéraux se classent dans l'ordre croissant des volumes : micrinite, vitrinite, exinite.

b) le rendement en hydrocarbures lourds, à la semi-carbonisation, est proportionnel au rapport H/C. Les macéraux se classent dans le même ordre que pour le volume spécifique.

c) le rendement en méthane, à la semi-carbonisation, est également proportionnel au rapport H/C, mais les résultats sont plus dispersés et la courbe passe par un maximum pour une valeur d'environ 0,7 du rapport H/C.

II. — Propriétés qui dépendent de la teneur en matières volatiles des macéraux.

a) La teneur en hydrogène. — Les constituants se classent, ici aussi, en ordre croissant : micrinite, vitrinite, exinite ; mais toutes les micrinites, d'une part, et toutes les vitrinites, d'autre part, ont pratiquement la même valeur de H. C'est essentiellement la teneur en H de l'exinite qui varie en fonction du rang. La teneur en H de l'exinite la plus évoluée (environ 22 % de MV) est la même que celle de la vitrinite correspondante.

b) Le rapport H/C. — Ce rapport donne lieu aux mêmes observations que la teneur en H. Le classement des macéraux semble donc lié à leur structure chimique particulière et principalement à leur degré d'aromatisation.

c) La compressibilité (fig. 15). — Même classement encore des macéraux : valeurs très faibles,

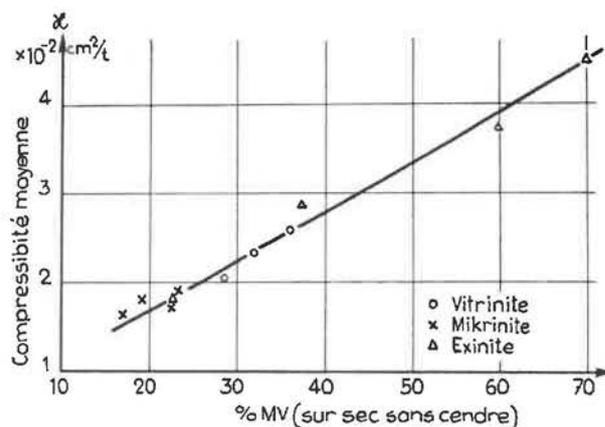


Fig. 15. — Relation entre la compressibilité moyenne et la teneur en matières volatiles des macéraux.

presque identiques pour les 4 micrinites, mais valeurs croissantes pour la vitrinite et surtout pour l'exinite. La valeur de l'exinite la plus évoluée est égale à celle de la vitrinite correspondante et égale aussi à la valeur des micrinites. La connaissance des volumes spécifiques et des compressibilités permet de calculer le degré d'aromatisation des macéraux. Les deux méthodes donnent des résultats concordants et les résultats obtenus par l'auteur sur les vitrinites sont analogues à ceux obtenus par van Krevelen avec le volume moléculaire, à savoir : degré d'aromatisation très élevé de la micrinite, déjà dans les charbons peu évolués (environ 85 %), degré d'aromatisation de la vitrinite en lente progression avec le rang (de 73 à 81 % pour les charbons considérés) et croissance très rapide du degré d'aromatisation de l'exinite, avec le rang (de 35 à 81 %).

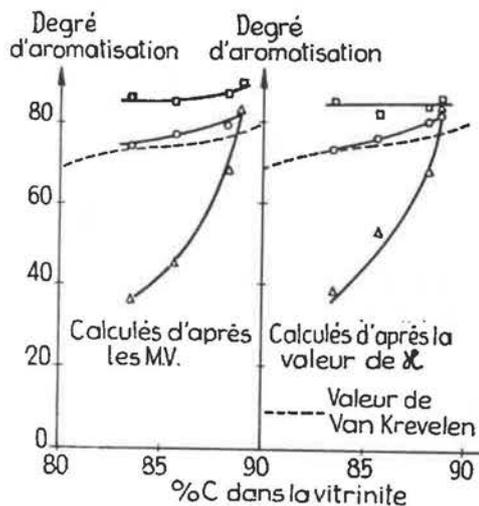


Fig. 16. — Degré d'aromatisation déterminé par la compressibilité.

d) *Degré d'aromatisation déterminé aux rayons X* (fig. 16). — L'intensité des interférences provoquées aux rayons X par les lamelles aromatiques contenant des chaînes latérales naphténiques et paraffiniques augmente proportionnellement à la teneur en matières volatiles des constituants. Ceux-ci se classent donc comme précédemment, l'exinite contenant la plus forte proportion de ces groupements à aromatisation relâchée.

e) *Le rendement en gaz (sans CO₂), à la carbonisation.* — La courbe est une droite et le classement des macéraux reste inchangé. (fig. 17).

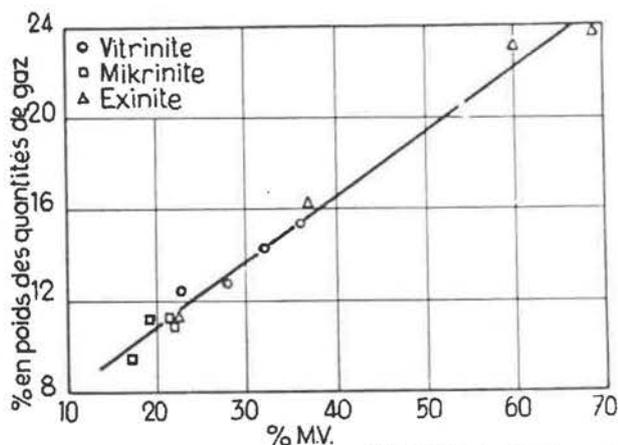


Fig. 17. — Quantités de gaz (sauf CO₂) émis à la carbonisation (% en poids des quantités de macéraux traités).

f) *Le rendement en coke.* — Ce rendement présente deux valeurs : l'une correspond à l'exinite, l'autre à la vitrinite et à la mikrinite.

III. — Propriétés qui mettent le mieux en évidence la structure chimique particulière des macéraux.

a) *Le rendement en eau de constitution et en CO₂, à la carbonisation* (fig. 18). — Ces valeurs

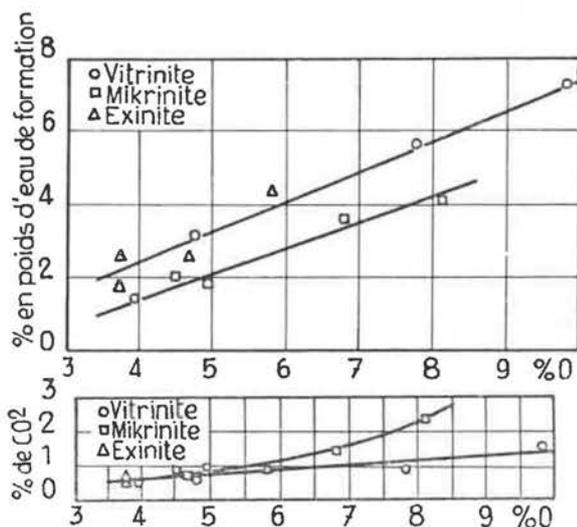


Fig. 18. — Influence de la structure chimique des macéraux sur les quantités d'eau de formation du CO₂ émises à la carbonisation.

sont, en gros, proportionnelles à la teneur en oxygène du macéral considéré. Toutefois, on constate que les teneurs en eau des micrinites se situent sur une courbe nettement plus basse que la courbe commune de la vitrinite et de l'exinite. Par contre, le rendement en CO₂ augmente plus rapidement que les rendements des vitrinites et des exinites.

b) *Le rendement en H₂, CH₄ et hydrocarbures lourds à la semi-carbonisation (de 550 à 800°C).* — Ces rendements sont liés au rapport H/C, mais chaque macéral présente une courbe spécifique.

Le rendement en CH₄ est, pour la micrinite, directement proportionnel au rapport H/C, mais chaque macéral présente une courbe spécifique. Le rendement en CH₄ est, pour la micrinite, directement proportionnel au rapport H/C, pour la vitrinite, inversement proportionnel et, pour l'exinite il passe par un maximum pour H/C = 0,75.

Le rendement en hydrocarbures lourds est, dans l'ensemble, proportionnel au rapport H/C, mais le rendement des micrinites est très faible et pratiquement constant, celui des vitrinites est à peine plus élevé, par contre le rendement des exinites augmente très fortement avec le rapport H/C. Le rendement en H₂ est, en général, inversement proportionnel au rapport H/C.

c) *Vitesse maximale de perte de poids et d'émission gazeuse pour un régime de chauffe de 10° C/min.* — La vitesse de perte de poids est proportionnelle à la teneur en matières volatiles, mais la courbe des vitrinites est légèrement supérieure à celle de la mikrinite et de l'exinite. Le classement est, pour des vitesses croissantes, mikrinite, vitrinite, exinite.

La vitesse maximale d'émission gazeuse est inversement proportionnelle à la teneur en matières volatiles. Les micrinites présentent une courbe beaucoup plus basse que les vitrinites.

d) *Oxydabilité.* — L'oxydabilité évaluée par les changements de chaleurs à la pyrolyse et les chaleurs d'oxydation calculées à partir de solutions saturées de ClO₂ se révèle comme étant en bonne relation avec le rapport de l'hydrogène disponible à la teneur en oxygène.

e) *Chaleur de mouillage.* — Les chaleurs de mouillage au méthanol semblent assez constantes (5,5 cal/g) ; toutefois, la dispersion des résultats est assez importante.

f) *Quantités de substances extraites à la pyridine.* — La courbe des quantités de substances extraites à la pyridine en fonction du rapport H/C est particulièrement intéressante (fig. 19). Les quantités extraites des micrinites diminuent quand ce rapport augmente et deviennent nulles pour H/C = 0,615. Les quantités extraites des vitrinites sont nulles pour H/C = 0,615 et augmentent ensuite très rapidement lorsque H/C augmente.

Les quantités extraites des exinites sont égale-

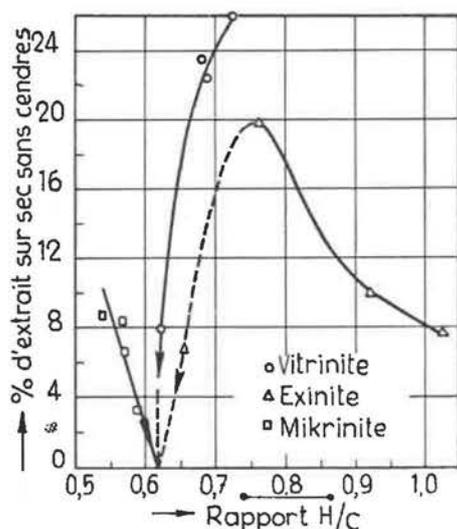


Fig. 19. — Relation entre la quantité de substance extraite (à la pyridine) et le rapport H/C.

ETUDE COMPARATIVE DE QUELQUES PROPRIETES PHYSIQUES ET CHIMIQUES DES MACERAUX DU CHARBON

par F. J. HUNTJENS, H. N. M. DORMAN et D. W. van KREVELEN

Centraal Laboratorium, Staatsmijnen in Limburg, Geleen.

L'étude des macéraux séparés est importante au point de vue industriel, car leurs propriétés technologiques sont très différentes.

Les macéraux ont été séparés par densité dans une solution de chlorure de Zn à partir de charbons broyés sous 10 μ .

Les propriétés des divers macéraux : vitrinite, exinite, micrinite, fusinite, sont données en fonction de la teneur en C de la vitrinite correspondante ou, en d'autres termes, en fonction du rang des charbons auxquels ils appartiennent.

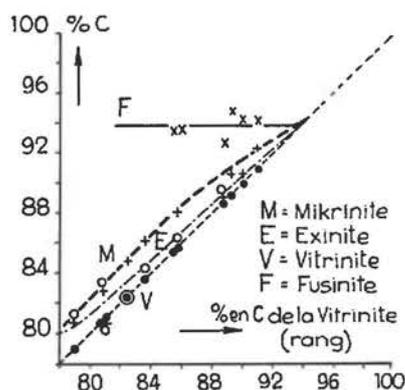


Fig. 20. — Teneur en C des macéraux en fonction du rang.

a) *Teneur en carbone* (fig. 20). — Ces teneurs augmentent assez régulièrement avec le rang pour tous les macéraux, sauf pour la fusinite où elles sont constantes. Dans un même charbon, l'exinite

ment nulles pour $H/C = 0,615$, elles augmentent assez rapidement, passent par un maximum pour $H/C = 0,76$, puis diminuent.

D'après l'auteur, cette absence d'extrait à la pyridine pour $H/C = 0,615$ signifie la présence d'un système aromatique condensé de 5 anneaux, qui serait à la base d'une structure caractéristique du charbon et pourrait être considéré comme une structure fondamentale de tous les macéraux.

Comme cette valeur de H/C correspond à la valeur 0,03 du rapport O/C , il s'ensuit qu'il doit y avoir 2 atomes de O pour 3 systèmes de 5 anneaux.

a toujours moins de carbone que la vitrinite et généralement plus que la micrinite. Toutes les teneurs se rejoignent pour 94 % de C.

b) *Teneur en oxygène*. — Ces teneurs diminuent, pour tous les macéraux, lorsque le rang augmente, sauf pour la fusinite où elles sont constantes. Dans un même charbon, la micrinite a toujours plus d'oxygène que l'exinite et moins que la vitrinite. Toutes les valeurs se rejoignent (environ 2,5 %) pour une teneur en carbone de 92 %.

c) *Teneur en hydrogène*. — Jusqu'à 90 % de C, malgré une certaine dispersion, ces valeurs restent assez indépendantes du rang, mais elles sont spécifiques de chaque constituant : 7 % environ pour l'exinite, 5 % pour la vitrinite, 3 à 4 % pour la micrinite et 3 % pour la fusinite. Ces valeurs diminuent ensuite (sauf pour la fusinite) et se rejoignent, pour l'exinite et la vitrinite à 4 % pour 91 % de C, pour la micrinite et la fusinite à 2,5 % pour 95 % de C.

d) *Teneur en matières volatiles* (fig. 21). — Pour tous les macéraux, cette teneur diminue lorsque le rang augmente. La diminution est d'autant plus forte que la teneur du macéral est plus élevée au départ, dans les charbons les moins évolués : 90 % pour l'exinite, 45 pour la vitrinite, 35 pour la micrinite, 9 pour la fusinite.

Les courbes de la vitrinite et de l'exinite se rejoignent à 22 % pour une teneur en carbone de 91 %. Cette courbe unique rejoint ensuite les deux

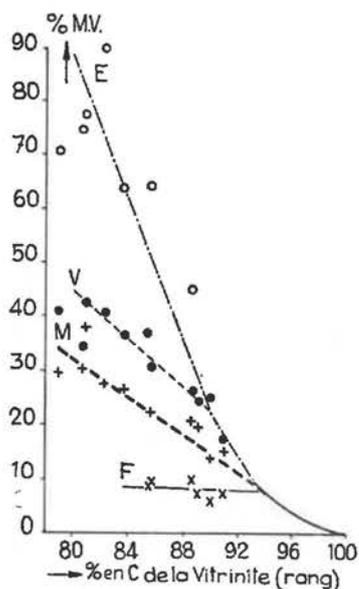


Fig. 21. — Matières volatiles des macéraux.

courbes de la micrinite et de la fusinite à 8,5 % pour une teneur en carbone de 94 %.

e) *Pouvoir réflecteur* (fig. 22). — Les auteurs donnent les fluctuations du rapport du pouvoir réflecteur des macéraux au pouvoir réflecteur de la vitrinite correspondante, en fonction du pouvoir réflecteur de la vitrinite.

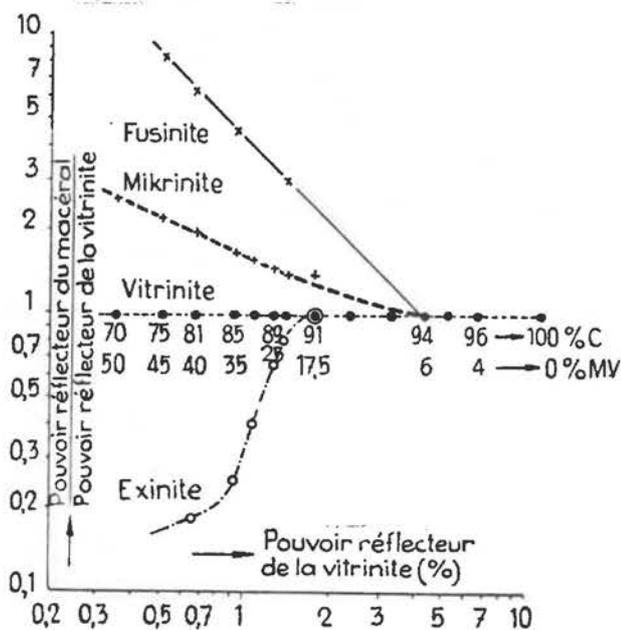


Fig. 22. — Pouvoir réflecteur des macéraux en fonction du rang.

Pour l'exinite, ce rapport passe de 0,16 pour les charbons de moins de 75 % de C à 1,0 pour les charbons de 91 % de C. Ainsi donc, le pouvoir réflecteur de l'exinite, très bas dans les charbons peu évolués, augmente constamment jusqu'à rejoindre celui de la vitrinite.

Pour la micrinite, le rapport part de 2,8 et atteint 1,0 pour des charbons de 94 % de C. Ainsi donc, le pouvoir réflecteur de la micrinite, plus élevé que celui de la vitrinite dans les charbons peu évolués, augmente moins rapidement que lui.

Pour la fusinite, le pouvoir réflecteur, très élevé déjà dans les charbons peu évolués, reste pratiquement constant, quel que soit le rang.

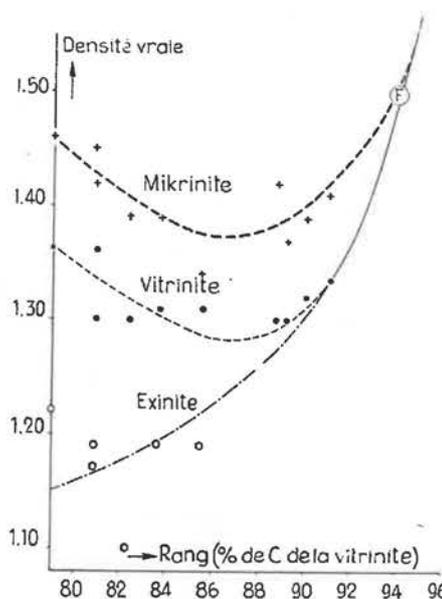


Fig. 23. — Densité des macéraux en fonction du rang.

f) *La densité* (fig. 23). — Dans les charbons très peu évolués, la densité de la vitrinite (1,36) est plus faible que celle de la micrinite (1,45) et beaucoup plus forte que celle de l'exinite (1,15). Ces densités passent par un minimum (sauf l'exinite ?), pour 86 % de C puis augmentent jusqu'à une valeur commune à celle de la fusinite, qui est aussi la plus élevée (1,50). Auparavant, les courbes de l'exinite et de la vitrinite se sont rejointes à 1,33 pour 91 % de C.

g) *L'indice de réfraction*. — Les courbes des indices de réfraction, calculés d'après les pouvoirs réflecteurs, sont analogues aux courbes de densité.

De l'ensemble de ces données, on peut tirer des conclusions sur le mode d'aromatization des macéraux :

a) pendant la carbonification, la vitrinite s'aromatise toujours davantage et les dimensions des noyaux aromatiques augmentent de façon constante ; le degré de condensation des anneaux passe par un minimum pour 85 % de C ;

b) la micrinite présente toujours une cyclicité et une aromaticité plus grandes et aussi des noyaux aromatiques plus grands que la vitrinite correspondante, tandis que

c) l'exinite fait exactement l'inverse.

FILM SUR « LE COMPORTEMENT THERMIQUE DES CONSTITUANTS DU CHARBON »

réalisé par W. SPACKMAN et W. F. BERRY

Pennsylvania State University

et A. H. BRISSE

United Steel Corporation.

Ce film en couleur a été réalisé avec un microscope à lumière transmise muni d'une table chauffante spécialement équipée.

Le matériel d'examen est composé de lames minces de quelques microns d'épaisseur d'un charbon peu évolué. Les grossissements varient de 35 à 135 X, les vitesses de chauffe de 1 à 50° C/min, suivant le cas.

La manipulation la plus délicate consiste à transférer la lame mince, sans l'abimer, de son support de dégrossissage à la lamelle de quartz de la table chauffante.

La première partie du film présente et définit les divers macéraux des charbons, la deuxième partie montre le comportement de ces macéraux au cours de la carbonisation.

On voit particulièrement bien le comportement d'une mégaspore, d'une plage de microspores, d'une plage et d'un fragment de résinite, d'une lentille de fusite au milieu d'une large plage de vitrinite.

Au cours de la carbonisation, la mégaspore passe par une teinte rouge de plus en plus sombre, puis elle ramollit, sa forme devient imprécise, elle émet des bulles gazeuses et la substance restante, assez fluide, coule et vient imprégner les constituants environnants, avant de se réduire et de devenir opaque.

Il en va de même pour la plage des microspores, où l'émission gazeuse est moins spectaculaire. En lieu et place de cette plage d'exinite, il ne reste presque plus de substance après le redurcissement.

Le corps résineux montre une évolution encore plus rapide et plus complète. L'émission gazeuse est très intense. On voit ensuite une grosse goutte très fluide d'une substance incolore tenant en suspension de très petits corpuscules sombres. Finalement, toute la substance de la goutte disparaît sous forme de gaz et il reste uniquement ces petits

corpuscules (micrinite ou impuretés minérales?). Dans une autre vue de la carbonisation de la résinite, on voit, au cours du stade de fusion, la substance fluide envahir les cellules d'une lentille de fusite. Mais, il ne s'agit pas, comme on pourrait le croire, d'une imprégnation, car, peu à peu, toute la substance fluide s'est transformée en gaz et la fusite réapparaît tout à fait inchangée.

Enfin, la carbonisation de la lentille de fusite, au milieu d'une large plage de vitrinite, démontre de façon spectaculaire le caractère inerte de ce macéral. En fait, on n'assiste à aucune modification de la fusite; c'est la vitrinite, au contraire, qui se modifie, sa teinte rouge s'assombrit, puis, après un certain remaniement sur place de sa substance, sans émission gazeuse très apparente, comme c'était le cas pour l'exinite et la résinite, la masse se réduit en devenant opaque. C'est à ce moment même qu'une large fissure éclate dans la masse de fusite, suivant le grand axe de la lentille, puis se propage de part et d'autre de la lentille dans la masse de vitrinite.

Le caractère peu spectaculaire des changements d'état de la vitrinite au cours de la carbonisation est probablement dû au fait qu'il s'agit de la vitrite d'un charbon peu évolué.

Quoi qu'il en soit, ce premier essai de démonstration, de visu, des propriétés cokéfiantes des macéraux du charbon est une pleine réussite, surtout si l'on considère les difficultés techniques de toute nature qu'il a fallu vaincre pour le réaliser. Il doit être poursuivi, car il constitue une méthode sûre d'investigation, non seulement du comportement à la cokéfaction des macéraux isolés, mais surtout des interactions de ces macéraux dans les microlithotypes, des microlithotypes dans un même grain et, finalement, des grains de toute nature dans la pâte à coke.

APPLICATION DE L'ANALYSE PETROGRAPHIQUE AU CONTROLE PRATIQUE DE LA FLOTTATION DU CHARBON

par E. GRAND'RY

Service des Recherches, Carbonisation Centrale, Tertré.

L'analyse au microscope des diverses fractions obtenues dans une batterie de cellules de flottation, à partir d'un charbon fin cendreux, se révèle plus intéressante que l'analyse chimique des teneurs en cendres. Dans le cas concret cité par l'auteur, on constate en effet, que la fraction des « mixtes flottés » contient encore près de 50 % de charbon pur, ce qui représente 11 % en poids du poussier traité et plus de 21 % du charbon pur contenu dans ce poussier.

L'examen optique démontre ainsi qu'une cellule supplémentaire à la fraction des « mixtes flottés » serait de nature à accroître le rendement en charbon propre du poussier brut de flottation.

Par ailleurs, le microscope montre encore, d'une part que le charbon pur, perdu dans la fraction des mixtes flottés, est composé de grains plus petits que ceux de la fraction de charbon pur propre flotté, et d'autre part que ces grains appartiennent à des charbons plus évolués que la moyenne du poussier brut d'alimentation. Il semble donc que les grains de charbon peu évolués sont flottés en priorité.

L'analyse pétrographique, la mensuration des grains et la détermination du rang permettent donc, non seulement de contrôler l'efficacité des coupures effectuées dans une batterie de cellules de flottation, mais encore de suivre et de comprendre le processus de flottation du poussier de charbon brut.

(à suivre)

Journées de la mécanique des roches

Paris, 17-18 juin 1957

Compte rendu par INICHAR

L'Institut Technique du Bâtiment et des Travaux Publics et la Société de l'Industrie Minérale ont organisé les lundi 17 et mardi 18 juin 1957 sous la Présidence de M. A. Mayer, Ingénieur Général des Mines, Président du Centre d'Etudes et de Recherches de l'Industrie des Liantes Hydrauliques, deux journées consacrées à des communications techniques relatives à des problèmes touchant à la mécanique des roches.

Les réunions ont eu lieu à Paris, dans la Salle des conférences de la Fédération nationale du Bâtiment, et groupaient, outre quelques personnalités étrangères invitées, des ingénieurs français des travaux publics et des ingénieurs des mines.

Dans son introduction aux Journées, M. Mayer rappela que la connaissance des roches était fondamentale aussi bien pour les uns que pour les autres et que trop souvent encore l'empirisme seul guidait le choix des soutènements ou des méthodes d'abatage dans les travaux souterrains. C'est dans le but de promouvoir des recherches dans ces domaines que les organisateurs ont rassemblé pour un premier colloque des spécialistes issus de divers laboratoires ou industries. Ils avaient pour mission de diffuser les plus récentes acquisitions de la science et de la technique en matière :

de pression et mouvement de terrains,
de consolidation des roches par boulonnage,
et de propriétés mécaniques des roches lors de l'emploi d'explosif en carrière.

Des spécialistes de chacune de ces disciplines ont souvent des problèmes identiques à résoudre et ignorent fréquemment les solutions qui ont été apportées à ces problèmes par leurs collègues.

Nous analyserons successivement les rapports présentés dans l'ordre ci-après :

- R. J. CCEUILLET : Le soutènement en galerie et la mécanique des roches.
- B. SCHWARTZ : Déplacement du rocher en place dans les exploitations charbonnières.
- P. HABIB : Mesures de contraintes dans les piliers d'une carrière de craie.

- E. TINCELIN et SINOU : Exemple d'application des mesures de pressions de terrain entreprises dans les mines de fer de Lorraine.
 - H. LABASSE : Les propriétés mécaniques des bancs.
 - J. TALOBRE : Fissuration et hétérogénéité des roches.
 - L. OBERT : Comparaison des propriétés physiques des roches déterminées au laboratoire et in situ.
 - G. EVERLING : Mesures dans des trous de sonde forés dans le massif de charbon.
 - B. KUJUNDZIC : Essais de mesure des caractéristiques des roches en place.
-

- E. L. J. POTTS et J. D. JENKINS : Le boulonnage du toit, les mouvements des couches et les propriétés des roches.
 - P. VOLUMARD et M. BASTIDE : Ancrage du toit avant abatages à St-Pierre Cognet.
 - GLOSSOP : Note sur l'excavation d'une grande salle dans le roc pour l'aboutissement du nouveau câble transatlantique à Oban en Ecosse.
 - A. J. BARRY, L. A. PANEK et E. THOMAS : Le boulonnage du toit aux Etats-Unis.
 - A. W. SIMONDS : L'emploi des boulons d'ancrage pour stabiliser les pentes rocheuses.
-

- H. MALAN : Emploi des explosifs en carrière.
- J. TALOBRE : Essais pour la mesure des ébranlements dus au tir.
- BOLLO : Procédés pour l'étude expérimentale de l'effet du tir sur les roches.
- L. DEFFET et C. BOUTRY : Etude cinématographique de tirs en masse.
- W. J. DUVALL et T. C. ATCHISON : Bris d'une roche avec des charges concentrées enfermées.

Le soutènement en galerie et la mécanique des roches

par

R. J. CCEUILLET

Depuis l'origine de l'humanité, les mineurs creusent des galeries dans pratiquement tous les genres de terrains. C'est dire qu'à défaut de connaissance scientifique la profession possède et s'appuie sur une tradition séculaire, faite d'empirisme et de bon sens, parfois assimilée au point de produire d'excellents réflexes, d'excellentes intuitions. C'est plutôt par instinct que l'on recherche le compromis le plus économique entre le désir d'un soutènement bon marché et la nécessité d'une résistance suffisante limitant les travaux d'entretien et de réparation.

Deux méthodes sont ici possibles.

La première est faite d'observations et de déductions immédiatement utilisées ; nous l'appellerons celle du chef porion. Trois facteurs doivent nous guider :

- 1) l'observation de l'orientation des déformations principales (fonction notamment du pendage, des caractéristiques mécaniques des roches, des travaux en cours au voisinage) ;
- 2) la mesure de ces déformations (au moins leur estimation) ;
- 3) l'adaptation du soutènement aux circonstances locales en fonction des possibilités technologiques réelles du soutènement.

La seconde méthode, plus ambitieuse, consiste en un véritable calcul du soutènement : nous commençons à peine à y songer. Pour aboutir à des résultats utilisables, il est indispensable de créer des méthodes simples, commodes, pas trop lourdes, qui puissent être utilisées aisément tous les jours par tout le monde.

Pour y parvenir, nous avons besoin de notions sur :

- a) la pression au sein du massif ;
- b) la résistance réelle du soutènement : le Cerchar commence à faire en laboratoire des mesures de dispersion sur certains des soutènements les plus utilisés. Nous espérons en tirer quelque amélioration de ces matériels... voire la rédaction d'un cahier des charges, et surtout des notions sur leurs limites d'emploi ;
- c) les qualités des roches encaissantes : quelques essais vont commencer au laboratoire des Travaux publics, dont le but est de raccrocher les caractéristiques mécaniques mesurées sur de petits échantillons, au milieu microscopique qu'est l'environnement d'une galerie. La dispersion sera bien sûr considérable, mais nous nous contenterions d'ordres de grandeur.

Quoi qu'il en soit, nous possédons déjà des éléments de calcul de soutènement circulaire continu ou discontinu. Si l'on constate pratiquement que les cintres se déforment, cela tient aux circonstances suivantes :

- leur forme non circulaire ;
- le régime de sollicitation non uniforme ;
- les irrégularités de pose et de serrage, la dispersion des résistances au coulissement.

En ce qui concerne le comportement du terrain, on peut imaginer trois cas limites :

- terrain ferme qui se pulvérise ;
- terrain déjà pulvérulent ;
- terrain cohérent semi-plastique.

Aucun cas réel ne correspond exactement à ces trois cas limites. Mais la plupart du temps, la détermination du soutènement d'un ouvrage souterrain peut se raccrocher approximativement à l'un d'entre eux et est d'ores et déjà utilisable.

En conclusion, bien des théories classiques de résistance des matériaux et de mécanique des sols sont déjà utilisables en exploitation des mines dans le calcul et la détermination du soutènement, mais elles ne constituent que des méthodes d'analyse et de calcul qu'il nous faut adapter pour les rendre pratiques.

Au degré d'approximation qui est le nôtre, le procédé est toujours le même : introduire dans la théorie un nombre de paramètres suffisant, dont on demandera les valeurs à l'expérience pour que, dans un petit domaine autour des conditions locales, l'interpolation et l'extrapolation puissent se faire sans risque de grosses erreurs : la prévision devient alors possible. Bien sûr, on ne peut en rester là.

Mais pour serrer la réalité de plus près, il nous faut continuer l'étude des roches qui nous entourent en cherchant comment les caractéristiques mécaniques, mesurables sur de petits échantillons en laboratoire, sont transposables et utilisables en grand. Ce changement d'échelle est fondamental et la liaison à faire entre le laboratoire et la mine est la tâche essentielle de la décennie à venir, tant sous l'angle résistance des matériaux que sous celui de la technologie du soutènement.

Déplacement du rocher en place dans les exploitations charbonnières

par

B. SCHWARTZ

L'auteur expose la synthèse d'une étude très complète des convergences dans les traçages en ferme.

Tant que le traçage avance, la courbe représentant, en fonction du temps, la convergence d'un doublet quelconque est formée d'impulsions rapide-

ment amorties. Ces impulsions correspondent aux tirs successifs dans le traçage. La première impulsion, la plus importante, est celle du tir « suivant », tir qui suit la pose du doublet. A mesure qu'on s'éloigne dans le temps, les tirs ont de moins en moins d'influence.

A partir du tir suivant, la courbe de convergence est très convenablement représentée par une fonction logarithmique.

Pour s'en assurer, il suffit de la tracer, sur un graphique semi-logarithmique, c'est-à-dire à échelle logarithmique en abscisses.

Entre le tir de pose et le tir suivant, les convergences sont faibles, elles ne démarrent qu'au tir suivant et c'est à partir de là que la courbe est logarithmique.

L'asymptote verticale de la courbe logarithmique (pour $x = 0, y = \log 0 = -\infty$, c'est-à-dire l'axe oy) est située (lorsque l'avancement est régulier) à l'instant correspondant au tir qui a permis la pose du doublet.

Lorsque le traçage s'arrête, la courbe s'infléchit : traduite sur le même graphique que la courbe obtenue quand le traçage avançait, c'est encore une droite, mais dont la pente est plus faible que celle de la droite « de marche ». Cependant, il existe une proportionnalité statistique entre les coefficients de la droite « de marche » et de la « droite d'arrêt », la valeur moyenne du rapport est de 0,35.

Ces résultats sont très utiles (notons cependant l'existence de quelques exceptions très intéressantes).

1) au point de vue pratique : on peut, à l'aide de quelques mesures, prédire la convergence d'un doublet pour n'importe quelle date à venir à condition évidemment qu'on reste en vierge.

Au point de vue qualitatif, on peut en conclure que les mouvements sont rapidement amortis. On peut par exemple conclure qu'entre le premier et le deuxième jour, la convergence sera la même qu'entre le premier et le deuxième mois ou entre la première et la deuxième année.

2) au point de vue recherche.

A l'aide de très peu de mesures, on connaît la courbe d'évolution de la convergence d'un doublet. D'autre part, on caractérise cette courbe par un paramètre, ce qui rend le dépouillement rapide et facile.

On voit d'autre part, en s'appuyant sur les résultats précédents, qu'on va pouvoir remettre en œuvre très facilement les mesures absolues, ce qui permettra de distinguer les mouvements du toit des mouvements du mur.

Mesures de contraintes dans les piliers d'une carrière de craie

par

P. HABIB

La Société « Le Blanc Minéral » exploite à Louveciennes une couche de craie protégée des infiltrations d'eau par une couche d'argile.

L'exploitation se fait par galeries de 4 m de largeur séparant les piliers de dimensions variables, de 8 à 20 m de côté en fonction de l'épaisseur de recouvrement, de la qualité de la craie ou des prescriptions administratives.

Le but des essais était de reconnaître la nature et le comportement des piliers, par une analyse des contraintes *in situ*.

L'étude des piliers par auscultation sonique et par la méthode des vérins plats permet de confirmer la stabilité de l'exploitation.

Exemple d'application des mesures de pressions de terrain entreprises dans les mines de fer de Lorraine

par

MM. TINCELIN et SINOU

Un problème important qui se pose actuellement aux Mines de Fer de Lorraine est celui des stots de protection.

Dans un tel stot, l'exploitation du gisement est conduite de façon à éviter tout mouvement du sol en surface, par exemple pour préserver une agglomération ou une voie ferrée ou pour éviter les infiltrations d'eau sous un cours d'eau.

La méthode qui semble à l'heure actuelle être la plus rationnelle est celle des « Ilots ».

Elle consiste à dépiler intégralement le gisement dans des régions aux dimensions restreintes, soit de forme carrée, soit de forme rectangulaire. Les observations et mesures effectuées indiquent qu'il n'y a pas d'affaissement de terrain au jour lorsque les dimensions des surfaces exploitées sont au maximum les suivantes :

pour une surface dépilée de forme carrée, le côté doit rester \leq à $0,4 H$

pour une surface rectangulaire, la largeur doit être \leq à $0,4 H$ et la longueur \leq à H

H étant l'épaisseur du recouvrement en mètres.

La tenue des stots dépend de la rigidité des bandes fermes ceinturant les zones exploitées. Le problème consiste donc à déterminer correctement l'épaisseur de ces bandes pour éviter leur écrasement.

Pour déterminer l'épaisseur des bandes, il est nécessaire de connaître :

a) les caractéristiques mécaniques des roches constituant les bandes fermes ;

b) les charges extérieures engendrées par le poids des roches constituant le recouvrement ;

c) la loi de répartition des contraintes à l'intérieur d'une section droite de la bande.

Il faut aussi implanter correctement les stots par rapport à la zone à protéger en surface et pouvoir estimer la hauteur qu'atteindra, dans les premiers temps après l'exploitation des îlots, la cloche d'éboulement au-dessus de ceux-ci.

L'auteur expose en détail les méthodes qui permettent d'évaluer chacun de ces paramètres et d'établir ainsi des projets d'exploitation à partir de données rigoureuses.

Les propriétés mécaniques des bancs

par

H. LABASSE

Les propriétés des bancs qui entourent les exploitations intéressent au moins autant le mineur que les propriétés mécaniques des roches qui composent ces bancs. L'étude des bancs en place revêt donc un intérêt primordial.

L'exploitation provoque des fissures inclinées sur le plan de stratification, environ $67 \frac{1}{2}^\circ$ dans les épontes, pied au charbon au toit, l'inverse au mur et sensiblement verticales dans la couche. Cette fissuration détermine la déformation lente et saccadée des bancs. Réciproquement, la fissuration est partiellement contrôlée par le soutènement.

Quant au boulonnage, il rend solidaires des bancs qui, pris isolément, ne supporteraient pas une si forte charge ou une si grande portée. Le boulonnage augmente donc apparemment la portée des bancs, mais ne les met pas à l'abri d'un effort tranchant excessif qui provoquera la rupture aux appuis (coup de charge).

Les propriétés spéciales des bancs au-dessus des chantiers jouent un rôle des plus importants en exploitation. Grâce aux différences de flexibilité, un banc se pose sur le banc sous-jacent s'il est plus flexible que ce dernier ou s'en décolle s'il est plus raide.

Il en résulte que le toit au-dessus d'une taille est constitué d'une série de trains de bancs séparés les uns des autres par un vide, vide dans lequel le grisou et l'eau peuvent circuler, où on peut les capter et qui explique pourquoi la charge sur le soutènement dans l'atelier de travail est nettement inférieure au poids des terrains qui surplombent.

Fissuration et hétérogénéité des roches

par

J. TALOBRE

Il est possible de tenir compte de la fragmentation naturelle des roches. Aux faibles pressions

tout particulièrement, le réseau de diaclases, dont l'importance est primordiale, peut faire l'objet d'un relevé sur diagramme de Wulf.

De cette façon, on met en évidence les directions de compressibilité maximum et l'on décelé les directions probables de déformation.

Comparaison des propriétés physiques des roches déterminées au laboratoire et in situ

par

L. OBERT

Trois types d'analyses ont été exécutés :

— comparaison des contraintes calculées dans des galeries de mine où l'on a constaté des ruptures à la valeur de la résistance de la roche mesurée au laboratoire ;

— creusement d'une chambre expérimentale dans le terrain et agrandissement de cette chambre jusqu'à la rupture. Mesure des déformations et calcul des contraintes ;

— creusement d'une chambre de grandeur normale dans le terrain et augmentation artificielle de la charge au toit par insufflation d'air, jusqu'à la rupture.

En conclusion, la valeur déterminée au laboratoire de la résistance à la compression de la roche concorde d'une manière satisfaisante avec celle qui est déterminée in situ.

Il n'en est pas de même pour le module de Young.

Mesures dans des trous de mines dans le massif de charbon

par

G. EVERLING

Les mesures des déformations de trous de mine dans le charbon et les épontes donnent les variations de pression lors de l'abatage.

C'est ce que l'on a étudié dans le cas de la couche Girondelle à Neumühl.

Toutefois, le nombre restreint de détenteurs a rendu difficile le dépouillement des résultats. C'est pourquoi, on a entrepris d'examiner les mouvements des roches à l'aide de clichés de cassures et de clichés tridimensionnels de déformations et apparition de cassures dans le charbon et les épontes.

Essais de mesure des caractéristiques des roches en place

par

B. KUJUNDZIC

Le problème du calcul du revêtement des galeries en charge tire son importance du grand nombre

de tunnels dont on a entrepris le creusement en Yougoslavie après la deuxième guerre mondiale.

Différentes méthodes d'investigation ont été éprouvées.

La première, celle des vérins ou presses hydrauliques, a été abandonnée malgré sa simplicité parce qu'elle ne s'applique qu'à de petites surfaces, produisant des effets de poinçonnement et ne faisant sentir l'effet de la charge qu'à faible profondeur.

La méthode du vérin plat de grande dimension a été préférée, malgré l'introduction d'une erreur due au colmatage de la fente d'expérience par du béton. La mesure des déformations dans une galerie au moyen d'une presse agissant radialement est intéressante, mais ne donne qu'une indication approximative vu la longueur restreinte de la galerie soumise à l'essai. Enfin la méthode géoséismique est rapide, peu onéreuse et ne trouble pas les travaux.

Les essais exécutés dans les laboratoires ont conduit à la conclusion que le module d'élasticité mesuré de cette manière diffère de celui que l'on observe en place. De là, l'orientation générale vers les essais sur le terrain.

Les mesures de résistance des roches en laboratoire ont permis de classer les roches examinées en roches dures ne se déformant pas, ou se déformant élastiquement, et en roches (schistes) à grandes déformations permanentes.

Une autre conclusion des essais réalisés en Yougoslavie est que le lieu géométrique des extrémités des secteurs de déformation radiale est une lemniscate et non une ellipse. Quant au module d'élasticité de la roche, il est trouvé différent selon qu'on le détermine par une méthode statique ou par une méthode dynamique; il est dans ce dernier cas plus élevé.

Des essais de cisaillement sur blocs de schiste argilo-sableux ont conduit à des valeurs de $\varphi = 41^\circ$ et $k = 1,33 \text{ kg/cm}^2$, respectivement pour le frottement interne et pour la cohésion.

L'Institut Hydrotechnique de Belgrade a inscrit dans son programme d'essais le problème du parallélisme probable entre l'anisotropie mécanique et l'anisothermie.

Le boulonnage du toit Les mouvements des couches et les propriétés des roches

par

E. L. J. POTTS et J. D. JENKINS

La connaissance de ces contraintes dans le massif entourant les vides, la mesure des déplacements des appuis et des efforts nécessaires pour en rester maître devraient être à la base du calcul des soutènements. La détermination des charges sur les

soutènements et des mouvements des couches est nécessaire pour connaître les effets d'un dispositif quelconque tel que le boulonnage par exemple. Les résultats des mesures devraient permettre de prévoir le comportement du soutènement dès que l'on connaît les propriétés de la roche.

C'est dans cet esprit que les auteurs ont entrepris des recherches tant dans le fond qu'au laboratoire dans les domaines suivants :

- efficacité du renforcement par boulons d'un milieu constitué par plusieurs couches superposées ;
- caractéristiques des boulons et leur mode d'action ;

- déplacements des boulons et modification des tensions après la pose dans une voie d'accès à la taille.

En conclusion, la mesure des charges supportées par les boulons renseigne le mineur sur les mouvements des bancs renforcés.

Ancrage du toit avant abatages à St-Pierre Cognet

par

P. VOLUMARD et M. BASTIDE

La méthode consiste à forer des trous rayonnant autour de la petite section en avant du front.

Chaque mine dépasse le gabarit définitif d'excavation. Des fers légèrement ondulés sont poussés au fond des trous, en dehors de la zone à abatre. La partie forcée renfermant la barre est alors injectée d'un coulis de béton. Un obturateur en caoutchouc permet de laisser libre la partie inférieure des trous qui servira au sautage de la roche.

Signalons à l'actif de la méthode : amélioration de la sécurité, gain de temps et réduction du cubage de béton employé auparavant à remplir des vides.

Note sur l'excavation d'une grande salle dans le roc pour l'aboutissement du nouveau câble transatlantique à Oban en Ecosse

par

Mr. GLOSSOP

Il s'agit en fait de deux galeries d'équerre dont la plus longue mesure 62 mètres. La roche est une grauwaacke passant à du grès ou du poudingue, avec quelques lits de lave basaltique.

Des failles et diaclases rendaient les travaux dangereux par chute de pierre tombant du toit. On estime que l'ancrage par boulons a augmenté la sécurité et permis le montage des cadres de soutènement sans interruption.

Le boulonnage du toit aux États-Unis

par

A. J. BARRY, L. A. PANEK et E. THOMAS

Le boulonnage du toit a pris une place prépondérante aux E.-U. Dans l'exploitation souterraine du charbon bitumineux, plus de 35 % de la production de 1956 (5376 millions de tonnes) ont été extraits avec ce type de soutènement.

Les facteurs qui limitent l'emploi du boulonnage sont :

- les prix élevés par rapport au soutènement en bois très utilisé dans les petites mines ;
- les limites à la résistance de l'ancrage des boulons.

Dans le cas de roches stratifiées horizontalement, la pose des boulons ne donne lieu à aucune difficulté et elle est fixée par le « Bureau of Mines ». Le point capital semble être l'application d'une tension convenable au moment de la pose. A cet effet, le mieux est d'utiliser une clé dynamométrique du commerce et de suivre les formules enseignées par le dépouillement des résultats pratiques.

L'objectif des essais actuels de laboratoire sur modèles de boulonnage au toit est une généralisation de l'équation de pose de boulonnage du toit au type le plus général de toit stratifié, c'est-à-dire au toit formé de bancs d'épaisseurs et de modules d'élasticité variables. Ceci comprend le cas limite de la suspension de bancs fragiles à un banc solide ou épais.

Les objectifs des recherches actuelles au fond sont :

- 1) déterminer si la flèche d'un toit boulonné et les mesures de tension des boulons peuvent être utilisées comme critères pour évaluer la stabilité du toit ;
- 2) déterminer si un changement dans le schéma de boulonnage a un effet sur la flèche du toit et/ou la tension des boulons.

L'emploi des boulons d'ancrage pour stabiliser les pentes rocheuses

par

A. W. SIMONDS

Cette note décrit deux procédés employés pour stabiliser de grandes dalles rocheuses sur des chantiers au jour.

Le premier des travaux décrits a comporté l'emploi de boulons d'ancrage en acier soumis à précontrainte avant d'injecter du mortier dans la fissure existant entre la dalle rocheuse et le massif d'appui.

Dans le second procédé de stabilisation décrit, on a scellé des gougeons d'acier dans des trous

forés dans le massif adjacent, sans utiliser de précontrainte.

Emploi des explosifs en carrière

par

H. MALAN

Sur la base de considérations théoriques relatives au processus d'explosion lui-même, l'auteur définit les critères de la meilleure utilisation des explosifs. Il rappelle les procédés de la mine horizontale que l'on délaisse au profit de l'abatage par mines verticales profondes.

La méthode est étudiée dans le détail : perforation des trous de mines, disposition de ces trous, choix de l'explosif, calcul des charges, mise en place des explosifs et amorçage, critique des résultats du tir.

L'emploi des amorces à micro-retard étale les ondes de choc partielles qui, sans cela, donnent leurs effets simultanément au détriment de la sécurité (ébranlements).

Essais pour la mesure des ébranlements dus au tir

par

J. TALOBRE

L'explosif ébranle les roches entourant les galeries. Il en résulte des microfissurations accélérant l'altérabilité. On décèle ces effets destructeurs de la roche en constatant, après un premier tir, que les ondes à haute fréquence ne passent plus bien dans le rocher ébranlé au cours de la phase brisante de l'explosion.

L'auteur poursuit, en collaboration avec les géophysiciens et les minéralogistes, l'examen de méthodes et appareils destinés à définir, si cela est possible, un rayon pratique d'altération autour des points d'explosion et un rayon pratique de remaniement en deçà duquel les propriétés mécaniques du terrain sont nettement affaiblies.

Il est certain que la connaissance, même approximative de ces deux distances peut rendre de grands services dans le choix du soutènement ou du revêtement d'une galerie.

Procédés pour l'étude expérimentale de l'effet du tir sur les roches

par

Mr. BOLLO

L'auteur décrit sommairement quelques expériences réalisées avec des capteurs à masse inerte et des extensomètres.

Les essais ont permis de reconnaître l'état du rocher par l'étude des célérités des ondes élastiques et de ses fréquences initiales.

Les ondes de tension s'amortissent plus rapidement que les ondes de déplacement.

On a, d'autre part, observé des tensions instantanées fortes dans des zones apparemment non perturbées par l'explosif.

Etude cinématographique de tirs en masse

par

L. DEFFET et C. BOUTRY

La cinématographie à cadence normale s'avère très utile pour l'étude des tirs d'exploitation en carrière.

Cette méthode permet, par l'examen combiné de la projection des films et des vues extraites de ces films, d'obtenir des renseignements que toute autre expérimentation est incapable de fournir.

Quelques exemples montrent l'influence de la méthode de tir sur la fragmentation (détonateurs à retard, mines étagées) et d'établir avec certitude le déroulement d'un tir en masse.

L'étude de questions plus particulières a été également fructueuse.

Bris d'une roche avec des charges concentrées enfermées

par

W. J. DUVALL et T. C. ATCHISON

L'auteur relate les essais sur barreau ayant mis en évidence le mode de fragmentation de la roche soumise à l'onde de choc d'une explosion.

Des essais pratiques d'explosion à faible profondeur sous la surface du sol ont permis de préciser quelques facteurs du mécanisme de fracturation : nature de la roche, type et quantité d'explosif, profondeur d'enfouissement etc...).

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

RECHERCHES SUR LES EXPLOSIFS

Communications analysées et résumées

par J. FRIPIAT

Directeur divisionnaire des Mines

Administrateur-Directeur de l'Institut National des Mines.

INLEIDING

Aan de « Gezamenlijke Steenkolenmijnen in Limburg (voor Nederland) en het « Nationaal Mijninstituut te Frameries-Paturages (voor België) was de organisatie toevertrouwd van de IX^e Internationale Conferentie der Directeurs van Proefstations.

De conferentie werd gehouden te Brussel van 28 juni tot 4 juli 1956, eerst te Heerlen en vervolgens te Brussel.

Acht en veertig mededelingen werden voorgedragen, betreffende de meest belangrijke problemen van de veiligheid.

Ze werden in beperkte comité's besproken te Heerlen van 28 tot 30 juni, daarna in voltallige vergadering te Brussel van 2 tot 4 juli.

Aan de besprekingen te Heerlen werd enkel deelgenomen door de vorsers van de officiële proefstations van West-Duitsland, Oost-Duitsland, Oostenrijk, België, Canada, Verenigde Staten, Frankrijk, Groot-Brittannië, Nederland, Indië, Polen en Joegoslavië.

Op de te Brussel gehouden zittingen werden tevens de ingenieurs van het Mijnwezen, de ontginners, de springstoffabrikanten, en de constructeurs van mijnmaterieel (electrische apparaten, lampen, enz) uitgenodigd. Vijftien landen waren aldaar vertegenwoordigd.

Hierna vindt men een overzicht over de mededelingen betreffende de opzoekingen over de springstoffen.

De overige mededelingen zullen in volgende afleveringen ontleed worden.

INTRODUCTION

C'est à l'Association des Charbonnages néerlandais et à l'Institut National des Mines de Frameries Paturages qu'incombait l'organisation de la IX^e Conférence Internationale des Directeurs des Stations d'Essais.

Cette conférence s'est déroulée du 28 juin au 4 juillet 1956, d'abord à Heerlen, puis à Bruxelles. Quarante-huit communications se rapportant aux questions les plus importantes sur la sécurité des mines avaient été présentées.

Elles furent discutées d'abord en comités restreints à Heerlen du 28 au 30 juin, puis en séances plénières à Bruxelles du 2 au 4 juillet.

Les discussions d'Heerlen furent suivies uniquement par les expérimentateurs des stations officielles d'Allemagne occidentale, Allemagne orientale, Autriche, Belgique, Canada, Etats-Unis, France, Grande-Bretagne, Pays-Bas, Inde, Pologne et Yougoslavie.

Aux séances tenues à Bruxelles, avaient été invités des ingénieurs des Administrations des Mines, des exploitants, des fabricants d'explosifs et des constructeurs de matériel minier (appareils électriques, lampes, etc.) ; quinze pays au total y étaient représentés.

On trouvera ci-après le compte rendu des communications relatives aux recherches sur les explosifs. Les autres communications seront analysées de même dans les fascicules ultérieurs des Annales

(J. FRIPIAT).

Les explosifs de sécurité à gaine rigide

par L. DEFFET (1)

Avant de donner l'essentiel de cette communication, rappelons d'abord où en est actuellement l'emploi de la gaine de sûreté dans les mines belges.

Dans les chantiers grisouteux ou poussiéreux, on ne peut utiliser que des explosifs pourvus d'une gaine de sûreté d'un type agréé, c'est-à-dire satisfaisant à l'épreuve du tir d'angle.

Suivant la nature des matières utilisées, suivant aussi le mode de fabrication, les gaines sont plus ou moins cohérentes ; elles sont donc ou pulvérulentes ou semi-rigides ou rigides.

La gaine rigide est constituée, soit par un tube, soit par des anneaux superposés ; l'explosif est introduit directement (c'est-à-dire sans interposition de papier) dans le canal central et le tout est entouré de papier paraffiné.

L'auteur a étudié :

- 1) l'action de la gaine rigide sur la vitesse de détonation,
- 2) la dispersion de la matière extinctrice au cours du phénomène de la détonation.

Vitesse de détonation.

Les mesures ont été effectuées par la méthode Dautriche sur des explosifs renfermant de la nitroglycérine, du nitroglycol, du trinitrotoluène, du nitrate ammonique, de la farine de bois et du chlorure sodique.

L'explosif était encartouché, soit dans des tubes de carton léger de 27 mm de diamètre, soit dans des anneaux superposés aux diamètres 26/36 mm, en chlorure sodique comprimé.

Pour chaque explosif, l'influence de la gaine s'est traduite par un accroissement de la vitesse de détonation. Dans un cas, cette vitesse était pour l'explosif gainé supérieure de 38 % à celle de l'explosif nu.

(On devine par là ce que devient la vitesse de détonation lorsque l'explosif est tiré en massif rocheux derrière un bourrage étanche et résistant).

Dispersion de la gaine.

Utilisant conjointement la photographie par rayons X, ainsi que la photographie d'ombre avec éclair d'argon, M. Deffet a comparé le comportement de la gaine rigide à celui des gaines pulvérulente et semi-rigide.

Quel que soit le type de gaine, les matières extinctrices entourent d'abord complètement les produits de la détonation sans subir ni amincissement ni dispersion. (Voir les radiographies 1, 2 et 3, figure 1).

Ultérieurement, c'est-à-dire lorsque le nuage de ces produits s'est dilaté de 2 ou 3 fois le diamètre de la cartouche, les débris de la gaine se mélangent à eux et abaissent leur température.

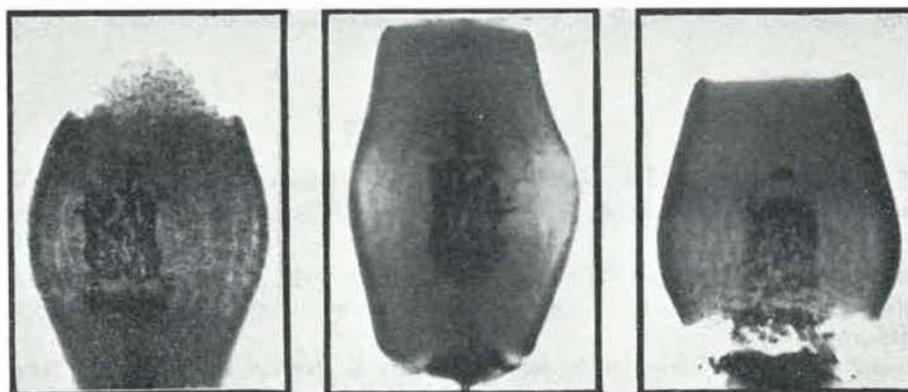


Fig. 1.

(1) Communication n° 1 du Centre de Recherches pour l'Industrie des Produits Explosifs - Bruxelles.

La photographie d'ombre montre que les gaz de détonation subissent un freinage ou retard à l'expansion ; celui-ci augmente avec la cohérence de la gaine ainsi qu'en témoignent les valeurs moyennes rapportées ci-après.

Retard à l'expansion en microsecondes :

- 13,25 pour les gaines pulvérulentes
- 17,50 pour les gaines semi-rigides
- 19,50 pour les gaines rigides.

Le freinage à l'expansion des gaz a pour effet de retarder leur mise en contact avec l'atmosphère ambiante, jusqu'après l'achèvement des réactions secondaires, ce qui est certainement favorable à la sécurité.

Pour finir, l'auteur souligne que la mise au point de la gaine rigide, et en particulier de gaines constituées d'anneaux de chlorure sodique comprimé, apporte une amélioration extrêmement nette aux explosifs de sécurité belges.

Etude radiographique de la transmission de la détonation

par Dr. E. EITZ (2)

La note débute par une description détaillée du dispositif générateur de rayons X. Ceux-ci sont produits par une étincelle de 100.000 volts, qui jaillit dans une cellule à vide pourvue d'une fenêtre en aluminium de 1 mm d'épaisseur.

La tension est fournie par une colonne de choc analogue à celles utilisées en électrotechnique pour l'essai des isolateurs.

L'étincelle, dont la durée est de 1 microseconde, est déclenchée par un dispositif électrique dont le circuit de commande est raccordé à deux électrodes qui sont enfoncées dans l'explosif ou disposées parallèlement à la charge.

Les gaz ionisés de détonation produisent la fermeture du circuit. La charge étant placée entre la source de rayons et la plaque sensible, les radiographies sont donc des photographies d'ombre.

Trois cartouches étaient disposées en file dans un tube de carton de 40 mm de diamètre intérieur et de 2 mm d'épaisseur. L'une des cartouches extrêmes, amorcée d'un détonateur n° 8, était en contact avec la suivante (cartouche excitatrice) ; celle-ci était séparée de la troisième (cartouche réceptrice) par un intervalle qui était ou libre ou rempli de charbon menu. Aux extrémités de la charge, il y avait des bouchons d'argile.

42 radiographies négatives figurent dans la communication.

Voici en résumé les constatations que l'auteur en a tirées.

Transmission de la détonation entre cartouches séparées par un intervalle d'air.

L'onde de choc émise par la cartouche excitatrice se traduit dans la cartouche réceptrice par une zone de compression représentée sur le négatif par une ligne en clair.

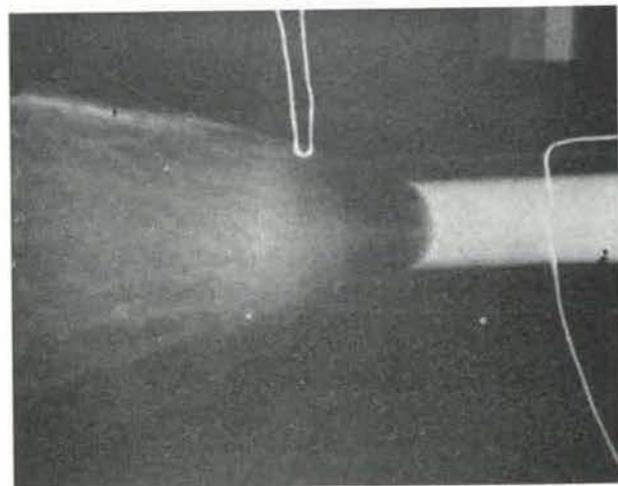


Fig. 2.

Dans la figure 2, cette ligne est incurvée du fait de la concavité des fonds des deux cartouches excitatrice et réceptrice (La figure 2a est la photographie des deux cartouches avant l'essai).

L'auteur a observé que la distance de transmission varie avec la forme des fonds des cartouches.

Si D est la distance de transmission pour des fonds plats, elle est de 3 D pour des fonds concaves et de D/3 pour des fonds convexes.

L'électrode (en boucle), visible dans les gaz de détonation de la cartouche excitatrice, a servi à déclencher l'éclair.

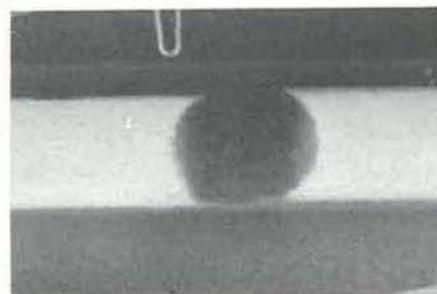


Fig. 2a.

(2) Communication n° 18 de la station de Dortmund-Derne (Allemagne).

(Les deux fils enfoncés dans la cartouche réceptrice seront utilisés dans d'autres expériences pour produire l'éclair à un stade plus avancé du phénomène).

Même quand la détonation a parcouru une distance relativement grande dans la cartouche réceptrice, la zone de compression se maintient quoique plus ou moins disloquée et percée au centre par les fumées (fig. 3).

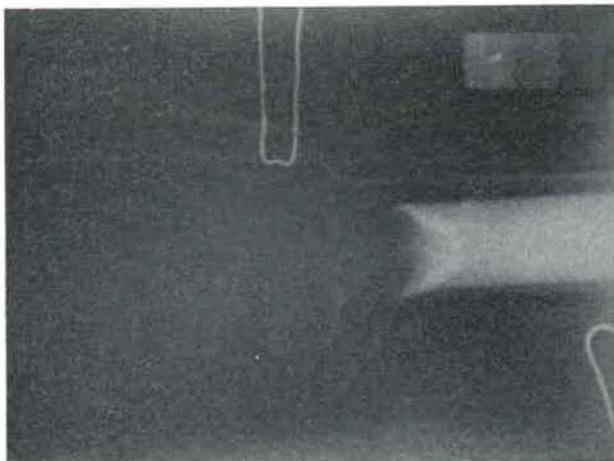


Fig. 3.

Les mêmes constatations ont été faites avec divers autres explosifs gainés (gaine active), avec des cartouches dont les fonds étaient garnis de disques de même composition que le noyau et aussi avec des explosifs ne renfermant que des constituants salins (donc pas de nitroglycérine).

La figure 4 représente un raté de détonation. On voit encore l'onde de compression dans la cartouche réceptrice ; l'extrémité de celle-ci est simplement dilatée.

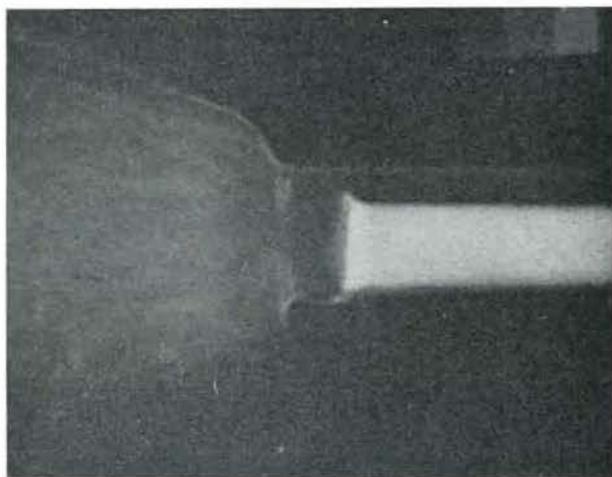


Fig. 4.

Transmission de la détonation à travers du charbon fin.

Ces expériences sont en relation avec la recherche d'une méthode d'essai permettant de vérifier l'aptitude des explosifs à transmettre la détonation dans les tirs au charbon (cette méthode nouvelle fait l'objet de la communication n° 19 dont il sera question ultérieurement).

On a encore utilisé des cartouches type Carbonit Sécurité qu'on avait prolongées de manchons de papier. Ces manchons étaient entièrement ou partiellement remplis de charbon fin. Dans le cas de remplissage complet, il n'y avait pas transmission si le poids de charbon était de 15 g, mais bien lorsque ce poids était de 5 g.

Quand il y a explosion de toute la charge, l'onde de détonation se marque par une ligne en clair dans la cartouche réceptrice.

Cette ligne est perpendiculaire ou oblique sur l'axe de la cartouche réceptrice, suivant que le remplissage de charbon est complet ou non.

Dans le second cas (fig. 5), la transmission de la détonation par l'air le long de la génératrice supérieure du manchon de papier est en effet en avance sur celle qui se fait pour le charbon fin.

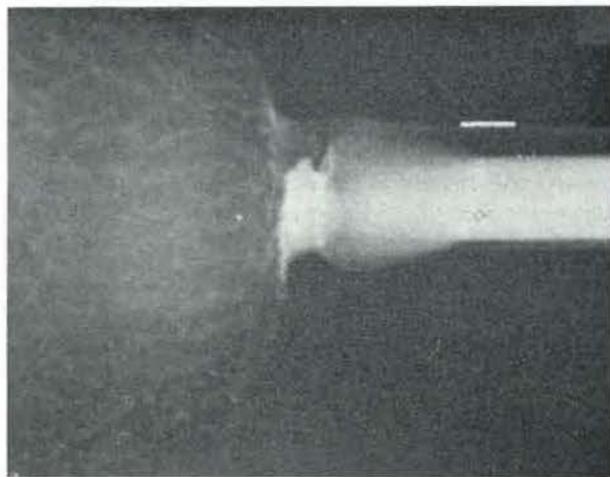


Fig. 5.

Transmission de la détonation à travers des disques de fer.

Pour faire obstacle à l'action immédiate des produits de la détonation, on a introduit dans le tube de carton et entre les deux cartouches, un disque de fer de 4 mm d'épaisseur. Celui-ci est en contact avec les extrémités des cartouches qui sont débarassées de leurs fonds de papier.

Dans les essais pour lesquels il n'y a pas explosion complète de la charge, on observe dans les fumées de la cartouche réceptrice une onde de choc réfléchi retournant vers la cartouche excitatrice ; c'est le cas de la figure 6.

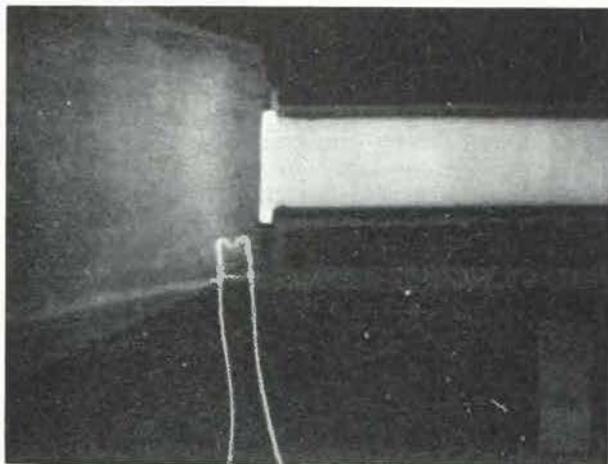


Fig. 6.

Mécanisme de la transmission de la détonation.

Pour l'auteur, ce mécanisme est le suivant. Avant que les produits de la décomposition de la cartouche excitatrice n'arrivent au contact de la cartouche réceptrice, il se forme sur le fond de celle-ci une zone de compression plus ou moins intense qui progresse ensuite dans l'explosif.

Il y a transmission si les fumées, après avoir traversé cette zone de compression, ont encore une énergie suffisante. Lorsqu'il y a un obstacle interposé entre les deux cartouches, une partie de l'énergie est réfléchi et, ici encore, il y a détonation ou non suivant l'importance de l'énergie atteignant la cartouche réceptrice.

Explosifs nouveaux de haute sécurité

par Dr. W. TAYLOR (3)

a) Introduction.

Avant d'aborder la relation de ses propres essais, l'auteur brosse à grands traits l'historique des explosifs de sûreté.

On a cru bien longtemps, dit-il, que le tir sans bourrage ou avec un bourrage insuffisant était de beaucoup le plus dangereux ; aussi pour éprouver la sécurité des explosifs, toutes les stations d'essais avaient adopté le tir sans bourrage au mortier d'acier.

Mais en 1950, Shepherd et Grimshaw, se basant sur les constatations faites dans les mines anglaises, estimèrent que la présence d'une fracture ouverte renfermant du grisou et traversant le trou de mine constituait l'incident le plus grave pour la sécurité.

Les méthodes d'exploitation en usage en Grande-Bretagne sont, il est vrai, favorables à la fissuration préalable du charbon et des roches encaissantes ; de plus, on envisage maintenant l'emploi du tir à temps par détonateurs à court-retard et l'on sait que, dans ces conditions, des cartouches peuvent exploser hors du massif par dénudation ou par amputation des charges.

En ce qui concerne le mécanisme de l'inflammation, M. Taylor croit qu'elle peut avoir pour origines :

- a) la flamme primaire de l'explosif, c'est-à-dire celle accompagnant l'onde de détonation,
- b) la flamme secondaire résultant de réactions entre les produits de détonation,

c) la compression adiabatique du milieu entourant la charge,

d) des particules d'explosif projetées à l'état incandescent.

Les flammes jouent incontestablement le rôle le plus important, mais il est certain que la compression adiabatique du mélange facilite leur intervention.

L'auteur rappelle ensuite les vues du Dr. Ahrens relatives au comportement des explosifs allemands de la classe III.

Parmi les réactions auxquelles donne lieu la décomposition de l'explosif, il en est qui, par suite de leur grande vivacité, se produisent au passage même de l'onde de choc ; ce sont elles qui régissent la propagation de la détonation.

Les réactions plus lentes (ou retardées) qu'Ahrens estime être des agents actifs de l'inflammation, peuvent ne pas être terminées au moment de la détente et reprendre vigueur lorsque les produits de la détonation frappent un obstacle.

Ahrens croit que, par un choix judicieux des constituants, on peut obtenir des explosifs dont les réactions retardées ne se produisent que si le confinement est suffisamment résistant et ne se produisent pas s'il y a détente prématurée des gaz de détonation.

Or, la détente prématurée est précisément une caractéristique commune aux incidents de tirs cités précédemment : coup débouillant, fracture traversant le trou de mine, détonation à air libre.

Essais.

Sous ce titre, l'auteur décrit les essais en usage à l'Usine d'Ardeer pour déterminer le degré de sûreté des explosifs vis-à-vis du grisou.

(3) Communication n° 16 de l'Imperial Chemical Industries (I.C.I.) Ardeer (Ecosse).

Tous ces essais sont effectués dans une galerie circulaire en tôles d'acier ouverte d'un côté, fermée de l'autre, par un fond en acier également.

a) *Tir au mortier.* La galerie a 15 m de longueur et 1,50 m de diamètre. Le mélange grisouteux est réalisé dans la chambre d'explosion; c'est-à-dire dans une partie de la galerie limitée par une feuille de papier placée à 5,40 m du fond. Contre celui-ci, s'applique le mortier au calibre de 1500 × 55 mm. La charge s'arrête à 5 cm de l'orifice du fourneau.

On tire avec ou sans bourrage, le détonateur se trouvant, soit à l'extrémité arrière, soit à l'extrémité avant de la charge.

b) *Tir au mortier avec rallonge.* Cet essai diffère du précédent en ce que le mortier est réuni à la galerie, soit par un tube circulaire d'acier de 1,65 m de longueur et 25 cm de diamètre, soit par un caisson de section rectangulaire aux dimensions intérieures de 355 × 50 mm fait en tôles d'acier soudées de 1,50 m de longueur.

La rallonge (tube ou caisson) renferme du mélange grisouteux identique à celui de la galerie.

c) *Tir d'angle.* La charge est disposée dans un cylindre d'acier de 32,5 cm de diamètre et de 85 cm de longueur creusé d'une rainure ouverte à 90°.

Le cylindre est placé dans la chambre d'explosion et la distance entre la rainure et la paroi de la galerie est de 22,5 cm.

d) *Tir de charges suspendues.* Les cartouches sont suspendues en file dans une chambre d'explosion de 3,1 m³ (diamètre 1,5 m, longueur 1,8 m) dans laquelle on introduit le mélange grisouteux.

Action des additions salines dans les explosifs de sûreté.

Il est bien établi qu'on peut par des additions

salines accroître la sûreté d'un explosif vis-à-vis du grisou.

Ces additions absorbent de la chaleur; elles abaissent la température des gaz de détonation, étouffent la flamme qui aurait pris naissance dans le mélange grisouteux.

Bichel avait déjà signalé le fait; il avait notamment attiré l'attention sur l'efficacité des mélanges de chlorure ammonique et de nitrates alcalins qui, par double réaction, donnent du chlorure alcalin très fin et par conséquent très actif.

L'auteur s'est appliqué à rechercher dans quelle mesure l'action des additions salines est influencée par la nature et la finesse de la substance.

Il a procédé de la manière suivante:

Dans un tube vertical de 70 mm de diamètre, on crée un nuage de matière finement pulvérisée et on y introduit un mélange grisouteux qu'on allume à la base par une étincelle électrique.

D'après le développement de la flamme, on distingue les trois cas suivants:

- 1) la flamme est limitée au voisinage immédiat de l'étincelle, c'est la « suppression de la flamme »;
- 2) la flamme se propage sans atteindre les extrémités du tube, c'est « l'extinction de la flamme »;
- 3) la flamme s'étend dans le tube jusqu'aux limites du mélange, c'est « la propagation ».

Dix-neuf sels de finesses différentes furent essayés; on détermina pour chacun d'eux les quantités nécessaires pour produire la « suppression » et l'« extinction de la flamme ».

On constata que le développement de la flamme dépendait de la nature et surtout de la surface totale des particules mises en suspension.

Au tableau I, sont indiqués quelques-uns des résultats obtenus avec les sels alcalins.

TABLEAU I.

Substance	Surface spécifique des particules cm ² /g	Surface totale des particules produisant la suppression l'extinction (cm ² par cm ³ de mélange)	
Fluorure de potassium	800	8,08	0,25
Iodure de potassium	900	0,04	0,50
Fluorure de sodium et d'aluminium	2 200	0,40	0,61
Chlorure de potassium	5 700	0,40	0,64
Silico-fluorure de sodium	8 000	0,47	0,68
Chlorure de sodium	6 500	0,57	1,84

De toutes les substances susceptibles d'être incorporées aux explosifs, la plus avantageuse est incontestablement le chlorure de sodium.

Celui-ci a donné aux essais les résultats rapportés au tableau II.

TABLEAU II.

Surface spécifique en cm ²	Diamètre moyen des particules en microns	Quantité de particules produisant la suppression de la flamme	
		g par l de mélange	cm ² par cm ³ de gaz
6 500	4,5	0,284	1,84
3 100	9,0	0,594	1,85
2 300	12,0	0,810	1,86

Quelle que soit la finesse, il faut toujours sensiblement la même surface de particules (1,85 à 1,86 cm²) pour produire la suppression de la flamme.

De l'ensemble de ses recherches, l'auteur conclut qu'on peut atteindre un degré de sécurité fort élevé si on arrive à envelopper les produits de la détonation d'un nuage de chlorure sodique en particules suffisamment fines.

Mais il fallait, par des réalisations pratiques, vérifier cette conclusion fondamentale.

Amorçage de sécurité.

On a imaginé d'introduire dans le fourneau une cartouche amorce faite de 15 % de nitroglycérine et 85 % de chlorure sodique ; le sel disséminé lors de la détonation dans le trou de mine et dans les fissures devait stopper une inflammation naissante de grisou.

Cet explosif à la charge de 900 g alluma cependant à la fréquence de 50 % dans le tir au mortier avec bourrage.

(Les tirs au mortier sans bourrage et en charges suspendues ne produisirent pas l'inflammation).

On rechercha l'influence de la finesse sur le comportement de l'explosif dans le tir au mortier avec rallongé (tube d'acier) ; on enregistra des inflammations tant que la dimension des grains resta supérieure à 45 microns.

Cette étude n'est pas terminée ; des résultats acquis jusqu'ici, on peut néanmoins dégager les conclusions que voici :

- 1) Pour qu'il n'y ait pas inflammation, il faut que la surface du nuage de sel atteigne une certaine limite (surface critique).
- 2) On ne peut compter sur le choc dû à la détonation pour atteindre la fragmentation correspondant à cette surface critique.
- 3) La finesse des particules est toutefois limitée, sinon leur énergie est insuffisante pour les maintenir en avant du front de flamme. Il semble bien que le diamètre des particules doive rester au-dessus de 3 microns.

- 4) Le sel fin peut provenir, soit de l'explosif lui-même, soit d'un nuage préparé à l'avance.

Explosifs de haute sécurité.

Le chlorure sodique peut être utilisé, soit sous forme de gaine entourant l'explosif, soit comme addition à l'explosif lui-même.

En Angleterre, on a adopté la seconde solution.

Des formules de compositions diverses furent expérimentées à Ardeer ; elles conduisirent aux constatations suivantes :

- 1) Pour le tir en cartouches suspendues, la charge-limite dépend plus de la grandeur des particules que de leur nature chimique.
- 2) Pour le tir au mortier, la nature chimique joue le rôle le plus important, pour autant que les particules ne soient pas trop fines. A partir d'une certaine finesse, la surface des particules a une action déterminante et la charge-limite augmente lorsque leurs dimensions diminuent.
- 3) Pour le tir au mortier avec rallongé, l'influence de la finesse est prédominante.
- 4) Pour le tir d'angle, seules les particules très fines conduisent à des charges-limites élevées.

A la suite de cette longue étude, on réalisa un explosif à 35 % de chlorure sodique à la finesse de 20 microns. Sa capacité de travail était de 30 % de celle de la gélatine explosive et sa vitesse de détonation atteignait 1700 m/sec.

Mais la présence de chlorure en telle quantité et d'une telle finesse était défavorable à la sensibilité.

On imagina alors d'incorporer une partie du sel fin en l'agglomérant par du nitrochaux (carbonate de calcium fin et nitrate ammonique).

La sensibilité est alors meilleure ; de plus, la cohésion de l'agglomérat ne fait obstacle ni à sa désintégration par le choc de la détonation, ni à la dissémination du chlorure fin.

L'explosif Nobel 1220 est de ce type ; sa composition est la suivante :

Nitroglycérine	14 %
Nitrate ammonique	25 %
Farine de Bois	4 %
Chlorure sodique fin	36 %
Nitrochaux	22 %
Chlorure sodique ordinaire	1 %

Sa force est de 29 % de celle de la gélatine explosive et sa vitesse de détonation 1800 m/sec. A Ardeer, il n'a pas allumé le grisou dans les tirs en galerie.

Bien que sa capacité de travail soit assez faible, cet explosif a donné de bons résultats en charbon et en roches dures (tirs de bosseyement, tirs en grès en carrière). Pour finir, l'auteur souligne que ce prototype ouvre la voie à d'autres formules de sécurité intrinsèque plus grande.

Influence de la granulométrie des constituants

par R. LOISON et J. COCU (4)

Les auteurs ont étudié l'influence de la granulométrie des constituants alcalins (chlorures et nitrates) sur le comportement des explosifs, c'est-à-dire sur le coefficient de self-excitation, le coefficient d'utilisation pratique, la puissance au mortier balistique, la vitesse de détonation, la sécurité vis-à-vis du grisou et des poussières.

Voici d'abord quelques explications sur la signification et la mesure de ces termes.

Coefficient de self excitation (C.S.e.). On détermine la distance à laquelle une cartouche amorcée (cartouche excitatrice) fait exploser une cartouche non amorcée (cartouche réceptrice).

Le coefficient est mesuré par la moyenne arithmétique de la distance minimum donnant 3 non transmissions et de la distance maximum donnant 3 transmissions.

Les deux cartouches de 50 g au diamètre de 30 mm sont placées horizontalement sur 2 plaques de plomb, reposant elles-mêmes sur 2 cylindres verticaux d'acier.

Coefficient d'utilisation pratique (C.u.p.). On recherche le poids d'explosif (p) donnant au bloc de plomb et sous du sable non tassé le même évatement que 15 g d'acide picrique.

Le coefficient C.u.p. est égal à $100 \times \frac{15}{p}$

Puissance au mortier balistique (M.b.) La charge est placée dans un mortier fermé par un obus et suspendu à un pendule.

L'explosion produit une déviation du pendule, laquelle est comparée à celle produite par un poids déterminé d'un explosif de référence.

Vitesse de détonation (V.d.). Celle-ci est mesurée par la méthode différentielle bien connue de Dautriche.

Sécurité en présence du grisou : déterminée par des tirs de cartouches de 30 × 180 mm au mortier de 38 × 220 mm, de cartouches de 38 × 330 mm au mortier de 38 × 340 mm.

Dans chaque cas, le bourrage est constitué par une plaquette d'acier de 1 mm.

Sécurité en présence des poussières : déterminée par le tir de charges de 1500 g suspendues en nuage poussiéreux préformé avec 2 à 3 % de grisou.

1) Influence de la finesse du chlorure sodique.

Les recherches ont porté sur six explosifs couche améliorés renfermant notamment :

- du nitrate ammonique : (20 à 33 %)
- du chlorure sodique : (49 à 58,5 %)
- un excitateur : de la nitroglycérine (12,5 à 12,9 % - 5 explosifs)
- ou de la penthrite (20 % - 1 explosif).

La granulométrie du chlorure sodique influe peu sur la sensibilité à la transmission de la détonation (C.s.e.). En moyenne, la distance de transmission augmente quand la granulométrie est plus grossière, ce qui est dû à la présence de grains incomplètement décomposés qui amorcent par choc la détonation de la cartouche réceptrice.

L'accroissement de la finesse du chlorure entraîne une diminution de la capacité de travail ; cette diminution est très sensible au bloc de plomb ; elle l'est beaucoup moins au mortier balistique.

Les auteurs estiment que l'absorption de chaleur par le sel est d'autant plus rapide que la finesse des grains est plus grande, mais que la retransmission des calories aux gaz s'améliore lorsque le confinement est plus résistant.

La détente des gaz étant plus lente au mortier balistique qu'au bloc de plomb, la perte de chaleur par le sel projeté est moins grande dans le premier et le rendement de l'explosif est meilleur.

Il n'est donc pas étonnant que la finesse du sel ait peu d'influence sur le travail au mortier. On peut même supposer qu'il en sera ainsi pour le tir au rocher, les charges étant alors fortement bourrées.

En ce qui concerne la sécurité, l'accroissement de la finesse exerce dans le cas du tir au mortier en grisou une action nulle, parfois même défavorable. Cette action est toujours favorable dans le cas du tir en poussières (charges suspendues).

Influence de la granulométrie des chlorures et des nitrates.

Les auteurs ont utilisé :

- 1) des explosifs à base de penthrite 23 et 40 %, les uns du type ordinaire, les autres à ions échangés, ceux-ci renfermant le mélange nitrate sodique + chlorure ammonique ;
- 2) la grisoudynamite chlorurée 16 (GDC 16) de composition :

Nitroglycérine	12,5
Dinitrotoluène	0,7
Nitrate ammonique	33,0
Tourbe	5,0
Chlorure sodique	49,0

(4) Communication n° 37 du Centre d'Etudes et Recherches des Charbonnages de France (Cerchar).

1a) *Explosifs du type ordinaire à 23 % de penthrite.*

L'évasement au bloc de plomb est d'autant plus grand que le nitrate ammonique est plus fin et le chlorure sodique plus grossier. Lorsque les deux sels ont la même granulométrie, ces deux effets se compensent et la puissance varie peu avec la grosseur des grains.

1b) *Explosifs du type ordinaire à 40 % de penthrite.*

La décomposition des sels étant toujours rapide et complète, leur granulométrie est sans influence sur la capacité de travail (bloc de plomb et mortier balistique).

La sécurité vis-à-vis du grisou croît légèrement avec la finesse.

1c) *Explosifs à ions échangés.*

Le sens de la variation de la puissance au bloc de plomb est le même quel que soit le taux de penthrite, mais les écarts sont les plus faibles lorsque ce taux est de 40 %.

Lorsque les deux sels ont la même granulométrie, l'évasement est d'autant plus élevé qu'ils sont plus fins. Il est donc curieux de constater que la combinaison nitrate gros-chlorure fin conduit à un évasement plus petit que celui donné par la combinaison nitrate gros - chlorure gros.

Pour la même granulométrie et le même taux de penthrite, les explosifs du type ordinaire ont une puissance au bloc plus élevée que celle des explosifs à ions échangés ; cette puissance prend sa valeur maximum lorsque le nitrate et le chlorure sont tous deux à gros grains.

2) *Grisou-dynamite chlorurée 16.*

Comme pour les explosifs à la penthrite, on constate que l'évasement au bloc est d'autant plus grand que la finesse du nitrate est plus grande et celle du chlorure plus faible, mais le rôle de la granulométrie du nitrate semble prépondérant. Cette prédominance de la granulométrie du nitrate ammonique est encore plus nette pour la vitesse de détonation et le coefficient de self-excitation, lesquels sont peu influencés par la finesse du chlorure.

La sécurité vis-à-vis du grisou et des poussières est accrue par une finesse plus grande du chlorure et une finesse moins grande du nitrate de sorte que

l'association nitrate fin - chlorure gros est la moins sûre et l'association nitrate gros - chlorure fin la plus sûre.

On a constaté que la sécurité dépendait surtout de la finesse du chlorure pour le tir au mortier, de la finesse du nitrate pour le tir de charges suspendues.

Si on prend en considération le coefficient de self-excitation qu'il convient d'améliorer pour éviter les déflagrations, les auteurs estiment que l'association nitrate fin - chlorure fin constitue le meilleur compromis.

On a étudié aussi l'effet du vieillissement. Celui-ci se manifeste par une baisse légère de la puissance au bloc et de la vitesse de détonation, par une réduction de l'influence de la granulométrie (notamment sur l'essai au bloc).

La sécurité au mortier en présence du grisou et celle du tir en poussières de charges suspendues s'améliorent ; par contre elle semble diminuer dans l'épreuve en grisou en charge suspendue.

Conclusions.

De leurs recherches, les auteurs dégagent les tendances qualitatives suivantes :

- influence favorable sur la sécurité, d'une grande finesse du chlorure sodique, influence nette dans le cas du tir en charge suspendue plus discutabile dans le tir au mortier ;
- influence favorable sur la sécurité, d'une granulométrie plus grossière du nitrate ammonique, notamment dans les épreuves de charges suspendues ;
- réduction de l'influence de la granulométrie lorsqu'on augmente la proportion de sensibilisateur ou lorsque l'explosif vieillit ;
- parallélisme entre les propriétés explosives et la sécurité.

Ce parallélisme s'oppose plus ou moins à une amélioration considérable des explosifs de sûreté par une combinaison astucieuse de la granulométrie.

Si on peut espérer obtenir un explosif un peu plus sûr, à puissance égale ou un peu plus puissant à sûreté égale, il ne faut cependant pas perdre de vue que la granulométrie peut évoluer au cours du vieillissement et que le gain ainsi obtenu devra être contrôlé par des essais portant sur de l'explosif vieilli.

Recherches de la station de Derne sur la déflagration fusante

Sous ce titre, nous groupons les deux communications n° 5 et n° 13 du Dr Ahrens (5) intitulées :
— Transmission de la détonation des nouveaux ty-

pes d'explosifs de sûreté. Observations et influences.

- Etude de l'amorçage de décompositions déflagrantes par l'action des fumées en espace confiné.

(5) de la Station de Dortmund-Derne.

Il s'agit de recherches entreprises à la station allemande à la suite des déflagrations et doubles détonations observées en 1954 et 1955 lors de tirs en veine d'explosifs de la classe III.

Rappelons d'abord qu'il existe en Allemagne trois classes (I, II et III) d'explosifs de sûreté qui doivent satisfaire à certaines épreuves en galerie expérimentale, c'est-à-dire, ne pas allumer dans les conditions indiquées suivantes :

- 1) pour les explosifs classe I, au mortier pour des charges allant jusque 600 g (cartouches de 35 mm de diamètre, amorçage antérieur) ;
- 2) pour les explosifs classe II, au cylindre rainuré disposé comme indiqué à la figure 7a pour la charge de 375 g ;
- 3) pour les explosifs classe III, au cylindre rainuré disposé comme indiqué à la figure 7b pour la charge maximum autorisée (en particulier distance paroi-mortier allant de 15 à 75 cm pour un angle d'impact de 100 grades).

Les explosifs classe II sont pourvus d'une gaine de sûreté (gaine active renfermant 15 % de nitroglycérine) ; ceux de la classe III ne sont pas gainés.

Sur 4.000.000 de tirs effectués en 1954 et en

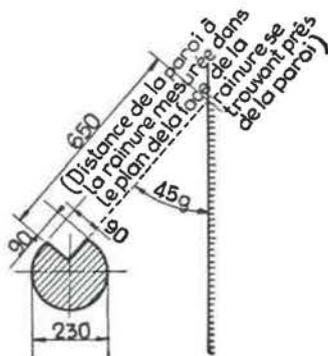


Fig. 7a.

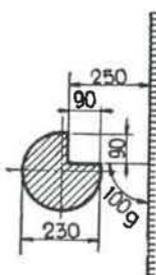


Fig. 7b.

1955 avec les explosifs Wetter Carbonit A et Wetter Securit A (explosifs de la classe III à ions échangés), on a enregistré 10 explosions irrégulières en veine soit :

- 1 lors d'un tir à temps de 11 charges amorcées de détonateurs à la demi-seconde ;
- 2 lors de tirs de deux charges amorcées de détonateurs instantanés ;
- 7 lors de tirs d'une charge unique.

Ces explosions irrégulières se sont manifestées de façons diverses : feux dans les déblais, cartouches en ignition hors du fourneau, doubles explosions (dans un cas à 15 minutes d'intervalle), jet de flamme de 1 m de longueur sortant du trou de mine 5 minutes après l'allumage.

L'auteur pense comme Sartorius de Cerchar, que la déflagration comporte :

- 1) une transmission perturbée de la détonation, laissant dans le fourneau une ou plusieurs cartouches non détonées ;
- 2) une décomposition lente de ces cartouches au contact des gaz chauds sous pression.

Il se produit la fissuration du bourrage, voir même son expulsion avec un bruit violent, ce qui donne l'impression d'une seconde détonation.

Chacune des phases de l'incident a fait l'objet d'un groupe de recherches rapportées dans les deux communications précitées.

COMMUNICATION 5

Comme on avait observé des détonations incomplètes lors de tirs en trous humides et qu'on pouvait supposer que de la paraffine s'était introduite dans les cartouches lors de l'immersion à l'usine, l'auteur a d'abord recherché dans quelle mesure l'aptitude à la détonation des Wetter Carbonit A et Wetter Securit A est influencée par la présence d'eau ou de paraffine dans l'explosif.

Comme critère d'aptitude, il a utilisé la méthode officielle du tir sur lit de sable. Elle consiste à déterminer l'intervalle maximum entre deux cartouches en file, qui puisse être franchi par la détonation, les deux cartouches (dont l'une amorcée d'un détonateur n° 8) étant disposées horizontalement sur un lit de sable.

On a introduit dans l'explosif de l'eau sous forme de neige et les cartouches ainsi préparées sont restées 24 heures à la température de 20°.

Avec des taux de 1, 2 et 3 % d'eau, la plupart de ces cartouches ont subi la détonation, soit comme cartouche amorce, soit comme cartouche réceptrice.

Avec 2 % d'humidité et après 4 semaines de stockage, il y a encore eu transmission.

Par contre, le séjour pendant 3 jours seulement en atmosphère saturée de vapeur d'eau, annule l'aptitude à transmettre la détonation de cartouches, même en file continue.

En ce qui concerne l'influence de la paraffine, on a trouvé qu'il y a encore transmission de la détonation :

- quand les deux cartouches se touchent par leurs extrémités, celles-ci étant couvertes d'un fond de paraffine de 8 mm d'épaisseur (16 mm de paraffine) ;

- quand les deux cartouches distantes de 30 mm sont séparées par un disque de paraffine de 20 mm d'épaisseur ;
- que l'explosif devient insensible au détonateur, lorsqu'on y incorpore 5 % de paraffine.

Influence du confinement. — Dans ce qui précède, il n'a été question que de l'essai sur lit de sable.

On a fait aussi des tirs de longues charges (jusqu'à 25 cartouches) dans des trous forés à la pierre.

Avec plusieurs bouchons (de 30 cm de longueur) de charbon fin placés dans la file de cartouches ou avec des cartouches dont les fonds étaient couverts de paraffine, on a encore obtenu la détonation complète.

En fait dans la mine, c'est surtout en charbon qu'on avait observé des ratés de détonation.

Il fallait donc admettre que la nature du confinement influait sur l'aptitude à la détonation.

On a fait des essais de transmission avec des cartouches de Wetter Carbonit A et de Wetter Securit A, au diamètre de 32 mm dans des tubes de carton de 40 mm.

La distance maximum de transmission était de 5 cm, alors qu'elle était de 10 cm au moins sur le lit de sable.

Dans le tube de carton, 1 cm de charbon arrêtait déjà la détonation.

Ces diverses constatations ont suscité de nouvelles recherches ; celles-ci sont rapportées dans les communications n° 18 et 19 du Dr. Eitz.

La communication 19, dont on trouvera plus loin le compte rendu, préconise une méthode nouvelle d'essai d'aptitude : le tir en tubes faits de charbon aggloméré par du ciment, procédé qui semble correspondre beaucoup mieux à la réalité que l'essai sur le lit de sable ou en tube de carton.

COMMUNICATION 13

Dans la communication n° 13, l'auteur étudie l'action des gaz chauds sur l'explosif.

Le dispositif utilisé rappelle celui de MM. Audibert et Delmas de la Station de Montluçon. La cartouche est placée dans un tube d'acier dont les extrémités sont fermées par des bouchons filetés (fig. 8).

L'un des bouchons est percé d'un canal de détente d'un diamètre déterminé ; il est traversé en outre par les conducteurs amenant le courant électrique à une spirale de chauffage laquelle est noyée soit dans la cartouche, soit dans un mélange d'ex-

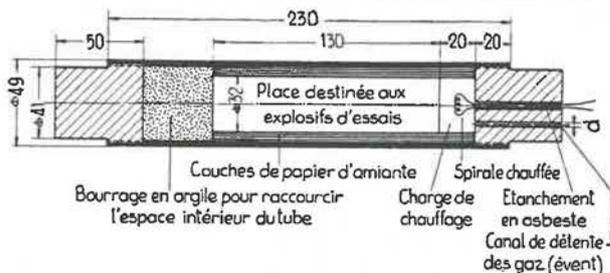


Fig. 8.

plosif et de charbon (ce mélange est en contact direct avec l'explosif de la cartouche).

Des couches de papier d'amiante appliquées sur la paroi intérieure du tube réduisent les déperditions de chaleur.

Pour étudier la transmission de la déflagration, on a fait aussi des essais avec deux cartouches en file dans un tube de 350 × 52 mm.

L'explosif était alors entouré de charbon fin.

Comme charge de chauffage, on prenait un mélange (20 g pour les tubes courts, 40 g pour les tubes longs) de Wetter Carbonit A et de charbon fin (charbon gras) dans la proportion 20/1 ; exceptionnellement, on a utilisé de la poudre noire.

Les essais ont porté sur six explosifs de types divers :

- 1) Wetter Carbonit A et Wetter Securit A (classe III) à 10 % de nitroglycérine et ions échangés.
- 2) Wetter Bicarbit A (classe III) à 10 % de nitroglycérine et 90 % de sels inhibiteurs.
- 3) Wetter Westphalit A (classe I) à 4 % de nitroglycérine et nitrate ammoniac.
- 4) Wetter Nobelit B (classe I), explosif de sûreté gélatineux.
- 5) Wetter Nobelit B (M₁), même explosif que le précédent mais pourvu d'une gaine explosive.
- 6) Ammonit I, explosif roche au nitrate ammoniac (pas de nitroglycérine).

Essais en tube court. — Le tube renferme une cartouche surmontée du mélange chauffant. Les incidents observés sont indiqués au tableau III par des signes conventionnels.

On n'a pas observé la déflagration avec les explosifs de la classe III, si ce n'est avec la Wetter Carbonit A, mais alors la charge de chauffage était de la poudre noire.

Les explosifs des classes I et II ont déflagré en tube ouvert et aussi dans un tube pourvu d'un évent de 3 mm.

TABLEAU III.
Une cartouche en tube court.

Explosif et classe	Confinement				Tube d'acier fermé
	Tube ouvert	5 mm	Event 3 mm	2 mm	
Wetter Carbonit A (III)	o		o	o E	o E x
Wetter Bicarbit A (III)	o			o	o
Wetter Nobelit B (M ₁) (II)	+				
Wetter Nobelit B I)	+				
Wetter Westphalit A (I)	o	o	+		
Ammonit 1	o		+		

o pas de réaction
x déflagration partielle
+ déflagration totale
E explosion

Essais en tube long. — Notons d'abord que les conditions expérimentales sont favorables à la déflagration ; le charbon entourant l'explosif atténue les déperditions de chaleur et participe à la décomposition éventuelle de l'explosif.

La Wetter Carbonit A, avec une charge de chauffage de 40 g, n'a déflagré ni dans le tube ouvert ni dans le tube avec évent de 5 mm.

Par contre, il y a eu déflagration avec l'évent de 3 mm et le phénomène s'est propagé parfois aux deux cartouches.

Toujours avec l'évent de 3 mm, il n'y a pas eu déflagration lorsqu'on a utilisé une charge de chauffage de 20 g.

Il y a eu aussi déflagration totale de deux cartouches de Wetter Carbonit A dans les cas suivants :

- 1) explosif ayant séjourné 23 jours au-dessus d'un bain d'eau (teneur en humidité de l'explosif 1,8 % aux extrémités, 1 % au centre). Event de 5 mm (Il n'y a pas eu de décomposition en tube ouvert) ;
- 2) explosif débarrassé de son enveloppe donc en contact direct avec le poussier. Event de 5 et de 2 mm.

Quant à la Wetter Bicarbit A, elle n'a pas déflagré même dans les conditions de confinement les plus favorables à la déflagration.

Les 4 derniers explosifs du tableau III par contre, ont déflagré, soit entièrement, soit partiellement (2 cartouches en tube ouvert avec la charge de chauffage de 40 g).

L'auteur a recherché aussi dans quel sens et dans quelle mesure l'action des gaz chauds était influencée par certains artifices tels que :

- accumulation locale de paraffine sur la charge ;
- addition de charbon et de paraffine à l'explosif.

Accumulation locale de paraffine. — Une bande de 110 × 10 × 3 mm de paraffine a été appliquée sur une cartouche de Wetter Carbonit. Celle-ci a déflagré complètement dans le petit tube pourvu d'un évent de 2 mm.

On a obtenu aussi une déflagration partielle en plaçant un bouchon de paraffine à l'extrémité de la cartouche près du mélange de chauffage.

Mélange homogène de charbon fin à l'explosif. — Le mélange charbon-explosif est introduit sans enveloppe de papier, dans le petit tube dont la paroi intérieure est garnie d'amiante. La spirale de chauffage pénètre dans le mélange.

On obtient les résultats indiqués au tableau IV.

TABLEAU IV.

Explosif et classe	Charbon fin en %	Confinement				Tube fermé
		Tube ouvert	5 mm	Event de 3 mm	2 mm	
Wetter Carbonit A III	10	+	+	+	+ E	
	3	+		+	+	
	2,5		o	o	o + E	
Wetter Sécurité III	3			+		
	2,5			o	+ E	
Wetter Bicarbit A III	10				o	

Les constatations sont indiquées par les mêmes signes conventionnels qu'au tableau III.

Dans le cas de la Wetter Carbonit et de la Wetter Securit renfermant 10 ou 3 % de charbon, on a obtenu la déflagration quel que soit le diamètre de l'évent.

L'explosion « E » de la Wetter Carbonit (première ligne du tableau IV) s'est produite 3 1/2 minutes après le début de la déflagration.

Il est à noter que la Wetter Bicarbit A n'a pas déflagré, même avec 10 % de charbon.

Le fait, dit l'auteur, que l'aptitude à la déflagration augmente avec le pourcentage de charbon n'est nullement une particularité des explosifs de la classe III ; il en est de même pour tous les explosifs plus ou moins suroxygénés.

Addition de paraffine à l'explosif. — La formation d'un mélange homogène de paraffine et d'ex-

plosif paraît moins probable encore dans la pratique que celle d'un mélange homogène de charbon et d'explosif ; on a estimé cependant qu'une accumulation locale lors du paraffinage pouvait se liquéfier ultérieurement et se répartir uniformément dans la cartouche.

On a donc incorporé des fines rapures de paraffine dans l'explosif ; le mélange a été ensuite remis dans l'enveloppe d'origine et la cartouche immergée à nouveau dans le bain de paraffinage.

Les essais ont été faits en tube court avec une charge de chauffage de 20 g (mélange d'explosif / poussier : 20/1).

La Wetter Carbonit A a donné les résultats reportés au tableau V.

En comparant ces résultats avec ceux du tableau IV, on constate que, pour obtenir la déflagration, il faut un confinement plus restreint pour la paraffine que pour le charbon fin.

TABLEAU V.
Wetter Carbonit A et paraffine

Paraffine en %	Confinement			
	Tube ouvert	5 mm	Event 3 mm	2 mm
16				+
5		o x		
3	o	o	+	+
1,5				o
0,5	o			

Mélange de paraffine et de charbon. — On a obtenu alors des déflagrations avec des additions relativement faibles. Sous une charge de chauffage de 20 g, la Wetter Carbonit a déflagré :

en tube ouvert, entièrement avec 0,5 % de paraffine et 0,3 % de charbon ;

en tube avec évent de 5 mm, entièrement avec 1 % de paraffine et 0,3 % de charbon, partielle-

ment avec 0,1 % de paraffine et 0,2 % de charbon.

Emission des fumées. — Pour certains essais, l'auteur a noté la durée de l'émission des fumées lors de déflagrations totales en tube court de Wetter Carbonit A, additionnée de charbon ou de paraffine.

Les résultats de ses observations sont reportés au tableau VI.

TABLEAU VI.

	Durée d'émission en minutes			Nombre d'essais
	minimum	maximum	moyenne	
1) Mélange homogène				
Charbon	3	25	14	18
Paraffine	31	75	44	4
Charbon et paraffine	30	50	42	6
2) Accumulation locale de paraffine			73	1

Conclusions.

1) Les Wetter Carbonit A et Wetter Sécurité A ne présentent pas une aptitude spéciale à la déflagration.

Au contact d'un mélange de charbon et d'explosif en combustion, ils n'ont donné la déflagration lente ni à l'air libre (tube d'essai ouvert), ni sous la pression de gaz chauds.

Dans les mêmes conditions expérimentales, les autres explosifs ont déflagré très souvent; les explosifs gélatineux notamment l'ont fait même dans le tube d'essai ouvert.

2) La Wetter Bicarbit A est restée rebelle à la déflagration quelles que fussent les conditions expérimentales.

3) L'addition de substances combustibles (charbon ou paraffine) peut faire déflagrer tous les explosifs, même dans les conditions de confinement

les moins favorables, à l'air libre notamment (tube d'essai ouvert).

La déflagration amorcée dans une cartouche s'étend généralement à la cartouche voisine. Cette propagation n'a cependant pas été observée avec un explosif roche au nitrate ammonique (sans huile explosive) ni avec les explosifs gainés (gaine explosive). Pour ces derniers, l'arrêt de la déflagration s'explique par la présence de Wetter-Bicarbit sur les fonds des cartouches.

Pour conclure, le Dr. Ahrens estime que les détonations irrégulières observées dans les charbonnages sont dues au contact des poussières de charbon avec l'explosif de cartouches détériorées.

Il n'y a plus lieu, dit-il, de prendre en considération l'intervention de la paraffine; des mesures appropriées excluent maintenant la possibilité d'accumulation de cette substance sur ou dans les cartouches.

Epreuve d'aptitude à la transmission en vue du tir au charbon

par le Dr. E. EITZ (6)

Les explosifs Wetter-Carbonit A et Wetter-Sécurité A ont donné lieu lors de tirs en charbon à des ratés de transmission, alors que leur sensibilité révélée par l'essai sur lit de sable paraissait suffisante (7). Pour cette raison, l'auteur s'est attaché à rechercher une épreuve de sensibilité qui corresponde aux conditions du minage en veine; il a donc imaginé de faire détoner l'explosif dans des tubes faits de poussier et grains de charbon gras agglomérés par du ciment.

La charge comportait trois cartouches disposées en file. La cartouche intermédiaire était en contact avec la cartouche initiatrice (celle-ci amorcée d'un détonateur n° 8), mais elle était séparée de la 3^e cartouche par un intervalle.

Cet intervalle était ou libre ou rempli de charbon gras, celui-ci composé de 30 % de poussier et de 70 % de grains de 3 à 4 mm.

Après introduction de la charge, on fermait les extrémités du tube par des bourrages d'argile.

Dans ce mode opératoire, il était donc loisible à l'expérimentateur de faire varier, d'une part, la quantité de charbon interposée entre les cartouches, d'autre part, la résistance du confinement, en modifiant le rapport charbon-ciment du tube.

Etude du tir en tube en charbon ciment. — Cette étude effectuée surtout avec des explosifs du type

Carbonit-Sécurité, a montré que la transmission de la détonation à travers un bouchon de charbon menu n'est guère influencée par le temps de prise du ciment, ni par le calibre des grains de charbon mélangés au ciment.

La longueur de l'interposition de charbon susceptible d'être franchie par la détonation augmente avec la teneur en ciment et avec l'épaisseur du tube, mais elle ne change pas lorsque la longueur des bourrages aux extrémités de la charge passe de 3 à 25 cm ou qu'on augmente la proportion de poussier dans le mélange interposé entre les cartouches.

Comparaison des résultats obtenus pour divers modes de confinement. — On a utilisé :

1) les Wetter Carbonit A, Wetter Sécurité A, Wetter Nobelit B déjà mentionnés dans la communication 13 ;

2) la Wetter Wasagit, explosif de sûreté gélatineux, les Wetter Bicarbit B et Wetter Salit A renfermant 10 et 12 % de nitroglycérine ainsi que des sels inhibiteurs.

Des charges de 3 cartouches de 30 ou 32 mm de diamètre d'explosifs de types divers ont été tirées avec ou sans interposition de charbon et sous bourrage d'argile de 3 cm dans des fourneaux de 40 mm de diamètre constitués par :

- a) un tube de carton de 2 mm d'épaisseur déposé sur du sable ou suspendu ;
- b) un tube d'acier de 2,5 mm d'épaisseur ;
- c) un mortier d'acier ;
- d) un tube de charbon/ciment de 500 mm de longueur, 50 mm d'épaisseur pour lequel le rapport charbon/ciment était, soit 1/1 soit 20/1.

(6) Communication n° 19 de la Station de Dortmund-Derne.

(7) Cet essai consiste à rechercher la distance maximum à laquelle une cartouche peut en faire exploser une autre par influence. Les deux cartouches, dont l'une est amorcée d'un détonateur, sont placées en ligne et non jointives sur un lit de sable.

TABLEAU VII.

Distances de transmission pour différents confinements.

Lit de sable air	Tube carton sur sable air	Tube carton suspendu		Tube acier charbon	Mortier charbon	Tube charbon/ciment	
		air	charbon			1/1 charbon	20/1 charbon
Wetter Wasagit B							
50 3/3	150 3/3	120 3/3	26 3/3				
60 1/2	200 1/2	130 2/3	30 0/3				
80 2/3	300 1/2	140 0/1					
100 0/3	400 0/2	150 0/1		260 2/2	280 1/1	230 2/3	
Wetter Nobelit B (M₁) Lot A							
150 3/3		60 1/1	21 2/2	39 3/3		43 3/3	33 3/3
200 2/3		80 0/1	23 0/1	44 2/4		52 2/3	48 3/6
300 1/2				53 0/3	240 1/1	62 2/3	62 0/3
400 1/1						78 0/3	
500 0/3					240 1/1		
Wetter Nobelit B (M₁) Lot B							
80 3/3	120 3/3	60 2/2	20 2/2			50 3/3	
100 1/2	150 1/2	80 0/1	22 0/1			54 2/3	
120 0/1	200 2/3	120 0/2	30 0/2			80 0/2	
150 0/1	300 1/2						
	400 2/3						
Carbonit Sécurité							
150 5/5	30 5/5	20 3/3	7 2/3	15 5/6		7 4/4	5 4/4
200 4/5	40 1/3	30 1/3	9 3/6	22 3/4		9 5/7	7 1/5
300 2/5	50 0/1	40 0/4		30 0/3		10 1/8	9 0/3
400 3/5	60 2/3		10 1/3	40 0/1		15 3/9	10 1/3
500 3/6	70 1/3		15 1/3	48 1/2			12 1/3
600 1/5	80 0/1		16 0/3	60 0/1	232 1/1		15 0/4
Wetter Bicarbitt A							
400 3/3		50 2/3	3 3/3	8 3/3	13 2/2	4 2/3	4 2/3
500 2/3		60 0/1	5 2/4	9 2/3	18 0/1	7 3/5	7 5/6
600 1/3				10 1/3	26 0/1	9 2/3	9 3/3
800 0/3					35 0/1	10 0/3	10 2/3
Wetter Salit A (Lot A)							
150 3/3		60 3/3	6 1/3	3 3/3		4 3/3	4 3/3
200 1/3		70 0/1	7 0/1	5 2/3		5 0/3	5 1/3
300 2/3			8 0/1	7 2/3		7 0/1	
400 2/3			10 0/1	8 0/3	14 1/1		
500 0/3				10 0/1			
					27 0/1		
					13 0/1		
					35 0/1		
					20 0/1		
Wetter Salit A (Lot B)							
120 2/2	10 2/2					5 2/2	
150 1/2	20 1/2					6 1/2	
200 1/2	30 0/2					8 1/2	
	40 0/2						
	50 1/2						
	60 0/2	60 2/2					
	70 0/2	70 0/2					

Les résultats obtenus sont indiqués au tableau VII dans lequel figurent aussi les résultats de l'épreuve de sensibilité sur lit de sable.

En tête des colonnes sont indiqués le genre de confinement ainsi que la nature du milieu interposé dans la charge (air ou charbon).

Les résultats comportent deux chiffres :

- la longueur en mm de l'intervalle entre cartouches ;
- la fréquence de transmission, c'est-à-dire le rapport entre le nombre de transmissions et le nombre d'essais.

Pour tous les explosifs essayés, sauf pour la Wetter Wasagit B, la distance de transmission dans l'air est plus grande sur le lit de sable que dans le tube en carton.

L'auteur estime que, de tous les essais, le tir en

tube de carton avec intervalle d'air est le moins significatif.

D'abord pour certains explosifs, la détonation franchit des intervalles d'air de longueur bien supérieure à celle d'interpositions de charbon empêchant la transmission (voir 3^e et 4^e colonnes du tableau VII).

De plus, on constate que la transmission à travers un intervalle d'air dépend de la forme des extrémités des cartouches.

Si D est la distance limite de transmission observée avec les cartouches à fonds plats, cette distance devient 3 D ou D/3 suivant que les fonds sont concaves ou convexes. Par contre, s'il y a interposition de charbon, c'est l'inverse qui se produit ; on peut s'en rendre compte par les essais effectués en tubes charbon/ciment et figurant au tableau VIII.

TABLEAU VIII.

Charbon interposé entre les cartouches (en g)	Fréquence de transmission		
	Cartouches du commerce	Cartouches à fonds plats	Cartouches à fonds concaves
7	4/4	3/3	3/3
8	1/5	3/3	1/3
9	0/3	2/3	0/3
10	1/2	3/3	
11	0/2	1/3	

Les essais du tableau VIII ont été réalisés avec des cartouches du commerce ; il est possible que la dispersion de certains résultats soit due à de petites différences de la forme des fonds des cartouches.

Le tube d'acier et le tube ciment/charbon donnent sensiblement les mêmes résultats, sauf pour la Wetter Nobelit B (M₁) et la Wetter Salit A ; ceux-ci ont une meilleure transmission dans les tubes ciment/charbon.

Dans ses conclusions, l'auteur estime que l'essai dans les tubes de ciment-charbon réalise des conditions très proches de celles du tir en veine.

L'accroissement de la proportion de charbon dans la paroi du tube entraîne une réduction du bouchon de charbon qui peut être traversé par la détonation.

La mesure de l'aptitude à la transmission résulte donc de ces deux caractéristiques : proportion de charbon, longueur du bouchon.

Aptitude à la transmission de la détonation

par TAILLANDIER et THOUZEAU (8)

Dans une communication présentée à la VIII^e Conférence internationale (Dortmund-Derne), M. Sartorius avait montré qu'on pouvait faire déflagrer un explosif en le maintenant un certain temps au contact de gaz de détonation.

Il utilisait à cette fin un long mortier d'acier dans

lequel il introduisait deux cartouches. L'une d'elles, amorcée d'un détonateur, était poussée au fond du fourneau ; l'autre était placée près de l'orifice, lequel était fermé ensuite par un bourrage d'argile.

Lorsque l'intervalle entre les deux cartouches dépassait une certaine limite et que la résistance du bourrage était suffisante, la détonation de la première cartouche provoquait la déflagration de la seconde.

(8) Communication n° 36 du Cerchar.

TABLEAU VII.

Distances de transmission pour différents confinements.

Lit de sable air	Tube carton sur sable air	Tube carton suspendu		Tube acier charbon	Mortier charbon	Tube charbon/ciment	
		air	charbon			1/1 charbon	20/1 charbon
Wetter Wasagit B							
50 3/3	150 3/3	120 3/3	26 3/3				
60 1/2	200 1/2	130 2/3	30 0/3				
80 2/3	300 1/2	140 0/1					
100 0/3	400 0/2	150 0/1		260 2/2	280 1/1	230 2/3	
Wetter Nobelit B (M₁) Lot A							
150 3/3		60 1/1	21 2/2	39 3/3		43 3/3	33 3/3
200 2/3		80 0/1	23 0/1	44 2/4		52 2/3	48 3/6
300 1/2				53 0/3	240 1/1	62 2/3	62 0/3
400 1/1						78 0/3	
500 0/3					240 1/1		
Wetter Nobelit B (M₁) Lot B							
80 3/3	120 3/3	60 2/2	20 2/2			50 3/3	
100 1/2	150 1/2	80 0/1	22 0/1			54 2/3	
120 0/1	200 2/3	120 0/2	30 0/2			80 0/2	
150 0/1	300 1/2						
	400 2/3						
Carbonit Sécurité							
150 5/5	30 5/5	20 3/3	7 2/3	15 5/6		7 4/4	5 4/4
200 4/5	40 1/3	30 1/3	9 3/6	22 3/4		9 5/7	7 1/5
300 2/5	50 0/1	40 0/4		30 0/3		10 1/8	9 0/3
400 3/5	60 2/3		10 1/3	40 0/1		15 3/9	10 1/3
500 3/6	70 1/3		15 1/3	48 1/2			12 1/3
600 1/5	80 0/1		16 0/3	60 0/1	232 1/1		15 0/4
Wetter Bicarbit A							
400 3/3		50 2/3	3 3/3	8 3/3	13 2/2	4 2/3	4 2/3
500 2/3		60 0/1	5 2/4	9 2/3	18 0/1	7 3/5	7 5/6
600 1/3				10 1/3	26 0/1	9 2/3	9 3/3
800 0/3					35 0/1	10 0/3	10 2/3
Wetter Salit A (Lot A)							
150 3/3		60 3/3	6 1/3	3 3/3		4 3/3	4 3/3
200 1/3		70 0/1	7 0/1	5 2/3		5 0/3	5 1/3
300 2/3			8 0/1	7 2/3		7 0/1	
400 2/3			10 0/1	8 0/3	14 1/1		
500 0/3				10 0/1			
					27 0/1		
					13 0/1		
					35 0/1		
					20 0/1		
Wetter Salit A (Lot B)							
120 2/2	10 2/2					5 2/2	
150 1/2	20 1/2					6 1/2	
200 1/2	30 0/2					8 1/2	
	40 0/2						
	50 1/2						
	60 0/2	60 2/2					
	70 0/2	70 0/2					

Au mortier, le bourrage entraîne, mais pas toujours, un accroissement de la sensibilité.

Pour l'explosif G.C. 16 (à 12 % de nitroglycérine, 53 % de nitrate ammonique, 44 % de chlorure sodique) par exemple, la distance de transmission n'est guère influencée par la présence d'un bourrage.

Enfin dans les tirs réels, des bouchons de poussières de charbon ou de roche peuvent s'intercaler entre les cartouches et amener des ratés de transmission.

Les auteurs ont observé que la réduction de la distance de transmission, imputable à ces bouchons, était plus grande dans le tir au rocher que dans le tir au mortier.

Les derniers paragraphes de la communication sont consacrés à l'analyse du mécanisme de la transmission.

Les auteurs estiment que l'aptitude à la transmission entre deux cartouches dépend de deux paramètres : le pouvoir « excitateur » de la première cartouche, le pouvoir « récepteur » de la seconde.

Dans un mortier de 2 m, ils ont tiré sans bourrage des explosifs de compositions diverses, les car-

touches excitatrice et réceptrice étant ou non identiques.

Pour une même cartouche réceptrice, ils ont observé que le pouvoir excitateur croît comme le coefficient d'utilisation pratique ou élargissement au bloc de plomb.

Le pouvoir récepteur, lui, dépend uniquement de la nature et de la structure de l'explosif ; il ne paraît pas être lié aux caractéristiques ordinaires telles que vitesse de détonation, puissance, etc.

La distance moyenne de transmission entre cartouches d'explosif de même nature paraît dépendre beaucoup plus de la sensibilité propre (ou pouvoir récepteur) que du pouvoir excitateur.

Dans leurs conclusions, les auteurs soulignent que l'amorçage de la déflagration est subordonné à la réalisation de deux conditions :

- a) un défaut de transmission de la détonation ;
- b) le maintien dans le trou de mine d'une pression et d'une température suffisamment élevées.

Ils estiment que le problème de l'aptitude à la transmission ne peut être résolu par des tirs à air libre, mais bien par des essais en trous de mine réels.

Essai d'une machine de forage, commandée à distance, dans les travaux souterrains du Charbonnage de Gosson-Kessaes

Exposé des résultats

par

MM. WARZEE, del MARMOL et RIJCKEBOSCH

En vue de reconnaître l'allure d'une couche recoupée dans une bacnure, un forage en direction a été effectué dans cette couche, au diamètre de 700 mm et sur 50 mètres de longueur, dans les conditions ci-après exposées.

Téléforeuse.

Cette machine (fig. 1) pour travaux miniers, de prospection ou de génie civil, creuse des trous de 650 à 700 mm de diamètre dans les roches, sans y être accompagnée par un conducteur : sa caractéristique principale est d'être commandée à distance.

Description.

Elle comporte deux parties cylindriques emboîtées avec axe commun et coulissant à la façon d'un télescope.

L'un de ses cylindres renferme le moteur, son réducteur de vitesse et un système cylindre-piston assurant la progression.

L'autre porte des anneaux pneumatiques grâce auxquels il se fixe au terrain.

Débordant de ces deux cylindres, à l'avant, se trouve la tête de forage actionnée par le moteur déjà nommé ; suivie de godets répartiteurs de la matière arrachée, d'une grille cylindrique et d'une roue à alvéoles.

La machine traîne une remorque dans laquelle sont enfermées les soupapes à commande électrique et les divers contrôles.

Partant de la machine et de cette remorque, une botte monobloc contient les tuyaux et câbles d'alimentation et d'évacuation.

Fonctionnement.

La fraise taille et est poussée au terrain par pression d'air ; les produits sont repris par les godets et

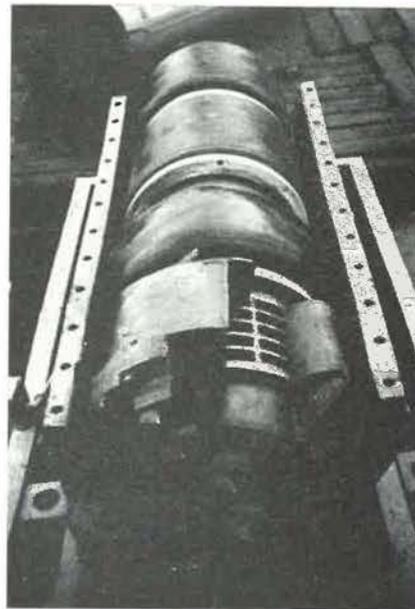


Fig. 1. — Vue de la téléforeuse et de sa remorque.

déversés à travers la grille, dans la roue cellulaire qui les conduit jusqu'à l'orifice d'un tube d'évacuation dans lequel ils sont transportés pneumatiquement jusqu'à la galerie, où se fait le chargement sous un cyclone distributeur.

Les reptations de la machine sont automatiques et réglées pour se produire après chaque forage de 150 mm.

Un poste fixe reçoit les indications lancées par la machine sur les conditions de son fonctionnement, vitesse, puissance, inclinaison, pressions aux divers centres capitaux, nature des terrains abordés, etc.

De ce poste le conducteur fait varier, s'il le désire, la conduite de la machine.

Essai des 17 et 24 mai 1957

La téléforeuse a été mise à l'essai au charbonnage de Gosson-Kessales à Montegnée, dans la veine Malgarnie, en dressant à l'étage 960 m, dans le bouveau sud, à la distance de 1.100 m du puits d'extraction n° 2 (fig. 2).

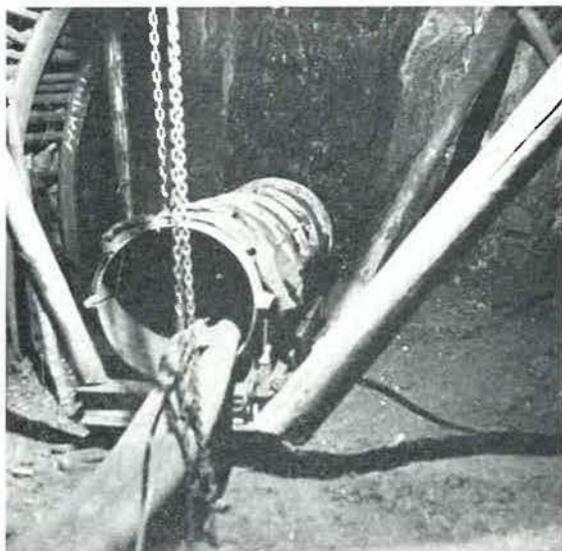


Fig. 2. — Couche Malgarnie, côté ouest.
Vue du tube de lancement et de la botte monobloc.

La composition de cette couche et l'emplacement du trou de forage sont indiqués à la figure 3.

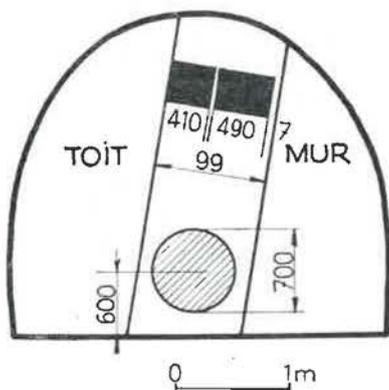


Fig. 3. — Couche Malgarnie côté ouest.
Emplacement du trou de forage.

Les terrains encaissants sont : au toit : des schistes, et au mur : des psammites.

Le charbon est relativement dur avec une laie supérieure qui « rogne » au toit.

On envisageait de conduire le forage, en vue de reconnaissance, jusqu'à 50 mètres, longueur maximum de la botte d'alimentation dont on disposait.

Il était imposé de réaliser le travail de forage sans gêner le trafic ni les travaux entrepris au voisinage et notamment au front de la bacnure.

Dans ce but, des arrêts de 30 à 40 minutes ont donc été organisés et leur total a été défalqué pour chiffrer les temps réels.

Quant aux temps morts (arrêts de 5 minutes et moins), ils sont inclus dans les durées de forage.

L'organisation prévoyait un poste actif par jour.

L'essai a été commencé le jeudi 16 mai, la machine a été introduite dans sa rampe raccordée et amenée à la fin du poste à 6 m de profondeur dans son trou de forage, tous ces travaux étant réalisés en 1 h 30.

Le vendredi 17 mai, il a été foré 22 mètres en 5 h 30, à la vitesse moyenne de 4 mètres/heure.

L'essai a été repris le lundi 20 mai ; il a été foré 22 mètres en 5 h 10, soit à une vitesse moyenne d'avancement de 4,24 m.

Le forage de 50 mètres de trou de 700 mm de diamètre a donc été terminé en 12 h 10 effectives, soit à une vitesse moyenne de 4,10 m par heure environ.

Au départ, une inclinaison de $+2,5^\circ$ dans le plan vertical avait été imposée à la machine et elle devait être portée à $+5^\circ$ après 6 mètres.

Au 8^e mètre elle était de $+6,5^\circ$ et elle a ensuite varié comme l'indique la courbe (fig. 4).

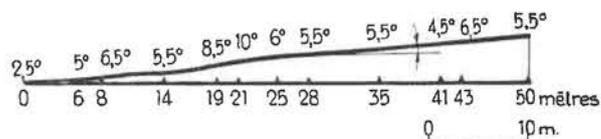


Fig. 4. — Coupe verticale par l'axe du trou foré.

Quant aux déviations dans le plan horizontal, il était entendu qu'elles seraient commandées par les éventuels contacts intempestifs au toit et au mur, ces contacts imposant les remises en charbon.

La figure 5 montre que le dispositif de redressement a fonctionné à la perfection.

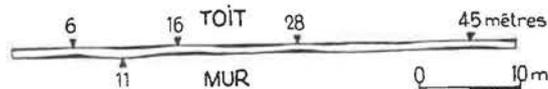


Fig. 5. — Coupe horizontale par l'axe du trou foré.

Le début du trou, sinueux, indique la période de réglage, mais ensuite l'opérateur a pu tâter constamment l'approche du toit et éviter d'y pénétrer brutalement.

Pour ce qui est du réglage à opérer par suite d'une rotation intempestive de la machine autour de son axe longitudinal, il n'a été nécessaire qu'à une seule reprise et pour un angle de rotation n'excédant pas 25° .

Ce réglage a été dû à une chute de pression du réseau jusqu'à 3 kg, alors que les pressions normales sont de 4,5 kg/cm².

Le wattmètre n'a dépassé 2 kW qu'au moment des contacts aux épontes ; à ces périodes, il a atteint 7 kW.

Cette lecture constitue un excellent moyen de contrôle des contacts au terrain.

Il a été chargé au cyclone, 14 berlines de 1800 litres, ce qui correspond aux 26 tonnes que représente un trou de 700 mm de diamètre sur 50 m de longueur.

A titre d'indication, ce tonnage représente un rendement d'environ 3.000 kg par homme/poste, y compris les journées de la mise en place de l'appareil.

En principe, on peut dire que la machine a communiqué au tableau tous les renseignements nécessaires au préposé qui a, d'autre part, été maître de régler la vitesse, la direction, l'inclinaison comme il le désirait.

Etant donné que le moteur électrique n'a atteint à aucun moment la moitié de la puissance dont il est capable et que, d'autre part, la distance n'a aucune influence sur son travail qui serait le même à 100 mètres ou à 150 mètres, on peut espérer que le forage ne sera limité que par l'effort de traction que doit exercer le cylindre à air comprimé pour tirer la botte d'alimentation. Or, à aucun moment,

cet effort n'a demandé plus de 5 kg/cm² de pression sur le piston de poussée.

Si on extrapole, on voit qu'à la distance de 150 m le cylindre demanderait une pression de 15 kg/cm². Le surpresseur étant capable de 20 kg/cm², le forage de 150 m de distance peut être envisagé.

On aurait pu craindre qu'une telle machine de forage produise des poussières en quantité, mais il n'en est rien : l'atmosphère a été normale pendant toute la durée de l'essai.

La botte est approchée de l'orifice du trou par un câble de treuil ; un manoeuvre reconstitue la réserve de mou en ouvrant le robinet du treuil de temps à autre.

La régularité de marche constatée durant tout l'essai permet d'envisager une automatisation plus poussée du fonctionnement, et, de ce fait, de réduire encore le personnel.

La machine est retirée des trous non communicants à l'aide d'un treuil actionnant un câble de traction.

Par suite d'une défectuosité dans la fixation de ce câble à la machine, il n'a pas été possible d'exercer un effort pour l'extraire et elle a dû être récupérée par les moyens traditionnels.

Une visite aux mines de Haute-Bavière

par M. M.

STENUIT

Ingénieur en Chef-Directeur au Corps des Mines

HUBERLAND

Directeur des Travaux au Charbonnage de la Grande Bacnure

RADERMECKER

Directeur des Travaux au siège José des Charbonnages de Wérister.

Comme Inichar l'écrivait très justement dans son bulletin technique n° 55 du mois de décembre 1956 relatif à « l'Exploitation Charbonnière en Haute-Bavière », il faut « voir et étudier les exploitations des gisements pauvres, surtout là où les résultats sont relativement favorables, pour y prendre le maximum de leçons ».

C'est dans cet esprit que les auteurs de la présente note se sont rendus en Haute-Bavière les 18, 19 et 20 décembre 1956, ayant spécialement en vue les possibilités d'exploiter en Belgique, avec rendement et sécurité, des couches minces considérées jusqu'ici comme inexploitable.

Ils ont visité successivement :

- 1) des tailles exploitées par bélier à Peissenberg ;
- 2) une taille dégagée par courroie très basse à brin supérieur porteur à Marienstein ;
- 3) une taille de 400 mètres en couche d'ouverture faible et très variable à Hausham ;
- 4) la mise à terril par camion de 25 tonnes à la Mine de Hausham.

Les gisements de Peissenberg et de Hausham, leur découpe et leur exploitation ont été largement exposés dans le bulletin technique susmentionné d'Inichar.

I. — Le bélier de Peissenberg.

1) *Le bélier ne convient qu'aux couches à charbon dur.*

Il a été inventé à la mine de Peissenberg par M. Heissbauer, Directeur technique, parce que le scraper-rabot et la scie Neuenburg avaient échoué dans les couches dures.

Son fonctionnement et son rendement font appel, comme on le sait, à l'énergie cinétique d'une masse d'acier attachée à une chaîne et bondissant le long

d'un front de taille incliné ; lors de chaque rechute, des cornes d'acier mordent le front.

La dureté du charbon est évaluée suivant la méthode du Steinkohlenbergbauverein d'Essen.

On fore en charbon un trou de 100 à 150 mm de \varnothing et de 1,50 m de longueur, perpendiculaire au front. On introduit, dans ce trou, une tige munie d'un pic-grattoir à son extrémité ; en retirant la barre qui arrache le charbon suivant une génératrice du trou, on lit sur un appareil la mesure de la dureté. Cette opération recommencée sur une série de génératrices permet de mesurer la dureté dans plusieurs directions. La somme des duretés mesurées donne la dureté totale.

Le bélier est utilisé, ici, pour des duretés de 80 à 120, dans 4 tailles sur 12, soit pour 20 % de la production du siège.

2) *Le bélier s'adresse aux couches de faible ouverture.*

Quand l'ouverture dépasse 0,70 m, le bélier frappe au toit et au mur et se déjette d'une façon désordonnée.

Par contre, il peut s'attaquer à des couches de puissance inexploitable par l'homme directement, soit :

a) qu'il enlève, en plus du charbon, la pierre nécessaire pour créer le minimum d'ouverture permettant le soutènement ;

b) qu'il travaille sans soutènement, ainsi qu'on a pu le faire à Peissenberg en couche 22, pendant 16 mois, dans une taille de 28 cm d'ouverture et 80 mètres de hauteur, où personne n'a pénétré et qui a ainsi avancé de 1.200 mètres. S'il y a risque de blocage, on place des dents sous le bélier pour accroître l'ouverture.

On n'utilise qu'un bélier dans une taille sans soutènement.

Qu'il y ait soutènement ou non, toute circulation est interdite pendant le travail du bélier.

3) Le bélier intéresse de préférence les couches à fort pendage.

a) Pour les couches à pendage compris entre 25 et 90°, le problème est résolu par les béliers ordinaires en demi-lune, pesant de 200 à 800 kg. Les auteurs ont vu une taille de 120 m desservie par 2 béliers de 800 kg du type représenté à la figure 1.

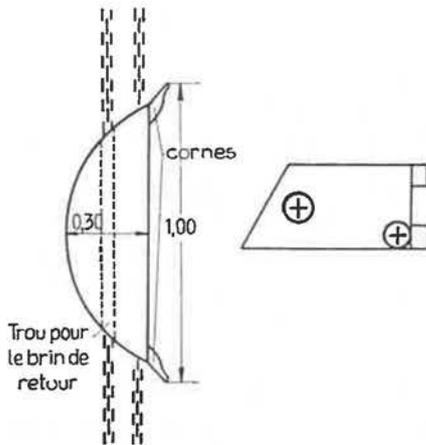


Fig. 1.

La couche avait la composition suivante :

pierres	0,10 m
charbon	0,15 m
pierres	0,10 m
charbon	0,35 m
	<hr/>
	0,70 m

Le mur était régulier, le toit mauvais, l'inclinaison minima de 25°.

Une autre taille, de 90 m de longueur dans une veine de 0,35 m de puissance, était desservie par 2 béliers en série avec dents au mur pour obtenir une ouverture de 0,40—0,50 m qui permette la pose d'un soutènement.

b) Le problème est en voie de solution pour les pendages de 15 à 25° par l'emploi de scrapers-béliers articulés.

Les auteurs ont vu dégager par trois scrapers-béliers en série une taille de 160 m, en pente de 17 à 25° et de 0,40 m d'ouverture,

le scraper-bélier supérieure comportant une unité de 1,50 m,

le scraper-bélier du milieu formé de deux unités articulées,

le scraper-bélier inférieure formé de trois unités articulées,

tous équipés de 2 dents à l'amont et à l'aval et d'une double dent au milieu, proéminente, pour faire une saignée vers le milieu de la couche dont le charbon est particulièrement dur.

Les éléments articulés ont des portillons intermédiaires.

La hauteur du scraper est de 0,20 m ; on remplit 2 berlines de 1000 litres en 3 courses.

Le toit se maintenait jusqu'à 10 m à l'arrière des fronts. Le soutènement suivait les fronts à 1 m-1,25 m, la distance entre piles de bois étant de 1 mètre. Aucun bois n'était cassé.

Il faut attirer cependant l'attention sur le fait que, dans les forts pendages, le vide n'est garanti ni par piles ni par remblais, ce qui implique des conditions très favorables de terrain.

c) Le problème est à l'étude pour les pendages de 0 à 15° par la firme Westfalia qui s'est vu céder le brevet de construction par l'inventeur, M. Heissbauer. Ce dernier estime qu'une solution est possible pour les couches plates.

4) Le bélier exige un bon toit.

C'est évident quand on travaille en couche très mince sans soutènement.

Quand on travaille avec soutènement, le bélier doit avoir 0,80 m d'allée libre entre le front et les derniers étançons. On ne place les nouveaux étançons qu'après enlèvement d'une nouvelle tranche de 0,80 m, ce qui donne 1,60 m sans soutènement.

Il y a donc là une difficulté qui risque de compromettre la réussite dans chaque cas particulier.

Si le toit est quelconque, fréquents éboulements, fréquents blocages.

A Peissenberg, le toit pousse seulement pendant ¼ d'heure après la fin du travail au bélier, puis reste immobile pendant plusieurs heures.

On boise généralement dans les tailles, non pas tant pour le contrôle du toit que pour avoir accès en cas de calage de bélier ou de bris de chaîne.

5) Le bélier demande un mur régulier.

6) Le bélier casse le charbon.

Il le fait moins que le scraper-rabot, mais plus que le marteau-piqueur, et d'autant plus que le charbon est moins dur.

Il suffit de voir revenir au puits les rames de berlines remplies dans les tailles à bélier et celles que l'on a remplies dans les tailles exploitées au marteau-piqueur. Nous ne citons que pour être objectif cet inconvénient du bélier, car il est évident que la suppression des abatteurs et les grands rendements obtenus peuvent compenser largement une granulométrie moins riche.

De plus, si le bélier ne donne pas de gros morceaux, les catégories de 10 mm à 50 mm paraissent bien représentées.

7) *Le bélier permet le travail continu à 3 postes.*

a) S'il s'agit d'une taille avec soutènement, il faut 3 hommes pour l'abatage, et 5 pendant le soutènement, lequel ne demande que 2 1/2 à 4 heures.

b) S'il s'agit d'une taille sans soutènement, il faut 3 hommes pour l'abatage et on avance de 70 mètres par mois.

Le rendement va de 8 à 17 tonnes brutes en moyenne dans les tailles à béliers, soit de 4 à 8 tonnes nettes par chantier.

8) *Le bélier exige peu de personnel, mais un personnel de haute valeur.*

Jeunesse, force, minceur, calme, prudence, intelligence : telles sont les qualités requises, en prévision des opérations de boisage. Les deux boiseurs descendent sur le dos, munis d'un petit pic, et boisent en descendant; deux hommes leur fournissent les bois qu'un 5^e leur passe de la voie de tête. Positions à tout le moins inconfortables dans des ouvertures de 40 cm.

9) *Le bélier est actionné par des treuils à air comprimé.*

M. Heissbauer estime que la commande électrique est possible, mais trouve la commande à air comprimé plus simple et plus souple et il conseille, en tout cas, de commencer l'expérience avec l'air comprimé. Les pointes ne sont pas fortes à cause des grosses masses en mouvement à grande vitesse. Il en déduit que la commande électrique du bélier est plus facile à réaliser que celle du rabot.

Il y a un atelier avec machines-outils dans le fond.

10) *Le bélier coûte cher.*

Il vaut environ 70.000 DM : 2 treuils de 32 ch, 1 chaîne (15/25.000 DM), 4 béliers, soit près de 1 million de francs belges.

En 8 ans, 3 béliers seulement ont été perdus.

11) *Le bélier et la sécurité.*

Le seul moment où le système expose le personnel est celui du soutènement (voir 8 ci-avant). Ce temps est court, peu d'hommes sont exposés et on exige d'eux des qualités physiques et morales élevées. Ils se refusent d'eux-mêmes s'ils ne se sentent pas assez forts.

Peut-on en dire autant avec les méthodes classiques d'abatage ?

Depuis l'invention du bélier, soit en 8 années, la mine de Peissenberg n'a eu à déplorer aucune victime dans les tailles où il est utilisé.

Au cours de la même période, la mine avait dans son ensemble 1 à 3 tués par an. Elle occupe 2.000 ouvriers au fond.

Conclusions.

Le méthode d'abatage par bélier paraît applicable avec le maximum de garanties dans les conditions suivantes :

- 1) toit très bon et pendage compris entre 25° et la verticale ;
- 2) mur régulier ;
- 3) veine dure et ouverture inférieure à 0,70 m ;
- 4) personnel d'élite ;
- 5) signalisation électrique convenable pour régler le synchronisme de traction ;
- 6) téléphone entre la tête et le pied de taille ;
- 7) des pressions d'air comprimé suffisantes et régulières (dans les chantiers visités, la pression atteignait 5 kg/cm² au pied des tailles).

Les conditions optima pour un premier essai pourraient être les suivantes :

- 1) couche supérieure d'un faisceau de couches vierges à toit résistant et mur régulier ;
- 2) pendage 35 à 40° ;
- 3) ouverture 50 cm.

En outre, une condition presque indispensable tant pour la sécurité que pour le succès économique de l'essai, paraît être l'envoi sur place d'une équipe de 5 à 6 hommes conduite par un ingénieur. Cette équipe travaillerait pendant une semaine avec des praticiens éprouvés et ferait son apprentissage de visu et de manu.

Le directeur de la mine a déclaré qu'il serait très heureux de les initier.

Enfin, il semble qu'il y ait lieu, en Belgique, de suivre attentivement les essais qui seront tentés en couches plates en Allemagne, car l'application de ce procédé permettrait de résoudre dans une large mesure le problème de plus en plus aigu du recrutement, particulièrement difficile dans les couches minces.

II. — Le transporteur chenille de Peissenberg.

M. Heissbauer a imaginé et réalisé ce transporteur pour amener les produits d'une voie intermédiaire dans une cheminée à 30° d'inclinaison. Ce transporteur monté sur roues a 60 mètres de longueur. Il est constitué d'une série de châssis articulés (fig. 2).

Un tube creux d'environ 1,5 mètre est fixé à un train de roues. Les tubes creux sont reliés entre eux par une articulation spéciale.

Sur les tubes, sont fixées des cornières très légères qui portent des morceaux de courroie. L'ensemble forme un auget de 60 m de long que l'on remplit au pied d'une taille. Cet auget est tiré par loco de 9 ch jusqu'à la tête d'une cheminée. A la station de vidange, les trains de roues montent sur des rails incurvés placés à des niveaux différents pour provoquer le déversement des produits.

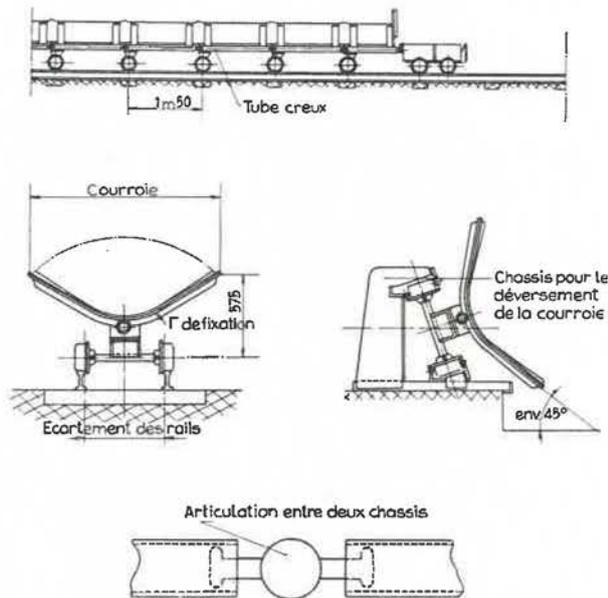


Fig. 2.

Au delà de la cheminée la courroie se remet horizontale.

Tous les 40 cm environ, un plat raidit la courroie dans le sens transversal.

Ce système de transport discontinu permet d'évacuer un tonnage important et doit être plus économique qu'une courroie continue. Il peut franchir des courbes à petit rayon grâce aux articulations.

III. — La courroie surbaissée de Marienstein.

La courroie de M. Gräf était en service depuis 6 semaines dans une taille de 300 m dont elle occupe les 140 m inférieurs, inclinés à 6°. La partie supérieure de la taille inclinée à 26° était équipée d'un ralentisseur à disque.

L'abatage se fait au marteau-pic, dans une couche très irrégulière, comprenant 3 bancs de charbon dont la puissance varie de quelques centimètres à 30 cm. L'ouverture est systématiquement portée à 80 cm, par abatage du toit. Ce dernier est exceptionnellement résistant, en dépit d'une veinette à 60 cm dans le toit.

Le boisage ne requiert que des étançons, sans bèles, distants de 1,40 m. Des piles de bois protègent les havées de travail, mais le foudroyage ne se fait que 20 à 25 m en arrière du front. Des arêtes de remblai de 20 m d'épaisseur, perpendiculaires au front, sont ménagées tous les 80 mètres.

La pierre intercalaire non utilisée dans le fond est traitée à la surface pour la fabrication de ciment (Stinkstein).

Chaque homme/poste dégage une surface de $5 \times 1,40 \text{ m}^2$.

Les rendements sont les suivants :

brut fond : 900 kg
 net fond : 300 kg
 brut chantier : 4 à 5 tonnes.

Le siège extrait 800 tonnes de produits bruts, dont 30 % de charbon à 45 % de matières volatiles. Malgré la fabrique de ciment, cette mine travaille à perte, mais est subsidiée par l'Etat.

Le transport du puits jusqu'à front se fait par locomotive Deutz de 50 ch dans des berlines de 6 à 800 litres, à des vitesses de 40 km/heure, tant pour le personnel que pour les produits.

La forme du transporteur de taille est représentée à la figure 3.

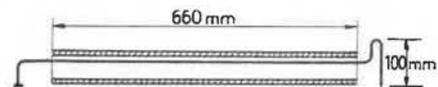


Fig. 3.

La courroie supérieure est le brin porteur. Le rebord de la tôle se place côté remblais. La forme du profil de la tôle est telle que le charbon peut difficilement pénétrer sous la tôle, à condition que le mur soit régulier.

La partie métallique de la courroie est formée d'éléments de 1,40 m, qui se recouvrent peu et sont solidarisés par simples crochets plats sur les flasques latéraux.

La tôle a 4 mm d'épaisseur ; on ne constate aucun échauffement ni aucune usure de la courroie ; un tapis de menus grains et de poussière se forme sous la courroie, sur le mur et sur la tôle.

Sa hauteur est de 0,10 m avec bord raidisseur de 0,16 m ; elle peut être employée jusqu'à 0,35 m d'ouverture.

Le front doit être absolument droit.

La bande a 660 mm de largeur et 6 plis ; elle est constituée par des tronçons de 100 m, agrafés par agrafes Nylos RO 7. Elle est fabriquée par Tretorn (Hambourg), qualité P.V.C. (polyvinyle) incombustible et coûte 70 DM le mètre. La marque P.V.C. est nécessaire pour permettre la vulcanisation.

La bande porte le nom de Schleifband Förderer et le brevet Gräf appartient maintenant à Eickhoff.

L'intérêt de ce transporteur est sa très faible hauteur et son déplacement facile. Dix personnes déplacent un transporteur de 150 mètres en 6 heures.

Coût d'une installation de 150 m environ :

Moteur de 14 ch	5.000 DM.
Courroie (0,70 × 300 m)	21.000 DM.
Tête motrice et relais	7.000 DM.
Poulie de retour	300 DM.
Tôles	7.000 DM.

40.300 DM,
 soit 550.000 FB.

Conclusion.

La bande basse de Marienstein réalise un progrès considérable dans le dégagement des couches extra-minces. Elle doit être comparée, au point de vue de l'allongement des fronts de taille, à la courroie à brin inférieur porteur utilisée à Hausham (voir IV ci-après).

IV. — Longue taille dans une couche en chapelet à Hausham.

La puissance de cette couche varie de 0 à 80 cm; elle est constituée d'un mélange de charbon et de pierres en proportions égales. Le mur et le toit sont de marne compacte (calcaire tendre), par endroits gréseuse. A 1 m-1,50 m au-dessus de la couche existe une veinette de 0,10 m; la pierre intercalaire se débite suivant des cassures en ligne brisée, ce qui rend obligatoire le soutènement complet. Par ailleurs, un banc de grès dans le haut toit de la couche provoquait, avec la méthode des courtes tailles, des coups de toit fréquents.

C'est pourquoi il fut décidé d'exploiter par longues tailles, avec foudroyage dirigé, en dépit de l'allure en chapelet dont les nœuds et les ventres se succèdent rapidement et fréquemment. La longueur de la taille visitée est de 400 m.

A cet effet, on pratique systématiquement une ouverture de 0,80 m à partir du mur, on abat charbon et pierre au marteau-pic, au besoin par pétards en plein poste d'abatage; on boise par cadres montants distants de 1,60 m et on évacue tous les produits au moyen d'une *courroie à brin inférieur porteur*.

La courroie occupe la 2^e havée. Elle est soutenue par de petits châssis indépendants à 3 rouleaux.

Au début et à la fin du poste, le personnel emprunte la courroie qui fonctionne à marche lente. Cette courroie exige un front rigoureusement droit. Chaque ouvrier possède une réglette graduée pour mesurer la distance du bois au transporteur.

Le changement de la courroie et l'avancement des piles de bois se fait en un poste.

Les auteurs n'ont pas vu un seul bois cassé sur toute la longueur du front. Le foudroyage se fait à 2 hèves en arrière des piles de bois. Pendant le poste d'abatage, des foudroyeurs entament les bois pour provoquer le foudroyage à l'arrière.

L'avancement est réglé pour la bonne réussite du foudroyage. Les abatteurs sont répartis de manière à avancer de 0,40 m par poste, soit 0,80 m par jour.

La taille marche depuis 16 mois; elle peut continuer à son allure actuelle pendant 12 ans sans rencontrer d'autres difficultés, estime M. Böhm, le Directeur de la mine.

L'enlèvement des étreintes en couche a fait disparaître les coups de charge observés précédemment dans les montages et tailles de la veine qui se trouve quelques mètres sous la couche.

Le transport dans les voies de chantiers s'effectue sur courroies, que le personnel peut également emprunter. Les lieux de débarquement sont signalés par des cataphotes.

Le transport dans les bouveaux est effectué à grande vitesse par locomotive à air comprimé et wagonnets de 1200 litres.

Les 4 tailles de la mine de Hausham produisent 1600 tonnes nettes par jour, soit 3.700 tonnes brutes. Les pierres sont mises au terril au moyen d'un camion de 25 tonnes dont il est fait mention au chapitre suivant.

Le rendement journalier du fond est de 1473 kg par homme et de 1.062 kg pour l'ensemble fond et surface. Il est à noter que 63 % du personnel de la mine sont occupés dans les tailles, ce qui traduit une concentration très poussée, peu d'entretien et de travaux préparatoires.

V. — Mise à terril de Hausham.

Cette réalisation est remarquable.

Un aérien amène les pierres de la vallée où se trouve le puits d'extraction. Les bennes se déversent automatiquement dans une tour métallique de grande capacité.

Un camion à benne métallique de 25 tonnes vient recevoir les pierres à la trémie sous cette tour pour les déverser au terril.

Deux hommes suffisent pour assurer le déversement de toutes les pierres, soit 1.000 tonnes par poste.

Le camion a 2 essieux tracteurs arrière à roues jumelées et un essieu avant à roues simples.

Les pneus sont de marque Firestone et doivent être remplacés au bout de 2.000 km.

Le camion pèse 15 tonnes à vide.

Avec d'autres pierres que le calcaire de Hausham, qui se maintient en talus à 50° environ, il peut y avoir des risques de dégringolade du camion. L'incident s'est produit une seule fois: il a fallu un caterpillar pour le retirer. Il faut donc un camion de réserve. Si l'on ne peut approcher suffisamment du bord du talus, il faut de la main-d'œuvre supplémentaire pour pousser la crête de déversement.

Avec du schiste, il faut craindre l'embourbement du camion par suite de la pluie et des eaux du lavoir. Une telle masse exige un chemin de roulement absolument stable et compact.

VI. — Caractéristiques des mines de Haute-Bavière.

1) Mines mécanisées au maximum possible pour l'abatage, l'évacuation des produits, le transport, l'extraction et les installations de surface.

2) Mines à nombreuses petites couches de charbon de qualité inférieure:

- a) impropre à la cokéfaction ;
- b) impropre à l'agglomération (trop de soufre) ;
- c) 35 à 45 % de matières volatiles d'où schistification ou barrages d'eau ;
- d) 12 à 15 % de cendres dans le charbon pur ; 80 % dans le schlamm qui est par suite invendable et doit être pompé vers une vallée de déversement ;
- e) 4 à 7 % de soufre d'où fréquents feux souterrains et quartiers isolés. Ce danger, ajouté à celui de l'incendie éventuel d'une bande transporteuse, a généralisé la dotation d'un masque anti-CO à chaque homme ;
- f) pouvoir calorifique très faible, 5 à 5500 calories. Prix moyen : 60 DM.

3) Mines peu grisouteuses à atmosphère souvent écœurante par l'échappement des nombreuses et puissantes locomotives à mazout de 9 à 90 ch, et les émanations des calcaires bitumeux enlevés avec le charbon (stinkstein). Ces calcaires bitumeux sont à l'origine de la fabrication de ciment et chaux annexée à toutes les mines, sauf à Hausham.

4) Beaucoup de poussières, car on ne peut y abattre les poussières par l'eau qui rend la pierre calcaire mauvaise. Toutefois, les poussières, tant du

charbon que du calcaire, sont peu dangereuses pour la santé en raison de leur nature et de leur grosseur ; on ne constate que 1 % à peine de silicotiques.

5) Mines à bon toit. Foudroyage sur piles et étaçons de bois, tenue facile des voies avec cadres de faible profil, distants de 1,20 m à 1,50 m.

6) Mines à bons rendements, grâce à la concentration et aux méthodes employées.

L'exploitation d'un tel bassin ne doit son origine qu'à l'éloignement des gros bassins charbonniers d'Allemagne. Mais elle doit son maintien et ses remarquables résultats à l'esprit chercheur et inventif de ses dirigeants et au climat de collaboration qu'ils entretiennent au sein du personnel.

Les auteurs se plaisent à féliciter ici et à remercier en particulier le Dr. Ludwig, Administrateur-Directeur de la Société Minière de Haute-Bavière ; le Dr. Ibel, Administrateur-Directeur de la Société des mines, usines et salines de Bavière ; le Dr. Heissbauer, Directeur de la mine de Peissenberg ; le Dr. Böhm, Directeur de la mine de Hausham et M. Gräf, Directeur de la mine de Marienstein.

Aspects techniques et humains de la sécurité dans les mines, minières et carrières

par G. LOGELAIN
Inspecteur Général des Mines.

SAMENVATTING

I. — Inleiding.

De opsporing van de oorzaken en omstandigheden der ongevallen vormt de basis van iedere doelmatige voorkomingsactie.

II. — Oorzaken en omstandigheden.

Het blijkt dat steeds het samentreffen van materiële elementen en de mens aan de oorsprong is van ongevallen.

Bij de materiële oorzaken onderscheidt men : de natuurlijke afzettingsvoorwaarden, de machines en het materieel, de organisatie van het werk.

Onder de oorzaken die aan de mens moeten toegeschreven worden dient men de volgende te weerhouden : de fysiologische factoren, de intelligentie en de vakkennis, de psychologische factoren.

Het probleem van de veiligheid is dus complex.

III. — Voorkoming.

Wat werd reeds gedaan ; wat blijft er nog te doen ?

Het volstaat de Mijnreglementen en de Reglementen over de Arbeidsbescherming te doorbladeren om zich een gedacht te vormen van wat reeds gedaan werd op gebied van de technische preventie.

De statistieken bewijzen overigens dat voor wat de ongevallen betreft, onze toestand bevredigend is ten opzichte van de overige kolenvoortbrengende landen, te meer daar onze afzettingen gekend zijn als de moeilijkste van gans de wereld.

Enkele voorbeelden worden gegeven ten einde de bereikte vooruitgang te belichten : springstoffen, mijngas, kolenstof, instortingen.

Hulde wordt gebracht aan de wetenschapsmensen en zoekers die de weg van de vooruitgang toonden.

Inzake de factoren die de mens zelf betreffen werd vooruitgang geboekt op gebied van de gezondheidscontrole, de vakkennis, de vermindering van de inspanning, het onthaal, de psychologische middelen.

IV. — Wat blijft er nog te doen ?

Het voorgaande overzicht geeft een beeld van het vele dat reeds werd bereikt.

Wat blijft er nog te doen ?

Veel, zonder twijfel, want de weg naar de vooruitgang is zonder einde.

Na de tragische ramp te Marcinelle werd het probleem van de veiligheid der mijnwerkers, op aansporing van het Hoog Gezag van de E.G.K.S. aan een grondige studie onderworpen op het internationale plan.

Een bestendig orgaan van de zes regeringen werd opgericht dat voort zal gaan de nodige uitwisseling van inlichtingen te verzekeren en aan de regeringen de toepassing van de meest doelmatige veiligheidsvoorschriften zal voorstellen.

In België hebben wij, sinds de oprichting van de Commissie tot herziening van de mijnreglementen in 1879, nooit opgehouden onze mijnreglementen aan te passen aan de lessen van de ongevallen en aan de vooruitgang van de techniek.

Zonder verpozen bestijgen wij gestatig verder de weg, zonder einde, naar de vooruitgang die we ons uitgestippeld hebben voor de bescherming van de arbeiders.

juli 1957.

RESUME

I. — Introduction.

La recherche des causes et circonstances des accidents constitue la base même de toute politique efficace de prévention.

II. — Causes et circonstances d'accident.

Il apparaît que c'est toujours la conjonction d'éléments matériels et de l'homme qui est à l'origine des accidents.

Parmi les facteurs tenant aux causes matérielles l'on distingue : les conditions naturelles des richesses à exploiter, les machines et le matériel, l'organisation du travail.

Parmi les causes tenant à l'homme, il faut retenir : les facteurs physiologiques, l'intelligence et la connaissance du métier, les facteurs psychologiques.

Le problème de la sécurité est donc complexe.

III. — Prévention.

Qu'a-t-on réalisé jusqu'à présent ; que reste-t-il à faire ?

Il suffit de feuilleter le Code des Mines et le Règlement Général pour la protection du travail pour avoir une idée de l'ampleur de ce qui a déjà été réalisé en matière de prévention technique.

Les statistiques montrent que par rapport aux autres pays charbonniers notre situation est satisfaisante d'autant plus que nos gisements se rangent parmi les plus difficiles à exploiter du monde.

Quelques exemples pour illustrer les progrès réalisés : explosifs, grisou, poussières, éboulements.

Hommage aux savants et chercheurs qui jalonnent la route du Progrès.

Dans le domaine des causes et circonstances tenant à l'homme, des progrès ont été réalisés à propos : du contrôle sanitaire, de la connaissance du métier, de la fatigue, de l'accueil, des moyens psychologiques.

IV. — Que reste-t-il à faire ?

Ce tour d'horizon donne une idée de l'ampleur de ce qui a été réalisé.

Que reste-t-il à faire ?

Beaucoup évidemment, car la route du Progrès n'a pas de fin.

Au lendemain de la tragédie de Marcinelle, le problème de la sécurité des travailleurs des Mines a fait l'objet, à l'initiative de la Haute Autorité de la C.E.C.A., d'une étude approfondie sur le plan international.

Un organe permanent des six gouvernements a notamment été créé qui continuera à assurer les échanges d'informations nécessaires et proposera aux gouvernements l'application des mesures de sécurité les plus efficaces.

En Belgique, nous ne cessons, depuis la création, en 1879, de la Commission de révision des règlements miniers, d'adapter nos règlements aux enseignements des accidents et aux innovations de la technique.

Sans relâche, nous continuerons à gravir la route sans fin du Progrès que nous nous sommes tracée pour assurer la protection des travailleurs.

juillet 1957.

I. — Introduction.

La présente note est le syllabus d'une communication faite par M. Logelain au Congrès international de la Promotion du Travail et des Travailleurs qui s'est tenu à Jambes-Namur du 2 au 5 juillet 1957, à l'occasion du Dixième anniversaire de la fondation du Commissariat Général à la Promotion du Travail et des Comités de propagande pour la sécurité, l'hygiène et l'embellissement des locaux de travail.

* * *

L'étude des aspects techniques et humains de la sécurité nous oblige à pénétrer un domaine particulièrement vaste et complexe dont il est difficile de faire le tour complet en quelques minutes. Aussi, je m'excuse des lacunes inévitables que comporte mon exposé et de son allure parfois un peu schématique.

Le passionnant problème de la sécurité a fait récemment l'objet d'une étude très approfondie de la part de l'Organisation Internationale du Travail. Les résultats en sont consignés dans le remarquable ouvrage que cet organisme a publié à l'intention de la sixième session de la Commission de l'Industrie charbonnière, qui s'est tenue à Istanbul.

La présente communication prend sa source en ordre principal dans cet ouvrage.

Je me propose de partir d'une idée extrêmement simple qui est presque une lapalissade, mais une lapalissade à haut potentiel.

Voici cette idée : La meilleure façon d'être en mesure d'éviter le retour d'un accident consiste à en connaître tout d'abord les causes et circonstances. On peut donc dire que la recherche des causes et circonstances des accidents constitue la base même de toute politique efficace de prévention.

Une petite mise au point s'impose ici à propos de la signification des termes. Il arrive en effet parfois que, dans le domaine des statistiques notamment, on désigne sous le vocable « cause » le ou les derniers faits techniques qui ont immédiatement précédé l'accident ou l'ont provoqué.

Mais, lorsque l'objectif est une politique de prévention, il importe que la recherche des causes et circonstances aille au delà des besoins statistiques.

Il est donc intéressant de pénétrer plus avant dans ce domaine.

* * *

II. — Causes et circonstances d'accident.

Il apparaît que c'est toujours la conjonction d'éléments matériels et de l'homme qui est à l'origine des accidents.

Dans cette perspective, les causes et circonstances peuvent être rangées en deux grandes classes :

les causes et circonstances matérielles ;
les causes et circonstances tenant à l'homme.

A. — Causes matérielles.

Parmi les facteurs tenant aux causes matérielles, nous distinguons tout d'abord :

les conditions naturelles, c'est-à-dire, en ce qui concerne plus particulièrement les mines et les carrières souterraines, celles qui sont liées au fait que le travail s'accomplit sous terre : circulation dans des conduits verticaux, inclinés, horizontaux, absence de lumière naturelle, comportement des terrains, dégagement de gaz dangereux (grisou, anhydride carbonique), poussières, chaleurs, etc...

les machines et le matériel. Il est évident que tout organe mécanique en mouvement peut, dans certaines conditions, être une source de danger. Mais nous verrons plus loin que, contrairement à une opinion souvent exprimée, les progrès de la mécanisation n'ont pas engendré un accroissement parallèle des accidents ;

l'organisation du travail. La façon dont le travail est organisé est un facteur primordial de la sécurité.

À cet égard, les mines et les carrières sont confrontées avec une grande difficulté que l'on ne rencontre pas dans la plupart des autres activités humaines. Cette difficulté réside dans le fait que l'exploitation doit s'accommoder de la façon dont la nature a disposé ses éléments constitutifs, éléments que l'homme a l'audace de pénétrer pour en retirer ceux d'entre eux que, dans sa candeur d'homme, il appelle richesses.

B. — Causes tenant à l'homme.

Venons-en maintenant aux causes tenant à l'homme.

Vous comprendrez aisément que, pour être logique avec moi-même, je devrais dire tout de suite que la première cause d'accident tenant à l'homme est précisément l'audace qu'il a de braver la nature, de produire, fabriquer, construire. En poussant ce raisonnement à la limite, j'arriverais vite à la conclusion que, pour être à l'abri, dans une sécurité totale, l'homme devrait s'abstenir de toute activité et ma communication n'aurait tenu que dans cette seule phrase.

Mais, revenons aux réalités et ne perdons pas de vue qu'en travaillant, l'homme accepte de prendre des risques. À nous d'éliminer les risques inutiles ou trop grands.

Le domaine des causes et circonstances d'accident tenant à l'homme est encore peu exploré. Il ne comporte pratiquement pas de statistiques. Mais il semble bien que ce domaine soit susceptible d'offrir de nouvelles possibilités de prévenir les accidents.

Dès 1949, mon collègue Robert Stenuit, Ingénieur en Chef-Directeur des mines, publiait dans les Annales des Mines de Belgique un aperçu statistique intéressant 40 années d'accidents dans les mines de houille et recommandait l'établissement de statistiques relatives au facteur humain.

Dans son étude susdite, l'O.I.T. a proposé cette question à l'attention des congressistes d'Istanbul. La conférence de Luxembourg sur la sécurité s'en est largement préoccupée elle aussi.

Parmi les facteurs tenant à l'homme, il faut retenir tout particulièrement :

1. — *Les facteurs physiologiques.* — Et tout d'abord l'état de santé. — L'on peut affirmer, tout particulièrement en ce qui concerne le métier de mineur, que l'homme doit être normalement constitué. L'on peut tout aussi valablement affirmer que la maladie, quelle qu'elle soit, enlève au travailleur une partie de sa capacité normale de rendement et affecte la coordination précise et rapide de ses mouvements, ainsi que ses réflexes de défense.

Autre facteur physiologique : le phénomène sociologique de l'alcoolisme, encore assez répandu dans certaines régions.

La fatigue est aussi un facteur d'ordre physiologique à prendre en considération. Les symptômes de la fatigue apparaissent quand l'homme atteint la limite des ressources organiques. Ils ne peuvent être dissipés que par le repos.

2. — *Intelligence et connaissance du métier.* — Il faut se garder de croire que ceux qui ont échoué dans d'autres industries sont toujours capables de devenir mineurs. Le travail de la mine est parmi ceux qu'il est difficile d'automatiser. Il exige une quantité relativement élevée de connaissances personnelles qui présupposent que le travailleur possède une faculté normale de compréhension.

La sécurité du mineur est liée, pour une large part, à sa connaissance du métier.

Selon une étude faite en Allemagne, on observe une élévation considérable des pourcentages d'accidents pour les cinq premières années professionnelles. Il est logique d'en déduire que l'adaptation au métier est un facteur capital dans le domaine de la sécurité. Or, cette adaptation n'est chose faite, dans les mines de charbon, qu'après une période prolongée de travail pratique.

La connaissance du métier est toutefois facilitée par un enseignement théorique et pratique approprié.

Il faut, en plus d'une connaissance du métier, une accoutumance aux conditions particulières qui prévalent dans une mine ou même dans un atelier donné. Il en résulte que l'instabilité de la main-d'œuvre constitue aussi un facteur important d'insécurité.

3. — *Facteurs psychologiques.* — Dans beaucoup d'accidents interviennent l'imprudence, la négligence qui sont fonction du tempérament, du caractère et parfois de la nationalité des individus.

Le lymphatique ne se comportera pas comme le bilieux ou le colérique.

L'homme consciencieux respectera les consignes, tandis que l'astucieux cherchera à les transgresser. Le distrait ne verra pas ce que l'attentif aura perçu.

Les jeunes hommes sont parfois victimes des petits défauts passagers qui leur sont propres : insouciance, étourderie, imprudence, bravade et témérité.

L'absentéisme, par les troubles qu'il occasionne dans l'organisation du travail, est lui aussi une source de danger.

* * *

III. — Prévention.

Ce rapide tour d'horizon montre que le problème de la sécurité est extrêmement complexe et la première question qui vient logiquement à l'esprit est de savoir ce qui a été réalisé jusqu'à présent et, ensuite, ce qui reste à faire en matière de prévention.

A. — Prévention technique.

Examinons tout d'abord la situation au regard des causes et circonstances matérielles, lesquelles relèvent de la prévention technique.

Il suffit de feuilleter le Code des Mines et le Règlement Général pour la protection du travail pour se rendre compte du travail considérable qui a déjà été accompli en matière de prévention technique.

Un rapide coup d'œil sur les statistiques minières nous montre qu'en Belgique le nombre annuel de victimes, rapporté à 10.000 ouvriers occupés, n'a cessé de diminuer depuis un siècle : la moyenne annuelle qui était de 31 tués de 1820 à 1840 est descendue progressivement à 11 en 1910, chiffre relativement réduit, et à peu près stationnaire ou en légère progression depuis lors.

Ce résultat doit être considéré comme un véritable succès si l'on veut bien se souvenir que nos gisements se rangent parmi les plus difficiles à exploiter du monde et que la proportion d'ouvriers tués est plus élevée dans certains pays charbonniers cependant techniquement très évolués comme l'Allemagne et les Etats-Unis.

Rendons ici hommage à tous ceux qui ont pris les grandes initiatives qui jalonnent la route de la sécurité minière : commissions pour l'étude des lampes, commissions du grisou, galeries d'essais et sièges d'expérience, réglementation, recherches et expériences sur les explosifs.

A titre d'exemple : Avant 1884, l'emploi des explosifs, indépendamment des dangers du grisou et

des poussières, entraînait annuellement une proportion d'accidents mortels de 2,9 par 10.000 ouvriers occupés au fond.

La mise en vigueur du Règlement de Police des Mines de 1884 fit tomber ce risque à 0,73 pendant la période décennale suivante. Depuis lors, ce risque n'a cessé de décroître pour tomber à 0,37.

Ce résultat remarquable est dû : à la mise au point des explosifs de sûreté, au perfectionnement du matériel et des procédés de tir et, enfin, aux progrès de la formation professionnelle du personnel et des surveillants.

Les dangers d'éboulement n'ont cessé de constituer, dans tous les pays miniers, le plus grand risque de mort du mineur : de 30 à 40 %, pour le mineur belge. A présent que les ingénieurs sont parvenus à dégager les grandes lois qui régissent les phénomènes de pressions de terrains, ils mettent tous leurs espoirs dans les nouvelles méthodes de soutènement ainsi que dans l'autorembayage, aussi appelé foudroyage dirigé. Cette méthode, combinée avec les tirs d'ébranlement, a donné d'excellents résultats dans l'exploitation des couches à dégagements instantanés de grisou qui s'étaient antérieurement révélées très meurtrières.

Les moyens de lutte contre le grisou se perfectionnent sans cesse et il est permis de dire que l'on dispose à l'heure actuelle d'un arsenal de prescriptions réglementaires et de moyens techniques efficaces.

Au procédé des tirs d'ébranlement que je viens de citer est venu s'ajouter, en ces derniers temps, le captage du grisou.

Actuellement le danger d'explosion des poussières peut être considéré comme considérablement réduit grâce également à l'ensemble de nos prescriptions réglementaires et aux techniques en vigueur. Mais il a fallu la catastrophe de Courrières pour ouvrir les yeux des praticiens et donner l'élan aux mesures préventives.

Les machines et le matériel interviennent de plus en plus largement dans le travail des mines. Il est logique de se demander si l'usage des moyens mécaniques et du matériel moderne a eu pour conséquence une diminution générale de la sécurité du travail.

Dans une note parue en 1955 dans les Annales des Mines de Belgique et intitulée « Mécanisation et sécurité », mon collègue Sténuif réfute, chiffres à l'appui, l'affirmation parfois exprimée et suivant laquelle la mécanisation aurait entraîné un surcroît de danger. Il m'est agréable de constater que l'O.I.T. conclut, à la suite de l'étude générale qu'il a faite de la question, que rien ne permettait de soutenir l'opinion selon laquelle la mécanisation serait nécessairement accompagnée d'une augmentation des accidents.

J'ai rendu hommage tout à l'heure aux savants et aux chercheurs qui jalonnent la route de la sé-

curité. Mais je dois souligner ici que les progrès réalisés en matière de prévention technique, progrès que je n'ai fait d'ailleurs qu'esquisser, ne seraient pas ce qu'ils sont sans :

les ingénieurs du Corps des Mines, ceci en toute modestie mais pour rendre à César ce qui lui appartient, et leurs dévoués collaborateurs, les délégués ouvriers à l'Inspection des Mines qui, tendus vers la recherche de la vérité, déterminent de manière approfondie les causes et circonstances des accidents, travail opiniâtre, délicat et parfois ingrat, qui est à la base même des progrès de la prévention technique, ainsi que je l'ai souligné au début de cet exposé ;

les exploitants eux-mêmes qui, imprégnés de l'esprit de sécurité, prennent d'heureuses initiatives comme l'Institut d'Hygiène des Mines à Hasselt et collaborent avec l'Administration des Mines sur le plan de l'entreprise et dans plusieurs commissions, notamment la Commission de révision des règlements miniers ;

les travailleurs eux-mêmes qui, eux aussi imprégnés de l'esprit de sécurité, collaborent sur les lieux du travail, aux comités de sécurité et d'hygiène, ainsi qu'à la Commission de révision des règlements miniers.

Les ingénieurs du Corps des Mines accomplissent les mêmes devoirs de prévention technique dans les usines métallurgiques et les carrières. Dans ces dernières, ils seront aidés sous peu, grâce à l'heureuse initiative de MM. les Ministres des Affaires Economiques et du Travail et de la Prévoyance Sociale, par un corps d'auxiliaires sortis des rangs des travailleurs, analogue au corps des délégués ouvriers à l'Inspection des Mines.

Il n'est pas superflu d'ajouter que, depuis l'an dernier, tout exploitant de carrière à ciel ouvert est tenu de désigner à l'Ingénieur des Mines un agent responsable de la conduite des travaux, comme cela se fait depuis longtemps dans les mines et les carrières souterraines.

Tandis que les risques d'accident sont ainsi réduits peu à peu, des efforts parallèles améliorent constamment la *salubrité* des lieux de travail. Je n'en parlerai pas ici, désirant rester sur le plan de la sécurité proprement dite.

B. — Prévention sur le plan des facteurs humains.

Nous venons de brosser un tableau d'ensemble de la situation au regard des causes et circonstances matérielles, lesquelles relèvent de la prévention technique.

Voyons à présent ce qui a été réalisé dans le domaine des *causes et circonstances tenant à l'homme*.

Au point de vue *contrôle sanitaire*, les travailleurs des mines, minières et carrières souterraines sont protégés par l'arrêté du Régent du 25 septembre 1947 sur les mesures d'hygiène et de santé des

travailleurs, tandis que les ouvriers des usines et des carrières à ciel ouvert bénéficient de prescriptions analogues contenues dans le Règlement Général pour la protection du Travail.

Au point de vue *intelligence et connaissance du métier*, la situation est en deux mots la suivante dans les mines :

Jusqu'en 1954, l'apprentissage n'était pas systématiquement organisé sur le plan national. J'ai eu personnellement l'occasion de le déplorer à plusieurs reprises, notamment dans différents articles. Aussi, est-ce avec satisfaction que j'ai assisté et collaboré, en 1954, à l'élaboration d'un programme général pour la formation d'apprentis, de mineurs de divers degrés et de techniciens des mines.

L'ensemble est encore à l'état de projet, sauf la première partie concernant l'apprentissage. Sept centres expérimentaux d'apprentissage ont en effet été ouverts depuis septembre 1954. La durée des études est de trois ans, et l'âge d'admission est fixé à 14 ans.

La formation accélérée des nouveaux mineurs adultes est organisée depuis plus longtemps. La période de formation dure 9 mois et vingt et un jours. Des séances théoriques sont prévues pendant les trois premiers mois. A la fin de cette période, les ouvriers reçoivent un diplôme certifiant qu'ils sont aptes à exercer la profession de mineur.

Plusieurs écoles de charbonnage s'occupent de la formation des spécialistes mécaniciens et électromécaniciens du fond.

Une vingtaine d'écoles professionnelles subsidiées par les pouvoirs publics s'occupent de la formation des agents de maîtrise.

Dans les charbonnages, comme aussi dans la sidérurgie, la formation T.W.I. a fait son apparition.

Cette méthode de travail poursuit, comme chacun sait, un double but :

donner au personnel de maîtrise une méthode efficace pour transmettre les ordres et les consignes d'une façon claire et précise ;

permettre la formation rapide des nouveaux ouvriers.

Au chapitre de la *fatigue*, je me bornerai à rappeler que les travailleurs de notre pays bénéficient du régime des 45 heures, de pauses pendant le travail et d'importants congés.

Les charbonnages belges viennent d'instaurer un service d'accueil et ont publié à cet égard, en plusieurs langues, une luxueuse brochure intitulée « Soyez le bienvenu » qui est remise à tout travailleur s'embauchant pour la première fois.

L'accueil a pour but de faciliter l'adaptation du nouveau en palliant les difficultés matérielles et psychologiques qui vont de pair avec tout changement de cadre et de travail.

Il a aussi pour but d'aider à prévenir les conséquences néfastes à la sécurité qui pourraient résulter de l'inexpérience et de l'inadaptation.

Les modalités d'accueil ayant des objectifs surtout psychologiques doivent être clairement distinguées des actions prévues pour assurer l'adaptation au travail et la formation professionnelle.

Quelques mots, enfin, concernant les *moyens psychologiques* de prévention des accidents.

L'amélioration de la sécurité ne peut être obtenue que si chacun prend conscience de sa responsabilité propre en cette matière, dispose de connaissances pratiques pour participer à la prévention et garde la volonté permanente de contribuer à éviter les accidents.

Il paraît donc nécessaire de poursuivre au sein de l'entreprise une action psychologique, principalement éducative, afin de développer et maintenir un climat de sécurité et de donner à chacun les moyens pratiques pour collaborer à la prévention du point de vue humain.

C'est ce que les charbonnages belges ont mis en pratique en organisant avec la collaboration des organisations ouvrières et de l'Association nationale pour la Prévention des accidents du travail, une campagne de prévention psychologique des accidents qui s'est déroulée du 5 au 26 mai simultanément dans tous les charbonnages du pays.

* * *

IV. — Que reste-t-il à faire ?

Le rapide tour d'horizon que nous venons d'achever donne une idée de l'ampleur de ce qui a été réalisé sur le plan de la prévention technique et sur le plan des facteurs humains.

Que reste-t-il à faire ?

Beaucoup évidemment, car la route du Progrès n'a pas de fin.

Intervention de la C.E.C.A.

Au lendemain de la tragédie de Marcinelle, le Conseil spécial de Ministres de la C.E.C.A. décidait, sur proposition de la Haute Autorité, de réunir une Conférence sur la Sécurité dans les Mines de houille ayant pour mandat de faire des propositions en vue de porter au plus haut degré possible la sécurité dans les mines de charbon.

En fait, la conférence eut pour tâche de :

confronter les règles de sécurité en vigueur actuellement en vue de dégager les plus appropriées dans chaque domaine, ainsi que la structure et l'efficacité pratique, quant à l'application des dites règles, de l'organisation des services de sécurité dans les différents pays ;

déterminer les méthodes propres à assurer l'adaptation constante des règlements à l'évolution des techniques et, à cette fin, préparer la création d'un Organe permanent des six Gouvernements sous la présidence de la Haute Autorité, lequel continuera à assurer les échanges d'informations

nécessaires et proposera aux Gouvernements l'application des mesures de sécurité les plus efficaces ;

déterminer les mesures propres à établir un contact permanent entre les centrales de sauvetage dans les divers pays, afin de stimuler les efforts accomplis dans chaque pays, tant en ce qui concerne l'amélioration des moyens qu'en ce qui concerne les méthodes de sauvetage.

La Conférence ne fit pas une étude systématique et exhaustive des problèmes qui lui étaient soumis, étude qui aurait exigé le dépouillement d'une littérature et d'une documentation trop abondante, compte tenu du temps disponible, soit 4 mois. Elle préféra se fonder sur l'expérience acquise par ses membres.

Au terme de ses travaux, la Conférence adopta une série de propositions d'ordre technique et fonctionnel pouvant être classées en trois catégories :

des prescriptions applicables aussi vite que possible ;

des propositions sur lesquelles l'attention des autorités compétentes est attirée ;

et des recommandations.

L'étude des facteurs humains aboutit, elle aussi, à de nombreuses recommandations, dont la simple énumération prendrait déjà beaucoup de temps.

* * *

L'action en Belgique.

Est-il besoin de vous dire que nous n'avons cessé, en Belgique, d'adapter nos règlements aux enseignements des accidents comme aux innovations de la technique, et ce depuis 1879, année où fut créée la Commission chargée de préparer la révision du Règlement de police sur les mines ?

Cette Commission, qui se compose de représentants patronaux et ouvriers et d'ingénieurs du Corps des Mines, fonctionne sans interruption depuis sa création.

Je signalerai, pour mémoire, que, depuis 1950, elle a révisé 5 règlements fondamentaux et préparé une réglementation sur la prévention et la lutte contre les feux et incendies souterrains, ainsi que sur le port d'un masque de protection contre l'oxyde de carbone.

Sans relâche, nous continuerons à gravir la route sans fin du Progrès que nous nous sommes tracée pour assurer la protection des travailleurs.

Juillet 1957

La protection des brûleurs à grisou

par A. WERA,

Directeur-Gérant de la S. A. Cogegaz.

Le grisou extrait dans les charbonnages est utilisé tel quel à des fins industrielles, chauffage de fours, de chaudières, etc., ou converti en gaz domestique à 4.250 kcal.

En Campine, le grisou est utilisé sur place, tandis que, dans le Hainaut, le gaz est collecté et distribué aux industries utilisatrices.

Dans la plupart des cas, la combustion du grisou est réalisée au moyen de brûleurs à grande puissance dont il convient d'assurer la protection, étant donné d'une part l'importance des débits et d'autre part la valeur des installations.

Les incidents les plus fréquents sont :

- 1) Le manque de pression du gaz qui provoque l'extinction des brûleurs, créant ainsi un risque d'explosion lors du réallumage après retour de la pression.
- 2) Le manque d'air de combustion a également pour effet de déterminer une extinction des brûleurs, ce qui, comme dans le cas précédent, peut provoquer une explosion lors du retour de la pression de l'air.
- 3) La chute de la pression de l'air, auquel cas il est nécessaire d'empêcher le gaz d'entrer dans la conduite d'air où il produirait un mélange détonant.
- 4) L'arrêt du ventilateur de tirage qui, en laissant s'accumuler les fumées dans la chambre de combustion et les carneaux, crée un danger d'explosion.
- 5) L'augmentation de la teneur en air dans le grisou aspiré jusqu'à atteindre la limite explosive.
- 6) Enfin, le retour de flamme lors de l'allumage peut propager une onde explosive dans les canalisations.

La figure 1 montre un exemple du dispositif de protection d'un brûleur à grisou.

La pression du gaz est réglée par un régulateur (repère 1 de la figure 1 et fig. 2).

Cet appareil fonctionne d'après le système bien connu, suivant lequel une soupape commandée par une membrane crée la perte de charge nécessaire pour que la pression aval soit constante.

La membrane est chargée d'un poids correspondant à la pression désirée.

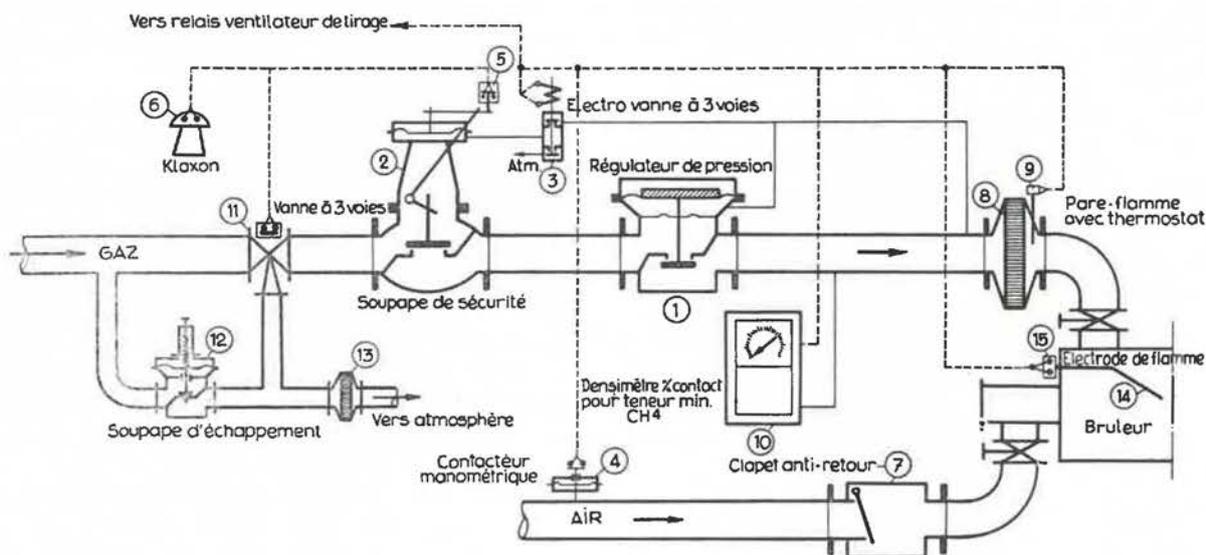


Fig. 1.



Fig. 2.

La soupape de sécurité (repère 2 de la fig. 1 et fig. 3 et 4) a pour but d'obturer rapidement la conduite en cas de manque de pression de gaz.

Elle est du type à clapet sec (fig. 3) ou à cloche



Fig. 3.

avec garde hydraulique (fig. 4). Dans les deux cas, le fonctionnement est le suivant :

Une membrane sollicitée par la pression maintient l'obturateur ouvert par l'intermédiaire d'un système d'articulations.



Fig. 4.

La mise en service doit s'effectuer manuellement après retour de la pression.

La figure 5 montre le détail d'un dispositif de déclenchement suivant lequel la membrane, sollicitée par la pression, commande, par l'intermédiaire d'un levier, un verrou maintenu par un ressort.

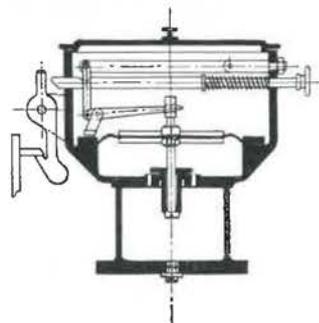


Fig. 5.

En cas de manque de pression, la membrane, en s'affaisant, déplace le levier et libère le verrou qui, sous l'effet du ressort, est lancé sur un corbeau qui bascule et libère ainsi l'obturateur.

La coupure du gaz en cas de *manque d'air de combustion* est obtenue par l'électro vanne à 3 voies (rep. 3) contrôlée par un contacteur manométrique (rep. 4).

L'électro vanne à 3 voies est montée dans la conduite d'impulsion de la soupape de sécurité.

En cas de manque d'air de combustion, le contacteur manométrique ouvre le circuit de l'électro vanne et, de ce fait, la membrane de la soupape de sécurité est mise à l'atmosphère, ce qui provoque sa fermeture.

Un contacteur (rep. 5) monté sur la soupape met en action le klaxon (rep. 6) lors du déclenchement.

La protection en cas de manque d'air est complétée par un clapet (rep. 7) empêchant le passage du gaz dans la conduite d'air.

La bobine de l'électro vanne à 3 voies étant également intercalée dans le circuit du ventilateur de tirage, un arrêt de celui-ci provoque, comme décrit pour l'air, une fermeture de la soupape de sécurité arrêtant ainsi l'arrivée du gaz.

En cas de *retour de flamme*, le pareflamme (rep. 8 de la fig. 1) a pour effet d'empêcher la propagation de la flamme dans la conduite de gaz.

Cet appareil est constitué par un élément pareflamme monté dans un boîtier intercalé dans la conduite.

L'élément pareflamme est constitué par une tôle mince d'acier inoxydable, ondulée et enroulée avec interposition d'une tôle plane, autour d'un axe, de manière à former un disque présentant une multitude de cellules (fig. 6).

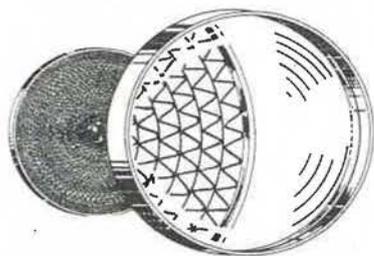


Fig. 6.

Il doit être aisément démontable pour permettre le nettoyage et le contrôle, spécialement après des explosions répétées.

Une autre réalisation du parefflamme consiste en un empilage (fig. 7) de lamelles en acier inoxydable montées avec l'écartement convenant pour le gaz utilisé.

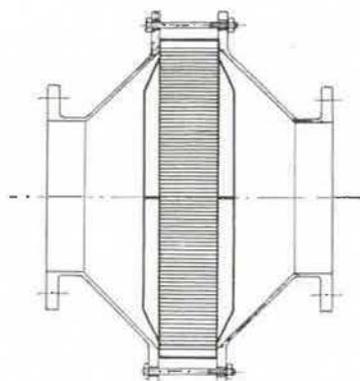


Fig. 7.

Il est utile d'équiper le parefflamme d'un thermostat (rep. 9 de la fig. 1) afin de déclencher l'interruption de l'arrivée du gaz en cas de combustion entretenue à la surface du parefflamme.

En cas d'augmentation anormale de la teneur en air dans le grisou, la protection est obtenue au moyen d'un densimètre, (rep. 10 et fig. 8) qui est équipé d'un relais agissant sur l'électro-vanne à 3 voies lorsque la densité du mélange air-gaz atteint la valeur correspondant à la limite explosive, soit une proportion de 14 % de grisou dans l'air.

L'appareillage est cependant réglé à 50 % afin de répondre aux exigences des règlements en vigueur.

L'installation comprend une vanne à 3 voies (rep. 11) montée dans la conduite d'amenée du gaz au brûleur. Cette vanne met le brûleur à l'atmosphère lors de l'arrêt.

Il est prévu une soupape d'échappement (rep. 12) qui a pour but de permettre l'envoi du gaz à l'atmosphère lorsque, la conduite étant toujours sous pression, la soupape de sécurité se ferme pour les causes énoncées ci-dessus.

La conduite d'échappement à l'atmosphère est également munie d'un parefflamme (rep. 13).

Enfin, une électrode de flamme (rep. 14) avec relais (rep. 15) intercalé dans le circuit de l'électrovanne (rep. 3) provoque la fermeture de la soupape de sécurité en cas d'extinction de la flamme.

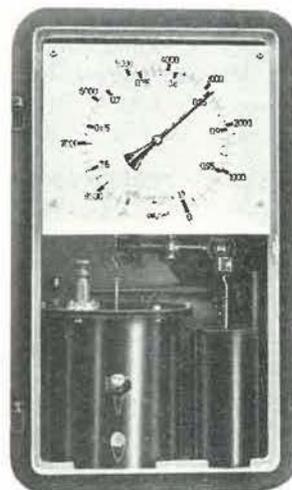


Fig. 8.

Indépendamment des instructions pour la mise en service et l'arrêt des brûleurs, il convient de donner comme consigne au personnel de faire fonctionner les différentes sécurités au moins une fois tous les mois, car, quelle que soit la qualité du matériel utilisé, il est nécessaire de prévoir un entretien et un contrôle permanent afin de réaliser une protection vraiment efficace des installations.

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.*

B. ACCES AU GISEMENT. METHODES D'EXPLOITATION.

IND. B 24

Fiche n° 17.896

Note sur le Bohrwolf.

K. TROESKEN et W. MORAW. Récit des essais de mise au point et des résultats intéressants obtenus. — **Glückauf**, 1957, 31 août, p. 1094/1097, 8 fig.

Description d'une machine à creuser en montant essayée à Bismarck 7 Gelsenkirchen. La machine fore à 1,50 m Ø, pèse 8 t, coûte environ 1.800.000 FF.

Vitesse d'avancement : 1 m/h en moyenne — moteur électrique de 70 kW. Le creusement au diamètre de 1,50 m est précédé d'un forage central de 15 cm Ø, par lequel passent les tiges de traction reliant le Bohrwolf à un vérin hydraulique ou bien un câble de traction relié à un petit treuil.

La tête coupante comprend 3 plateaux tournants portant 5 rouleaux à dents (roller-bits) à 36 pics chacun.

La réaction de rotation de la machine est empêchée par l'appui aux parois des chenilles montées à roues libres.

L'emploi de la machine doit être naturellement précédé du creusement de deux niches, une en haut et une en bas pour loger l'appareillage.

IND. B 31

Fiche n° 19.017

W. TRUEMPELMANN. Das Auffahren von Gesteinsstrecken in nordfranzösischen Steinkohlenbergbau. *Le creusement des galeries au rocher dans les mines de charbon du Nord de la France.* — **Glückauf**, 1957, 20 juillet, p. 902/905, 4 fig.

L'auteur a fait un séjour de plusieurs semaines dans ces mines, spécialement au groupe de Henin-Liétard. Le creusement de nouveaux importants y est urgent par suite du plan de concentration ; les avancements records obtenus sont le fruit d'une bonne organisation : direction responsable et unique pour le groupe de tous les travaux au rocher — excellente organisation avec un planning très poussé — bonne entente avec les directions de sièges — bonne entente dans les équipes, formation des ouvriers qui collaborent aux améliorations — contrôle permanent et stable, bonne organisation des marchés (cf. 16.242 — Q 1120) — pas de tâches secondaires (transport de matériel, placement de conduites d'eau, etc...) — pas d'attente des berlins — haute pression d'air comprimé (5 à 6 atm),

grande vitesse de forage à petit diamètre — accélération du tir par collaboration des ouvriers avec le boute-feu. Soutènement et garnissage de placement rapide. Les cintres ont tous 4,20 m de largeur \times 3,00 m de hauteur (Toussaint-Heintzmann), le garnissage est en tôles de 50 cm de largeur renforcées par des plats. Le chargement se fait uniquement par pelles Eimco 40 et 21. Le forage se fait avec marteaux perforateurs et béquilles Atlas. Le plan de tir utilise des détos à retard et comprend 10 mines de bouchon et 2 mines longues. Les canars ont 600 et parfois 800 mm. Quelques avancements sont renseignés, l'une d'entre elles a réalisé 305 m/mois.

IND. B 72 Fiche n° 19.134
F. OERTGEN. Untersuchungen zum bandaufgehängten Vermessungskreisel. *Recherches sur le compas gyroskopique suspendu par ruban.* — *Bergbauwissenschaften*, 1957, août, p. 231/239, 7 fig.

Les essais entrepris en 1947 à l'Institut de topographie de Clausthal, sous la direction de Rellensmann, en vue de créer un appareil plus précis pour les levés du fond, ont développé jusqu'à présent 3 procédés : 1) sphère flottante stabilisée par une bobine électro-dynamique périphérique, relevé électrique de l'alignement ; 2) idem mais avec relevé optique ; 3) sphère suspendue dans le fluide au moyen de rubans avec relevé optique. La solution 2) est utilisée presque journellement à l'heure actuelle ; elle a cependant deux inconvénients : la précision est influencée par les variations de température, en outre, par suite de causes non complètement déterminées, il y a une déviation systématique dont il faut tenir compte. La solution 3) vient de faire l'objet d'une étude très poussée dont les résultats sont exposés en détail : influence de la position de torsion nulle sur les lectures — influence de l'échauffement des bandes — comparaison de 3 matériaux pour leur réalisation : l'argent, l'acier Sandwick et un alliage cuivre-béryllium : les 2 derniers conviennent le mieux — échange de température avec l'atmosphère — léger avantage pour l'emploi d'hélium au lieu d'air — influence de la latitude sur les levés — avantage des bandes pour réduire les oscillations.

Des levés de contrôle ont été effectués à Boliden où l'on trouve une différence entre l'alignement du fond et de la surface de 90 centièmes de centigrades et à Kiruna où, par suite des conditions difficiles, on a 1,59°. En moyenne, on a une erreur de $\pm 50^{\text{oo}}$.

C. ABATAGE ET CHARGEMENT.

IND. C 40 Fiche n° 19.101
C. HORNSBY. Thin seam mining in West Durham. *Exploitation des couches minces dans le Durham-Ouest.* — *Colliery Guardian*, 1957, 29 août, p. 278/280.

L'exploitation des couches minces n'est pas plus difficile que celle des couches épaisses, mais on y

trouve des problèmes différents. L'auteur examine quelques-uns de ceux-ci.

Pour produire une même production dans une couche de 50 cm avec un avancement égal, il faut évidemment 3 fois plus de longueur de tailles et donc de chantiers ; cette dispersion demande d'abaisser la responsabilité jusqu'au surveillant. Le plus grand nombre de chantiers demande une plus grande mise de fond et un planning plus poussé pour économiser la main d'œuvre spécialement au transport et au creusement des galeries, l'entretien est aussi plus dispersé (bien que souvent moins important ; note du traducteur), les équipements doivent donc être plus importants quand on les rapporte à la tonne extraite, la production dépend beaucoup plus des travaux à la pierre.

L'auteur esquisse les raisons qui rendent la mécanisation plus impérative : seul le chargement mécanisé peut accroître le rendement ; les différences de prix à la berline deviennent ainsi moins importantes, certaines couches autrement inexploitablement peuvent être récupérées, on peut économiser un poste d'abatage rendant ainsi l'exploitation plus souple et régulière.

Enfin avant de mécaniser, il faut considérer que : les résultats en couche mince n'atteindront pas ceux en couches épaisses — la machine doit être appropriée à l'ouverture — le transport et le creusement doivent marcher de pair — il n'y a plus de pointes de débit : le transport doit donc tenir compte de ce fait : courroie arrêtée = production perdue — les machines ne produisent que grâce à une surveillance sans répit.

IND. C 4220, C 4221 et C 4224 Fiche n° 19.138
J. DIXON. Thin seam mining-scrappers and coal ploughs. *Exploitations en couches minces : scrapers et rabots.* — *Colliery Guardian*, 1957, 5 septembre, p. 305/307.

Les couches minces impliquent des galeries en couche plus petites, des longueurs de tailles ne dépassant pas 145 m ; pour un avancement de 1,35 m, on recueille 120 t dans 45 cm. La mécanisation totale de l'abatage nécessite un matériel compact, pas trop coûteux. Scraper et rabot ont l'avantage d'une exploitation non cyclique.

I. — *Taille double* de 145 m dans une couche de 60 cm avec scraper Haarmann, treuil électrique de 165 ch, 2 câbles de 38 mm dans la voie centrale à l'entrée du chantier, le câble fait le tour des galeries extérieures, il y a 2 poulies d'angle fixes de 1,35 m et des châssis en extrémité de taille avec poulies avançables de 75 cm ; 4 bacs dans chaque aile de taille, les premiers ont : 3,20 \times 83 \times 36 cm de hauteur, les autres sont plus courts : 2,70 m. Les courses des bacs se redoublent pour permettre la reprise de la charge, ce qui se fait par panneaux oscillants dans un sens. Soutènement Schwarz,

bêles parallèles au front. Guides des bacs avancés par poussoirs. Production : 160 t/j ; personnel : 39 h. Conditions nécessaires : bon toit et surtout bon mur.

II. — *Taille simple* de 145 m dans une couche de 90 cm avec rabot. Treuil de 50 ch à air comprimé dans le retour d'air, treuil électrique de rappel de 15 ch dans l'entrée d'air. Convoyeur blindé Beien. Le rabot abat dans un sens et charge dans l'autre. Il y a 4 couteaux de préhavage dont 1 à 30 cm au-dessus du mur ; une saignée de 10 cm de profondeur sur 5 de largeur, les 3 autres coupent chacune 5 cm plus profondément pour atteindre 25 cm. Derrière, vient un soc d'abatage de 30 cm de haut coupant au-dessus du préhavage et enfin 3 lames abattent le pli de fond. Vitesse de coupe : 5,50 m/minute. Vitesse de retour : 11 m/minute. Soutènement : étaçons Schwarz, bêles articulées G. H. H. Avancement journalier : 1,30 m. Production : 220 t ; personnel 52 h. Le rabot statique demande seulement que le charbon se détache bien du toit et que le mur soit bon.

D. PRESSIONS ET MOUVEMENTS DE TERRAINS. SOUTÈNEMENT.

IND. D 1 et D 222

Fiche n° 19.004

L. OBERT. Comparaison des propriétés physiques des roches déterminées au laboratoire et in situ. — *Revue de l'Industrie Minière*, 1957, juillet, p. 644/650, 4 fig.

Le laboratoire de physique appliquée du Bureau of Mines a récemment contrôlé l'accord entre ces propriétés physiques, par les méthodes ci-après :

1) Comparaison des contraintes en galeries et sur éprouvettes ; 2) Creusement de chambre expérimentale dans le terrain, d'abord très petite, elle est équipée pour la mesure des déformations, puis progressivement agrandie. La contrainte maximum calculée est comparée avec la résistance de la roche en laboratoire ; 3) Dans une roche stratifiée, on creuse une chambre de la dimension des galeries et on l'équipe pour la mesure des déformations ; on injecte alors de l'air comprimé dans une fissure ouverte dans le toit : on augmente la pression jusqu'à provoquer la rupture ; cela équivaut à un essai des propriétés physiques in situ. Exposé des formules théoriques d'élasticité. Les résultats des recherches montrent que la valeur, déterminée au laboratoire, de la résistance à la compression correspond à celle trouvée in situ. Il en va de même pour la résistance à la flexion ; par contre, la mesure du module de Young dans les terrains donne des valeurs nettement divergentes variant du simple au décuple.

IND. D 231 et A 45

Fiche n° 19.012

F. MAINZER. Seismische Untersuchungen zur Gebirgsschlagforschung im Ausland. *Etudes sismiques étrangères pour les recherches sur les coups de terrains.* — *Glückauf*, 1956, 31 mars, p. 414/420.

La vitesse de propagation d'une vibration longitudinale dans le sol est fonction de son état de tension $V^2 = c (E/d)$ ($c =$ constante ; $E =$ module d'élasticité ; $d =$ densité) ; Heinrich avait déjà préconisé la méthode en 1932, mais il se bornait à des valeurs relatives. Le Bureau of Mines a, par la suite, entrepris l'étude des pressions absolues. On a constaté que la vitesse du son augmente avec la pression et d'autant mieux qu'elle est plus faible. La température a aussi une action non uniforme (décroit avec son élévation). L'humidité s'oppose à l'accroissement de la vitesse. La détermination des tensions reste quelque chose de difficile. En 1952, on a effectué des mesures de vitesse du son à basse fréquence qui ont fourni l'ordre de grandeur du coefficient d'élasticité et de Poisson. Le N.C.B. a également étudié la question. En résumé, les résultats sont peu nets. Etude des bruits naturels du terrain : elle repose sur un principe de microsismique. Des essais ont été faits en laboratoire et au fond. Par l'observation empirique dans une mine métallique, Obert et Duval ont énoncé le critère : « si le nombre de bruits fait plus que doubler en 24 h, il faut s'attendre à un coup de terrain ». En fait, sur 9 coups observés, 2 n'ont rien annoncé. En résumé : vitesse du son et microsismes n'ont pas fourni de moyen efficace pour apprécier les coups de terrain avec assez de précision.

IND. D 232, B 31 et D 73

Fiche n° 19.139

G. KUNERT. Eine bemerkenswerte Störungsdurchörterung. *Une traversée de dérangement remarquable.* — *Bergbau Rundschau*, 1957, août, p. 439/446, 8 fig.

Il s'agit d'une faille diagonale qui traverse la concession Emil Mayrisch à environ 800 m des puits : pendage : 75 à 80° au S-W ; épaisseur : 3 à 20 m ; rejet vertical : 33 m. Comme elle s'accompagne d'une venue d'eau, la traversée antérieure aux niveaux de 610 et 710 m avait déjà donné lieu à des travaux spéciaux dont l'ordre chronologique est rappelé (du 16/2/1950 au 26/9/1952). L'article concerne plus spécialement les travaux qui ont été exécutés pour la traversée au niveau de 860 m.

Arrivé à une trentaine de mètres de la faille, on a eu des poussées importantes, la section (garnie de cintres TH) a été ramenée de 15 à 10 m², malgré cela, les cintres se tordaient et, après une quinzaine de mètres, la section était réduite à 2 m². La section a été recarrée et garnie de cintres complets TH de 2 × 36 kg/m, espacés de 33 cm. Pendant ce recarrage, il s'est produit une venue de

800 à 1.000 l d'eau/minute qui, le lendemain, était réduite à 80 l/minute, mais 13 jours après, nouvelles venues accompagnées de boue. Des galeries dérivées un peu en arrière à gauche et à droite n'eurent pas plus de succès ; finalement, on a repris une dérivation à droite, 150 m en arrière, marchant perpendiculairement à la faille, avec une couronne de sondages ; à la traversée de la faille, on a disposé un cuvelage complet renforcé par un garnissage intérieur en claveaux ; section utile restante : 2 m de diamètre. Ces travaux ont entraîné le creusement de 2128 m de sondages avec injection de ciment. Le coût du travail s'élève à 2,185 millions de D.M.

IND. D 32 et D 62

Fiche n° 19.015

W. SCHAEFER. Die Tragfähigkeit von Stahlprofilen und ihre wirtschaftliche Verwendung für den Streckenausbau. *Force portante des profilés et leur emploi économique pour le soutènement des galeries.* — Glückauf, 1957, 20 juillet, p. 877/896, 34 fig.

Statistique du développement de l'emploi des profilés en Allemagne de l'Ouest. Il a comme concurrents le bois, de vie plus courte, et les rails de chemin de fer usagés ; contre ces derniers, ils ont l'avantage d'une forme mieux étudiée, plus légère et plus résistante ; ces derniers temps, à ce point de vue, de notables progrès ont été réalisés. Il n'y a pas de raison connue dans les installations de surface de s'arrêter à la limite d'élasticité (DIN 1021) et, à d'aussi grands coefficients de sécurité, la roche cède quand même sous la réaction. On admet d'aller jusqu'à la déformation, les matériaux doivent donc être comparés par leurs caractéristiques dans le domaine plastique : la charge de fluage est de 15 à 40 % plus élevée que la limite élastique suivant l'origine. Pour comparer différents profils, le moment résistant ne suffit plus, il faut tenir compte de la résistance à la flexion : $T = mW_x$ où W_x est le moment de résistance et m , le facteur de flexion. D'après les résultats de recherches (350 essais), la plus haute charge admissible = $W_x (m + \frac{6b - 6s}{6s})$ où $6s$ est la li-

mite élastique ordinaire et $6b$ celle à la flexion. Pour les profils très cintrés, la résistance admissible diminue. Un tableau des valeurs admissibles pour les projets est donné pour les aciers : St 37, St 54, acier normalisé et acier amélioré. Cette année a vu le développement d'un grand nombre de qualités nouvelles d'acier pour le soutènement : acier au carbone, au Mn, acier demi-dur traité, etc... (35 sont signalées jusqu'à présent) ; on peut réaliser une économie de poids de 50 % et de prix de 30 %, la limite élastique peut atteindre 60 kg/mm². Les aciers à haute résistance (plus de 70 kg/mm²) ne sont pas économiques.

IND. D 50 et J 24

Fiche n° 10.058^{II}

J. GREENSMITH. The dirt problem in british coal mines. *Le problème des terres dans les mines de charbon anglaises.* — Colliery Guardian, 1957, 15 août, p. 191/195.

Méthodes pour solutionner le problème des pierres. Tout d'abord, il diffère d'un gisement à l'autre : les charbons pour la distillation et la cokéfaction doivent être particulièrement propres, c'est le cas de la division N-E. Au contraire, dans les centrales à vapeur, c'est plutôt la régularité que l'on recherche, la teneur en cendres peut être plus élevée. Terres des travaux préparatoires : elles peuvent croître en telle proportion que leur évacuation par le puits gêne l'extraction. Ce fut le cas à Kilnhurst où, sur 100 t/j de pierres produites, le puits ne pouvait en évacuer que 40, les autres furent envoyées dans de vieux chantiers et déversées dans les galeries principales par remblayage mécanique avec une équipe de 2 hommes. Terres des recarriages : 2 points à considérer : 1) la disposition des travaux pour réduire le nombre de galeries ; à ce point de vue, l'emploi du convoyeur blindé est d'un grand intérêt ; 2) la remise des terres en taille : le scraper et la remblayeuse pneumatique sont utilisables suivant le cas, 4 exemples sont cités dont un en Belgique ; l'intérêt du boulonnage n'est pas non plus à mépriser.

Terres des tailles : 1) pierres des bosseyements : leur remise en taille se fait le mieux par scraper ; 142 tailles dans la division utilisent déjà le procédé (il gagne à être connu) ; 2) terres du toit, en petites couches : l'ouvrier y trouve un double bénéfice, plus forte production et indemnité pour coupage du toit ; on peut y remédier par divers artifices : front dégagé — mince laie de charbon laissée au toit s'il est trop friable — boulonnage dans les loges de départ — soutènement marchant ; 3) intercalations : les jeteuses de havrit sont très utiles pour une sûre élimination. Le havage dans le mur des haveuses doit être évité autant que possible. Discussion assez dilatoire.

IND. D 53 et E 47

Fiche n° 19.084

W. GOOSSENS. Erfahrungen mit dem Abwärtsfördern von Bergen in einem Hauptschacht der Zeche Friedrich Heinrich. *Expériences de la descente des pierres dans un puits d'extraction de la mine Friedrich Heinrich.* — Glückauf, 1957, 17 août, p. 1009/1013, 11 fig.

La mine Friedrich Heinrich extrait, des 29 km² (environ) en exploitation de sa concession, un tonnage journalier de 7500 t. Elle dispose à cette fin de 3 puits de 6,10 m de diamètre utile : 1 et 2 d'entrée d'air et n° 3 de retour. Pour porter l'extraction à 10.000 t/jour on a commencé le creusement d'un 4^e puits à 6 km des autres. L'étage de 350 est en voie d'épuisement, l'extraction se fait par cage au

puits 2. L'extraction principale est au niveau de 600 m et se fait par skips au puits 1. Le transport des pierres de remblayage devant se faire à 3 km de distance, on a décidé de le réaliser par transport au niveau de 600 m en berlines de 3000 l. Le puits n° 3 n'étant creusé que jusqu'au niveau de 350 m, les pierres pouvaient facilement y descendre en tuyauterie et de là être conduites au puits n° 2 pour y descendre également par gravité sous le niveau d'extraction. Cette solution n'a pas donné de bons résultats : les pierres se brisaient fortement dans les gradins, donnaient lieu à des ancrages et ne convenaient plus pour le remblayage pneumatique (dimensions trop faibles pour y remédier) ; on fait descendre le charbon par un puits intérieur du niveau de 350 jusqu'à 600 m. Le puits n° 2 étant ainsi libéré, on y fait descendre les pierres au moyen d'un skip spécial de 5,40 m³ installé dans un des compartiments du puits : la machine d'extraction, qui est encore à vapeur, fonctionne ainsi en compresseur. Le contenu du skip est déversé au niveau de 350 m dans un silo et les pierres sont reprises par bande pour déversement en trémie régulatrice et de là en berlines.

E. TRANSPORTS SOUTERRAINS.

IND. E 130

Fiche n° 19.098

H. DUNN. The economics of new types of roadway conveyors. *Les caractéristiques économiques des nouveaux types de convoyeurs pour galeries.* — *Colliery Guardian*, 1957, 29 août, p. 249/256.

Il s'agit des convoyeurs à écaillés qu'on réalise maintenant en largeurs de 540 mm à 1 m et en longueurs de 20 à 2000 m et des pentes pouvant atteindre $\pm 22^\circ$ et des débits de 450 t/h des firmes Demag, Hauhinco, Eickhoff, G.H.H., R. Sutcliffe et B. Diamond ; ainsi que des convoyeurs à câbles de la Cable Belts Ltd dont 18 sont en service et 6 en projet (cf f. 12.684 — E 1332).

L'étude économique et comparative a porté sur des installations en service : 33 à écaillés, 9 à câbles et 7 à bande ordinaire. Quatre éléments principaux ont été considérés : immobilisations (amortissement et intérêt) — main d'œuvre en service — entretien (main d'œuvre et matière) — coût de l'énergie. Des détails sont donnés sur les hypothèses admises : amortissement 12,5 %, intérêt 2,5 %, frais d'installation négligés, on suppose un homme à chaque point de relais etc...

Une série de 5 tableaux donne : 1) Coût d'installation et charges par ch pour le treuil et par yard de convoyeur pour les 3 types ; 2) Coût total dérivé pour un convoyeur de 500 yards et deux tonnages choisis de 500 et 1000 t/poste ; 3) Dépenses en service comparées entre le convoyeur classique et celui à tablettes pour des longueurs de 500, 1000

et 2000 yards, pente nulle ou de $\pm 14^\circ$; 4) Idem pour la comparaison entre le convoyeur à câble et le convoyeur ordinaire ; 5) Tableau donnant les suppléments de dépenses en service, exprimés en %, applicables respectivement : au convoyeur à écaillés anglais, importé (allemand) et au convoyeur à câbles (celui-ci a des pourcentages négatifs en grande longueur et forte pente. Le convoyeur à écaillés est toujours plus cher (+ 25 à + 65 %).

Dans la discussion, on signale qu'un accroc au convoyeur à écaillés peut amener un arrêt total de 48 heures.

IND. E 23

Fiche n° 19.085

H. FAUSER. Der Fahrwiderstand von Förderwagen im Zugverband unter Tage. *La résistance au roulement des berlines dans les convois du fond.* — *Glückauf*, 1957, 17 août, p. 1014/1027, 17 fig.

Dans chacune des mines qui se sont intéressées à cette recherche (la première réalisée au fond), on a équipé une berline vide ordinaire où l'auteur s'est lui-même installé avec son appareillage, protégé contre les chocs par des joints en éponge de caoutchouc et des suspensions à ressort métallique ; des mains courantes étaient soudées au fond de la berline pour se tenir en cas de déraillement.

La berline était accrochée derrière la locomotive et l'appareillage comportait un enregistreur de vitesse et un dynamomètre hydraulique enregistreur. L'auteur a ainsi effectué au total 1500 km. Il a découvert une loi de la résistance au roulement différente des formules classiques. On a : $F = F_0 + av$ où F est la résistance au roulement, F_0 une valeur constante ; a un facteur dépendant de la charge et du type de berline ; v est la vitesse. Ainsi pour une berline de 900 à 1200 l du type normalisé (à roulements coniques) $F^k/\text{litre} = 4,1 \pm 0,5 + 0,55 v$ pour la berline vide de 630 K et $F^k/K = 6,2 \pm 0,75 + 1,2 v$ pour la berline chargée.

Le trajet est supposé rectiligne et horizontal. Les facteurs sont différents pour les grandes berlines et pour les berlines sur roulements à rouleaux. Etude de la résistance des locomotives. Diagrammes en fonction de la vitesse.

IND. E 46

Fiche n° 19.131

H. KLAGES. Beiträge zur Ausbildung von Wagenumläufen auf Hängelbänken. *Contribution au perfectionnement des circuits de berlines aux recettes.* — *Bergfreiheit*, 1957, juillet, p. 309/318, 15 fig.

L'auteur expose d'abord le fonctionnement des recettes anglaises moderne de 2 types (cf f. 16.821 — E 46) où tout raillage est éliminé. Dans l'un de ces types, il y a un transbordeur de chaque côté de la recette conduisant au même culbuteur, dans l'autre, plus rapide, les transbordeurs sont remplacés par deux culbuteurs roulants. L'auteur étudie le moyen d'adapter ces solutions idéales pour faible

profondeur au cas des mines allemandes profondes où les cages sont nécessairement à plusieurs paliers.

Pour correspondre au premier type, il remplace les transbordeurs par des convoyeurs à berlines où le brin supérieur a des logements pour 6 ou 7 berlines et où le brin inférieur retourne à vide : après décaement d'un palier de cage, les convoyeurs avancent d'une place et une berline est culbutée.

Pour correspondre au second type, il dispose de chaque côté du puits une noria (ou un ascenseur) à culbuteurs : après décaement d'un palier, la noria (ou l'ascenseur) descend d'un échelon (du côté plein), diverses réalisations sont d'ailleurs possibles : culbuteurs à 2 berlines (en Z), décaement simultané des paliers d'une cage.

L'exposé dépasse le stade du simple schéma théorique, il traite de la manutention des pierres etc...

IND. E 53

Fiche n° 19.125

R. GUENTHER, Förderkorbtelefonie. *Téléphones pour cages d'extraction*. — *Schlägel und Eisen*, 1957, juillet, p. 469/472, 6 fig.

Inconvénients de l'ancienne signalisation par cordons de sonnette, surtout à grande profondeur — Principe de la téléphonie à partir de la cage par le circuit du câble d'extraction : dans la cage, haut-parleur et microphone reliés d'une part au câble d'extraction et d'autre part au câble d'équilibre isolé électriquement ; à la recette, bobine transformatrice embrassant un des brins de câble et reliée au haut-parleur et microphone du machiniste.

Réalisation moderne : amplificateurs à transistors, haut-parleurs à haut rendement acoustique (0,4 W), bande de fréquence peu influencée par le bruit du fond, isolements soignés et étanchéité aux poussières. Matériel antigrisouteux correspondant aux exigences administratives.

F. AERAGE. ECLAIRAGE.

HYGIENE DU FOND.

IND. F 120

Fiche n° 19.107

X. Zur Frage der willkürlichen Umkehr des Wetterstromes bei Ausbruch eines Grubenbrandes. *La question du renversement accidentel de la ventilation lors d'un incendie au fond*. — *Bergbautechnik*, 1957, août, p. 439/440.

Pour estimer le danger de renversement de la ventilation dans la mine, on peut, à titre indicatif, rechercher la température du vent dans l'hypothèse supposée et comparer la dépression produite à la dépression existante.

Par exemple, dans une galerie à aérage descendant où se produit un incendie ou encore, à l'entrée de laquelle, ou pas loin de là se produit l'incendie, il se produit une dépression qui combat la ventilation. Plus la différence de niveau est grande, à température égale, et plus grande sera la dépres-

sion. A grande distance, il faut tenir compte de l'action refroidissante de la roche, sa mesure — $\Delta t/\Delta t_0$ où Δt = la différence de température entre l'atmosphère du point envisagé et la roche du même point.

Δt_0 = la différence de température entre l'incendie et la roche au même endroit.

Un diagramme est donné en fonction de la vitesse de l'air et de la distance. Pour la température du feu, on a souvent plus de 1000°. Avec une vitesse de 2 m/sec à 200 m de distance $\Delta t/\Delta t_0 = 0,2$.

Le ventilateur principal doit être maintenu en marche pour autant que son action protège le chantier. Dans la galerie où le renversement de la ventilation est dangereux, il faut prévoir des portes de barrage maçonnées. Il faut envisager le cas des galeries parallèles.

IND. F 440

Fiche n° 19.081

J. HODKINSON. The mixing of respirable dust which the mine ventilation : a radioactive tracer technique study. *La diffusion de la poussière respirable dans l'air de ventilation : étude par les traceurs radioactifs*. — *Colliery Guardian*, 1957, 18 juillet, p. 63/69, 5 fig.

Dans une galerie de mine débarrassée d'obstructions et d'étaçons saillants, le débit d'air est semblable à celui d'une tuyauterie rugueuse rectiligne ; le nombre de Reynolds y dépasse 100.000. Des mesures de diffusion de la poussière y ont été effectuées au moyen d'un traceur radioactif avec bonne et tube d'émission ; à la distance expérimentale, châssis avec 25 tubes échantillonneurs également répartis dans la galerie, tubes collecteurs et tuyauteries aspiratrices débouchant dans le caisson d'un ventilateur aspirant électrique. Le gaz traceur est du bromure de méthyle (CH_3Br), isotope 82 qui a une demi vie de 36 heures. Les tubes échantillonneurs contiennent du charbon de bois granulé. A la sortie du collecteur, il y a un orifice calibré assurant un débit de 14 l/min. A la fin du captage, l'activité en rayons γ du collecteur est mesurée au scintillomètre. La précision atteint $\pm 3,4\%$. Des mesures ont été effectuées en galeries rectilignes, circulaires, rectangulaires, en arc. L'influence des coins et des obstructions a été mesurée, mesures en taille. D'autres essais sont envisagés.

IND. F 441

Fiche n° 19.009

R. HAMILTON. Respirable dust sampling instrument. *Appareil d'échantillonnage des poussières respirables*. — *Colliery Engineering*, 1957, août, p. 337/342, 11 fig.

Description du nouvel échantillonneur continu de poussières en nuage type 101 du N.C.B./MRE, étudié pour fonctionner pendant un poste de 8 h. Il est précédé d'un décanteur qui élimine les pous-

sières plus grandes que 5μ . L'appareil capte les poussières par un dispositif combiné de dépôt par gravité et précipitation thermique. Outre son faible temps de captage, le précipitateur thermique ordinaire a l'inconvénient d'être obstrué par des poussières trop grosses. La longue durée de fonctionnement du nouvel appareil est obtenue par une plus grande surface de dépôt ($1,6\text{ cm}^2$ contre $0,16\text{ cm}^2$) ; en outre, les poussières se déposent séparément par ordre de grandeur. L'appareil comporte essentiellement une tête de captage (représentée), l'appareillage de fourniture d'énergie et la pompe mécanique. La tête de captage consiste en un bloc en alliage léger comportant un logement cubique dans lequel est suspendu un prisme en Tufnol qui est enveloppé par le courant d'air et sous une portion duquel se trouve un élément chauffant. Tout l'appareillage est contenu dans un coffret. La comparaison des résultats d'un nouvel appareil et du précipitateur thermique ordinaire, rapportés à 2 axes rectangulaires, donne une distribution statistique avec ligne de régression inclinée à 45° , la concordance est donc satisfaisante. L'évaluation des échantillons se fait au microscope optique en comptant une simple bande de 60μ à travers le dépôt (objectif de 4 mm ; avec objectif à immersion de 2 mm, une bande de 30μ suffit). Le calcul de la concentration est donné par la formule : $N = nW/Vw$ où n = nombre de particules, W = largeur du dépôt, V = volume d'échantillon (en cm^3 dont le chiffre est donné par 2 fois le temps exprimé en minutes), w = largeur de la bande mesurée en μ . Une technique plus rapide (par petites traverses) est d'ailleurs à la mise au point actuellement.

H. ENERGIE

IND. H 501

Fiche n° 19.078

W. KIEFER. Anlagekosten bei Elektrifizierung von Abbaubetrieben im Steinkohlenbergbau. *Coût d'installation de l'électrification des chantiers d'abattage dans les mines de charbon.* — Glückauf, 1957, 3 août, p. 965/969, 4 fig.

Après 20 ans d'électrification du fond, le moment est venu de faire le point. Les discussions et évaluations sur l'économie se situent surtout entre 1927 et 1934 (tableau). Cela n'a pas empêché la consommation d'air comprimé à la tonne de charbon de passer de 150 m^3 aspirés/tonne en 1927 à 500 en 1952. Cependant, l'économie totale par l'électrification n'a cessé d'augmenter : depuis 1935 jusqu'à 1955, elle passe de 23 pf/t à 99 pf/t : l'économie a plus que quadruplé alors que les prix ont seulement doublé environ. Rien que sur les frais d'installation, l'économie qui était de 33 % en 1930 a passé à 53 % en 1955 (valeurs moyennes). Naturellement, l'équipement électrique ordinaire coûte

plus cher que celui à air comprimé mais, par contre, la participation dans les frais à la centrale est 5 fois moindre et finalement l'installation d'air comprimé coûte 2,6 fois l'électrique. C'est ce rapport qu'il faut considérer quand il est question d'acheter un nouveau compresseur. Quant à la consommation journalière d'électricité, pour produire la même puissance en air comprimé elle est plus de 8 fois plus élevée.

IND. H 533

Fiche n° 19.096

K. REPETZKI. Aufgaben der Fernwirktechnik im Grubenbetrieben. *Problèmes de la télécommande dans les mines.* — Glückauf, 1957, 3 août, p. 945/958, 30 fig.

La télécommande et l'automatisation sont actuellement hautement prisées dans l'industrie, thyatron et transistor en sont des organes qui, bien qu'assez récents, sont déjà largement utilisés.

Dans les mines aussi, la télécommande prend de l'extension. Contre le danger du grisou, on a développé les circuits intrinsèquement sûrs, ainsi la télécommande est sûre et économique. L'auteur passe en revue un certain nombre d'applications dans divers domaines.

Rabotage : à la mine Friedrich Heinrich, dans les 7 tailles à rabot ajouté, le moteur du haut de la taille est commandé de la station inférieure, à la même mine convoyeurs blindés et rabots sont pourvus de relais automatiques permettant la commande par un mineur quelconque. Comme machine d'abatage commandée à distance, il y a surtout la tarière de la C.C.C.C. (fiche 5728 — C 4232).

Soutènement : le soutènement marchant est une remarquable application réalisée par exemple par Becorit. Transport en galeries de chantier : de très nombreuses firmes ont créé la commande à distance et le contrôle des convoyeurs. Dans certains cas, il arrive même que l'arrêt du convoyeur soit signalé au bureau du directeur (Emil Mayrisch et Maria, Franz Haniel). A noter aussi le remplissage des berlines avec trappes automatiques.

Transport en puits intérieur : descenseur avec indicateur électrique de remplissage. Pour la montée et la descente des berlines, on installe au treuil un amplificateur magnétique qui empêche les fausses manœuvres.

Transport en galerie : on trouve ici le dispatching des chemins de fer (cf. f. 17.228 — E 20).

Extraction : on commence à réaliser l'extraction automatique par skips.

Ventilation : enregistrement automatique du débit, de la température, humidité, grisou, signalisation à la surface de l'arrêt d'un ventilateur au fond.

Divers : pompes à démarrage automatique — contrôle d'isolement — télévision.

IND. H 5341

Fiche n° 19.163

H. ADAM. Der Ueberstrom- und Kurzschlusschutz in Bergwerksanlagen unter Tage. *La protection contre surintensité et court-circuit dans les installations du fond.* — *Bergbautechnik*, 1957, juillet, p. 364/371, 3 fig.

La sécurité de la mine demande que l'on fasse la distinction entre surintensité et courants de court-circuit. Tandis que les relais thermiques protègent contre les premiers, la sécurité contre les seconds est obtenue par les fusibles et les interrupteurs magnétiques à minima. Pour autant que les marges de sécurité soient bien déterminées, la production demande une disconnexion sélective du court-circuit. Les relais magnétiques sont parfois à temps. Les fusibles sont sujet au vieillissement par action de courants élevés de démarrage de moteurs et des interrupteurs de surtension fonctionnant près du court-circuit. La grandeur du plus petit courant de court-circuit ou encore la section du câble est déterminée par les valeurs de fonctionnement des appareils protecteurs de court-circuit. Pour cette raison, et en vue d'un démarrage sans accroc, il faut préférer les moteurs à courant et couple de démarrage pas trop élevé. La protection de surcharge doit être assortie avec le dispositif de réenclenchement. Les câbles de mine et installations de signalisation du fond demandent des protections spéciales de court circuit.

IND. H 5510

Fiche n° 19.063

G. FREY. Gegenwärtige Fragen des Schlagwetter-schutzes. *Questions actuelles de protection vis-à-vis du grisou.* — *Bergbautechnik*, 1957, juillet, p. 359/364.

Résumé des travaux de la 9^e Conférence des Directeurs de Stations d'Essai (Heerlen), relatifs à la sécurité des appareils électriques. Les prescriptions allemandes du V.D.E. (Union des Electriciens Allemands), bien que remontant à 1947, ont encore toute leur valeur. L'auteur propose cependant des modifications sur deux points : une modification de rédaction de la V.D.E. 0170-1.47 & 37 f insuffisamment claire en ce qui concerne l'encapsulation globale de parties encapsulées individuellement, du fait de la valeur, variable dans le temps, de la résistance mécanique des barres, parties intégrantes de l'encapsulation. La seconde proposition se rapporte au projet de 1956 de modification de la norme de 47 : température de la chambre de mesure, différences de température avec l'ambiance admissible pour l'éclairage, pour les enroulements (selon la sorte d'isolant), les moteurs à induction, d'où conséquences sur les essais de réception.

Bibliogr.: 9 réf. + 9 règlements allemands. (Résumé Cerchar Paris).

IND. H 552

Fiche n° 19.150

W. HOLZER. Der Hochspannungsunfall. *L'électrocution à haute tension.* — *Elektrotechnische Zeitschrift*, 1957, 11 août, p. 584/591, 24 fig.

Les processus pathologiques et physiologiques des accidents à haute tension sont de nature différente de ceux bien connus des accidents à basse tension, spécialement en ce qui concerne l'action sur le cœur. Au cours de ces derniers temps, de nombreuses expériences et études ont été réalisées en vue de préciser divers points et spécialement l'action de la haute tension et du courant électrique sur le percement diélectrique de la peau, sur les organes internes, sur le système nerveux et sur le cœur des accidentés. Les résultats obtenus sont à l'heure actuelle encore insuffisants pour arriver à diminuer ces accidents et mettre les médecins à même de protéger la vie et rétablir la santé des accidentés. Ces recherches futures auront aussi de l'importance pour la technique de la mise en circuit et hors circuit de la haute tension.

I. PREPARATION ET AGGLOMERATION DES CHARBONS

IND. I 45

Fiche n° 18.997

D. HALL and H. MACPHERSON. The oiling of coal. *Traitement à l'huile de la surface des charbons.* — *Colliery Engineering*, 1957, juillet, p. 279/280.

Charbons traités au cours des essais : 1/2".

Méthode de traitement : a) ajouter l'huile après flottation et avant filtration ; b) ajouter l'huile aux fines avant centrifugeuse ; c) ajouter l'huile au mélange des fines centrifugées et des schlamms filtrés.

Diverses huiles ont été essayées dans la proportion de 1/2 gallon par tonne de fines lavées.

Les effets favorables sont, en ordre principal : 1) suppression des blocages en silo et facilité de vidange des tours et wagons ; 2) le charbon se déplace aussi facilement que du charbon sec dans toute espèce d'installation, de manutention ou transport ; 3) le charbon a un aspect plus apprécié.

En outre, l'huile protège efficacement contre le gel et, d'une façon plus générale, contre toute altération de surface.

J. AUTRES DEPENDANCES DE SURFACE.

IND. J 211

Fiche n° 19.058^f

J. GREENSMITH. The dirt problem in british coal mines. *Le problème des terres dans les mines de charbon anglaises.* — *Colliery Guardian*, 1957, août, p. 157/163, 5 fig.

Le problème concerne plus spécialement la Division N-E, il est devenu de plus en plus aigu avec

le cours du temps et spécialement depuis ces dernières années. Un tableau statistique montre une croissance régulière du tonnage de terres extraites dans la Division. Le fait s'explique par une meilleure préparation des charbons et par l'abondance des travaux de modernisation. Le problème se complique un peu du fait de la loi sur l'air pur de 1956. L'auteur se pose trois questions : Combien de terre un charbonnage doit-il réellement sortir ? D'où proviennent-elles ? Que coûte cette mise à terril, c'est-à-dire quelle main d'œuvre exige-t-elle ? Des enquêtes ont été faites dans 8 charbonnages et un tableau donne la production de charbon et, en regard, le tonnage des pierres extraites et des pierres lavées. Au sujet des pierres d'entretien, deux charbonnages ayant des conditions apparemment assez identiques sont comparés (couches de 1,75 m, longues tailles, production : 2050 et 2200 t), l'un des deux a cependant des chiffres de dépense et personnel d'entretien qui oscillent des $\frac{2}{3}$ à la moitié de l'autre. Ceci est dû à ce qu'il recarre au mur (plus mécanisable et moins coûteux). Au sujet du prix de revient, les dépenses sont distribuées par espèces de pierres et par opérations successives, soit pour 9000 t de pierres, une dépense globale de 11.571 £, soit environ 180 F/t. En conclusion : on fait plus de pierres qu'on ne croit et cela revient cher.

P. MAIN-D'ŒUVRE. SANTE. SECURITE. QUESTIONS SOCIALES.

IND. P 120

Fiche n° 19.208

X. La conférence de la C.E.C.A. sur la sécurité dans les mines. — *Revue Intern. du Travail*, 1957, août, p. 213/219.

Compte rendu de la conférence d'experts organisée par le Conseil des Ministres de la C.E.C.A. à la suite de l'accident du Bois-de-Cazier, et chargée de :

1) confronter les règles de sécurité ; 2) confronter l'organisation des services de sécurité dans les divers pays ; 3) déterminer les méthodes propres à assurer l'adaptation constante des règlements à l'évolution des techniques ; 4) préparer à cette fin un organisme permanent des six gouvernements sous la présidence de la H. A. pour continuer les échanges d'informations nécessaires et proposer l'application des mesures les plus efficaces ; 5) déterminer les mesures propres à établir un contact permanent entre les centrales de sauvetage des divers pays.

Composition de la Conférence — Débats — Recommandations : questions techniques — contrôle de l'application des règlements — facteurs humains — recherches — statistiques des accidents — organisation des services de sauvetage — création d'un organe permanent.

IND. P 24 et P 23

Fiche n° 19.048

A. WILDGOOSE. Management of a colliery : some guiding factors. *Direction de charbonnage : quelques principes directeurs*. — *Iron and Coal T.R.*, 1957, 19 juillet, p. 137/142.

En relatant ses succès et ses déboires, un directeur peut aider beaucoup son successeur. L'auteur souligne les mécanismes ou la tâche de routine des directeurs de sièges vus par quelqu'un qui les a pratiqués pendant nombre d'années et qui a occupé les échelons inférieurs et supérieurs. Le moment le plus difficile c'est le début parce qu'il y a beaucoup de choses à apprendre en même temps : connaître sa mine, les façons de procéder avec le personnel, ses propres modes de travail. La première des tâches, c'est de connaître ses supérieurs immédiats et son personnel, spécialement les sous-directeurs, chefs d'atelier, chefs mineurs, employés, ouvriers chefs d'équipe et aussi les délégués ouvriers et les membres du conseil d'entreprise. D'une façon moins urgente, le directeur doit voir un certain nombre de chefs de service au district qui peuvent l'aider et les ingénieurs du Corps des Mines susceptibles de le visiter. Il doit apprendre quelles décisions il peut prendre et les matières dont il doit parler à ses supérieurs, il doit en être de même pour ses subordonnés envers lui. Dans les relations humaines, il faut éviter de reprendre un ouvrier en public ou sous le coup de l'émotion. Après une remontrance en particulier, il faut reconforter. D'autres observations très objectives sont faites sur les relations sociales, la manière d'être avec les collègues, la fuite des grèves, l'examen des plans avec le géomètre, l'entraînement de son personnel, ses devoirs de routine, la tenue d'un carnet de notes. Il doit surtout se ménager un temps libre pour réfléchir sur la conduite de ses travaux et, le cas échéant, s'adjoindre un subordonné supplémentaire. Il doit aussi lire la presse technique. Discussion.

IND. P 24

Fiche n° 19.143

J. BLAIR-CUNYNGHAME. N.C.B.'s staff department. *La direction du personnel du N.C.B.* — *Iron and Coal T.R.*, 1957, août, p. 327/329.

Exposé à la section écossaise de la National Association of Colliery Managers (fév. 1957) où l'auteur explique l'organisation de la Direction qui comprend un représentant au conseil (alors Sir Andrew Bryan, depuis lui-même), un service à chacun des échelons N.C.B., Division, Groupement (Area) ; les liens hiérarchiques internes du département sont doublés de la liaison « tactique » à chacun des échelons avec la Direction, ce qui entraîne aussi des rapports « échelon » avec d'autres départements, comme p. ex. le Département Financier, pour régler les questions de salaires dans le cadre général tracé pour la masse de ceux-ci. Le département doit trouver et choisir le personnel

nécessaire, mais plus encore le personnel adéquat, et le conserver en l'instruisant, lui donnant ses chances de promotion en utilisant à ces effets les meilleures méthodes administratives ; il doit en outre assurer une rétribution équitable, s'occuper des relations avec le personnel (réclamations), améliorer son bien-être matériel et moral, organisation actuelle.

(Résumé Cerchar Paris).

IND. P 24

Fiche n° 18.516^{II}

J. SMILLIE. Mine management : a comparative study. *Direction de mine : étude comparative.* — *Iron and Coal T.R.*, 1957, 30 août, p. 483/493.

L'auteur ne ressassera pas des principes, il veut rester strictement dans la mine et comparer seulement les chiffres avec les autres industries. La première difficulté, c'est qu'il n'y a pas d'étalon d'efficacité ; certainement la personnalité a une grande influence, mais ce point sera laissé de côté. La structure impersonnelle de la direction a été étudiée par un comité présidé par le Pr. R. W. Revans, mais le rapport n'est pas encore publié. La tâche essentielle est de coordonner les efforts individuels en vue du but commun, il faut non seulement utiliser les ressources (ouvriers...), mais encore calculer ce qui est requis pour atteindre la production maximum. De nos jours, on établit un plan et on mesure les écarts : les standards de production, qualité, dépense, sont très utiles. Chaque mine a son cachet particulier demandant capacité, souplesse, initiative. Les directeurs doivent plutôt être déchargés de tâches auxiliaires en vue de pouvoir penser et prévoir. Problème de structure : ils reçoivent les rapports de trop de subordonnés ; 2 voies sont possibles : créer un échelon supplémentaire ou, mieux, grouper hiérarchiquement les fonctions inférieures. Rapports avec les subalternes : 16 % du temps en moyenne y sont consacrés, c'est beaucoup moins que dans l'industrie ; en complément, il y a les rapports écrits des autres postes (2 h, nuit), les rapports gagneraient à être plus réguliers. Délégation de pouvoir : la loi actuelle l'autorise, le directeur peut récupérer 20 % de son temps en donnant des directives pour traiter les petits conflits et en laissant établir les statistiques par des employés. Au sujet des imprévus : les réduire au minimum par une bonne organisation. Accommodation : comment un directeur qui travaille déjà 65 h par semaine pourra-t-il s'accommoder de la modernisation et un contact plus fréquent avec la littérature ? En passant quelques pays en revue et d'autres industries, l'auteur montre que la direction y est beaucoup plus décentralisée. Discussion.

IND. P 25

Fiche n° 19.207

BUREAU INTERNATIONAL DU TRAVAIL. Obstacles à la mobilité des travailleurs et problèmes sociaux de réadaptation. Une étude de la Communauté Européenne du Charbon et de l'Acier. — *Revue Internationale du Travail*, 1957, juillet.

Les problèmes de mobilité et de réadaptation de la main d'œuvre présentent une importance considérable dans la Communauté Européenne du Charbon et de l'Acier. En effet, l'établissement du marché commun prévu par le Traité du 18 avril 1951, instituant la Communauté, peut avoir pour résultat de placer certaines entreprises ou parties d'entreprises dans l'obligation de cesser ou de changer leur activité et, par ailleurs, l'introduction de procédés techniques et d'équipements nouveaux risque d'entraîner une réduction d'une importance exceptionnelle des besoins en main d'œuvre des industries du charbon et de l'acier. Dans l'un comme dans l'autre cas, des difficultés particulières peuvent se présenter dans le emploi, sur place ou dans leur propre industrie, des travailleurs rendus disponibles. Préoccupée par ce problème, la Haute Autorité de la C.E.C.A. a récemment confié à cinq instituts de recherche sociologique, réunis à l'initiative de l'UNESCO, à Cologne, une étude des problèmes de mobilité et d'adaptation des travailleurs dans la République fédérale d'Allemagne, en Belgique, en France, en Italie et aux Pays-Bas. Cette étude, de même que le résumé d'enquêtes menées par les mêmes instituts ainsi que par le B.I.T. auprès des organisations nationales et internationales de travailleurs afin de déterminer leur position sur la question, figure dans un rapport qui vient de paraître. Résumé de ce rapport qui apporte quantité de renseignements sur les problèmes économiques, sociaux, culturels et psychologiques auxquels se heurte la mobilité interne et internationale dans les pays intéressés, ainsi que sur les moyens par lesquels on s'efforce de surmonter ces difficultés.

Q. ETUDES D'ENSEMBLE.

IND. Q 1130 et P 24

Fiche n° 19.093

H. COLLINS. Management aspects of reconstruction. *Les aspects directoriaux de la modernisation.* — *Iron and Coal T.R.*, 1957, 16 août, p. 373/379.

La structure et les méthodes de la direction technique ont peu changé pendant nombre d'années et malgré la nationalisation, sauf toutefois l'introduction progressive des coûts standards et de l'étude des méthodes qui sont plutôt des outils que des changements fondamentaux. Actuellement, par suite de la modernisation, la direction doit s'exercer de plus en plus par délégation de pouvoir et de responsabilité tout en conservant le contrôle.

La modernisation doit être un processus sans fin, qui doit : pourvoir au remplacement des chantiers épuisés — accroître la capacité de production en fonction des besoins — améliorer l'emploi de cette capacité — accroître le rendement — assurer un meilleur placement du personnel — améliorer la tâche des abatteurs et autres ouvriers associés.

L'auteur justifie et développe ces points, il montre par quelques chiffres de production et rendement que l'on a progressé par rapport à 1947. Les projets à long terme sont nécessaires malgré l'énergie nucléaire (qui produira l'équivalent de 18 millions de t de charbon en 1965).

La critique dit que l'on devrait surtout éviter de casser le charbon : l'auteur affirme que la mécanisation n'y est responsable que d'une partie. D'une part, les charbons à coke sont peu intéressés par la question, d'autre part, il reste 250 mines non modernisables où l'on doit veiller au rendement en gros. Au surplus, les machines d'abatage sont nombreuses et on doit choisir celles qui font le plus de gros.

Dans la discussion, on note que, dans les concasseurs de surface, on doit distinguer ceux qui sont nécessaires au relavage et les autres dont un certain nombre ont déjà été supprimés. — L'auteur signale que le rabot est intéressant parce qu'il fait plus de gros que l'abatage à l'explosif.

IND. ◊ 1130 et ◊ 32 Fiche n° 19.130

X. Zehnjahresbilanz der Bergbauwerstaatlichung in England. *Bilan de dix ans de nationalisation des mines anglaises.* — *Bergfreiheit*, 1957, juillet, p. 302/309.

Etant donné l'importance du problème, il n'est pas étonnant que cette expérience alimente la presse internationale ; l'auteur cite un assez grand nombre d'auteurs anglais et allemands et étudie le problème à des points de vue assez objectifs. Les rétroactes de la nationalisation : la grève néfaste de 1926 terminée par un acte d'autorité de W. Churchill — la grande crise — l'incertitude — la seconde guerre mondiale. L'organe de la nationalisation : le N.C.B. — organe de défense des intérêts particuliers : le Conseil des Consommateurs. Le dédommagement des anciens propriétaires : 2 catégories d'intéressés : les propriétaires de mines et ceux des industries connexes ; pour les premiers, une somme : 164,6 millions de £ ; pour les seconds, une estimation sur le marché libre. Liquidation terminée en décembre 1956. Les résultats techniques, économiques et financiers : avantages de la concentration. Nombre de mines ramené de 1542 à environ 800, permettant la rationalisation, la mécanisation et les installations de surface requises. Evolution de la production : de 292 millions de t en 1913 à 225,6 en 1956. De 1946 à 1955, le nombre de haveuses en service est passé de 7400 à 12.000. Le rendement, qui était de 1530 kg avant

guerre, est passé à 1632 kg (en 1951, chiffre non dépassé depuis). Les buts techniques du plan n'ont pu être atteints ; au point de vue financier : c'est le déficit ; au point de vue social : on est loin des espérances de part et d'autre ; au point de vue du contrôle public : on peut citer l'opinion de W. Pajnter, dirigeant syndicaliste : la nationalisation est une pure exploitation du mineur dans l'intérêt de l'Etat et de la grosse industrie ; on a remplacé un groupe de mauvais patrons par de meilleurs, mais le rapport de seigneur à serviteur reste inchangé.

IND. ◊ 1131

Fiche n° 19.026

R. SCURFIELD. Reconstruction in the North Staffordshire coalfield. *Modernisation dans le bassin du Nord-Staffordshire.* — *Colliery Guardian*, 1957, 25 juillet, p. 95/100, 1 fig.

Bassin en forme de synclinal triangulaire avec un axe N-S pendant au S et des flancs redressés à l'E et l'W. La surface exploitée et reconnue atteint 220 k². Les 25 couches exploitables donnent une puissance totale de 30 m, l'épaisseur du Houiller est de 1350 m, les bancs supérieurs du synclinal sont stériles. Il y a un nombre important de grandes failles et autres dérangements, pente de 6 à 12°. Réserves du bassin (jusqu'à 1300 yd) : 1,4 milliard de t dont la plus grande partie est sous 900 m. D'où la plupart des problèmes : temps de descente du personnel — température — grisou. Situation en 1956 : production : 6,14 millions de t, indice : 77,4 ouvriers aux 100 t.

Le plan de modernisation prévoit 9 millions de t pour 1968. Il y a 6 projets principaux devant donner respectivement : 2 millions de t, 1,5 million de t et 4 installations : 1,25 million de t. Les conditions suivantes de succès n'ont pas été oubliées : capacité d'extraction — ventilation — remblayage — transport accéléré du personnel et du charbon — capacité de préparation mécanique du charbon. Des détails sont donnés sur ces divers points. A noter : en 10 ans, on va creuser 5 puits de 7,30 m de Ø et environ 1000 m de profondeur. L'exploitation se fera par étages. Les pierres seront extraites à des puits séparés. Les cages seront simples, par trait avec contrepoids. Le circuit à la surface est réduit au minimum (circuit Tip-Top). Les berlines auront 2 1/2 t de capacité (charge d'une cage : 20 t, contrepoids : 35 t). La distance entre étages sera de 135 m. Les skips sont exclus (casse, coût des envoies, ventilation). La ventilation doit faire face à deux problèmes : le grisou et surtout la chaleur, il est probable que sous 1000 m on adoptera la ventilation descendante et homotrope, les longueurs de tailles et de panneaux seront limitées.

IND. Q 1140 et C 40

Fiche n° 19.124

K. BLANK. Erfahrungen beim Abbau dünner Flöze. *Essais d'abattage en couches minces*. — Glückauf, 1957, 31 août, p. 1069/1084, 43 fig.

On désigne en général ainsi les couches de 40 à 80 cm, cela n'a rien d'absolu, une couche dérangée et sale peut ne pas être exploitable à 60 cm et, dans la mécanisation totale, on peut descendre à 30 cm. Dans la Ruhr, la puissance moyenne des couches atteint 122 cm, l'ouverture 1,37 m. En Haute-Bavière, l'extraction (152.000 t/mois) provient pour 96 % de couches de 40 à 80 cm. L'auteur passe en revue le matériel utilisable pour l'abatage, le déblocage et le soutènement en plateures et dressants ; il cite des mines où les engins sont en service.

Abatage en plateures : le marteau-piqueur — les rabots-scrapers à câbles et à chaînes (taille sans ouvriers) — le rabot rapide — la tarière (Cuylen, Korfmann).

En dressants : le marteau piqueur — à la mine Alter Hellweg (taille sans ouvriers) ; rabot sur chaîne à front, treillis métallique suspendu pour

retenir les remblais — le bélier de Peissenberg — la scie Neuenburg — longue taille à front oblique renversé — haveuse Eickhoff dans une taille de 130 m à front redressé à la mine Fröhliche Morgensonne (couche de 50 cm, pente 50°).

Déblocage en plateures : convoyeur blindé surbaissé — convoyeur à un brin Soest-Ferrum — convoyeur à brin inférieur porteur — bande à un brin avec retour par câble — cas de la taille double avec voie médiane — une nouveauté : la « gleitband » de Haute-Bavière : couloir porteur à un bord enveloppé par une bande dont le brin supérieur est porteur (dispositif très plat et très léger).

En dressants : souvent le charbon descend sur le talus des remblais ou en couloir — une variante intéressante par sa légèreté et son utilité pour la propreté du charbon : le tapis en treillis métallique.

Soutènement en plateures : mécapiles — étançon hydraulique GHH à double extension.

En dressants : le treillis métallique suspendu facilite beaucoup le travail de remblayage — à la mine Victor-Ickern, dans une pente de 70°, on utilise le cadre hydraulique avec rabot et treillis marchant avec le soutènement.

Bibliographie

G. GEBHARDT. *Wegweiser durch die Kohlenreviere Nordrhein-Westfalens.* Un indicateur routier à travers le bassin houiller rhéno-westphalien — Ouvrage comportant vingt cartes de voies de communication à l'échelle de 1/70.000^e et une carte générale au 1/150.000^e de la région Ruhr-Cologne-Aix-la-Chapelle. Ed. Glückauf GmbH, Essen, 1957 - Format 15 × 22 cm, 276 pages; reliure en plastique. Prix : 12 DM.

Quelque expérimenté que soit l'automobiliste, il lui est bien difficile de s'orienter dans le dédale des rues et des routes carrossables de la zone industrielle, surtout s'il cherche le chemin le plus praticable.

C'est pour répondre à ce besoin que l'Industrie du Charbon et du Lignite de la région rhéno-westphalienne s'est décidée à faire publier un atlas bénéficiant des progrès les plus récents. Cela implique une orientation automatique de l'automobiliste sur la voie la meilleure et la plus rapide vers sa destination, sans qu'il ait besoin de demander aucune autre indication.

L'édition de 1957 qui vient de paraître comprend une grande carte routière au 1/150.000^e pour la région de Ahlen à Bonn, en outre 20 cartes de détail colorées au 1/75.000^e pour le bassin de la Ruhr et la région de Cologne - Aix-la-Chapelle.

Dans le texte, on trouve toutes les indications nécessaires sur les symboles utilisés, des indications précises pour se rendre aux points importants signalés sur les cartes : chantiers et bureaux des mines, administrations des mines et de nombreuses autres installations et entreprises. L'automobiliste est conduit des directions principales par les routes dénommées avec indication des distances de bifurcation en bifurcation. Une solution pratique est ainsi donnée à ce problème difficile. Les cartes belles et bien lisibles sont particulièrement expressives, elles donnent la situation présente du réseau routier et conviennent parfaitement aux automobilistes.

A. SCHLAG. *Hydraulique générale* (2^e édition) 1957, 243 pages, format 17 × 25 cm, 144 figures. Éditeur « Science et Lettres », Liège. Prix : 300 FB.

Dans cet ouvrage, l'auteur part des formules de la mécanique générale et en fait une application très poussée et bien documentée.

L'ingénieur praticien, aussi bien que celui du bureau d'étude, sera très heureux de trouver ici les formules pratiques qui lui permettront de tirer tout le fruit de ses observations ou d'établir des projets aussi peu aléatoires que possible.

Il s'agit d'un exposé tout à fait général et qui ne concerne pas uniquement les liquides, mais aussi l'écoulement des masses fluides en général quand les variations de volume sont peu importantes.

Après un rappel des propriétés des fluides et des formules générales de l'hydrostatique, l'auteur donne les formules de la cinématique des fluides puis passe à l'exposé de la dynamique des fluides parfaits. Il en déduit les lois de l'écoulement et les diverses formes qu'il affecte. Les équations d'Euler et de Bernoulli sur les courants terminent l'exposé théorique condensé sur une cinquantaine de pages.

L'auteur aborde ensuite l'étude des fluides réels et de la viscosité, une large place est donnée aux raisonnements basés sur cette conception et sur la similitude mécanique, les formules pratiques en sont fortement dépendantes.

On trouvera ici tout ce qui concerne : l'écoulement en conduites, le calcul pratique de ces dernières, l'écoulement en canaux ouverts, l'emploi des déversoirs et autres orifices, la cavitation, la mesure des débits et des vitesses, les coups de bélier, les oscillations en masse. Un certain nombre d'exercices sont proposés.

Ce précis de l'hydraulique recevra certainement un accueil au moins aussi sympathique que celui qui fut réservé à la première édition.

ANNALES DES MINES DE FRANCE

Septembre 1957.

L'échantillonnage systématique des gisements fournit à M. G. Matheron l'occasion d'améliorer le modèle dont le numéro de décembre 1955 des Annales des Mines de France avait fait état. L'auteur applique ce modèle, basé sur une généralisation de la formule de De Wijs, à trois cas pratiques dans l'exploitation des gisements : celui de l'échantillonnage périphérique des panneaux, celui des sondages à mailles rigides, et celui de la reconnaissance par traçage.

D'importantes études ont été récemment faites en France, sur l'initiative de M. B. Schwartz, con-

cernant le *Mouvement des épontes*. Leur convergence en fonction du temps était censée suivre une loi logarithmique. M. Vigier propose, à la suite de travaux effectués aux Mines Domaniales de Potasse d'Alsace, de lui substituer une loi logistiqua, et en fournit les justifications.

Des renseignements sont donnés sur les *Besoins de navires pour l'exportation des produits minéraux de la France d'outre-mer* d'après un exposé de M. Roland Pré.

Une notice sur M. S. Stévenard, ingénieur en chef des mines récemment décédé, des notes de technique et sécurité minières, la chronique des métaux et minerais et la bibliographie habituelle complètent la livraison.

Octobre 1957.

La découverte et mise en valeur du gisement d'uranium de l'Ecarpière, par MM. Sanselme et

J. C. Zegers, donne une description, un historique, et des vues détaillées sur les méthodes de recherches et de développement de ce gisement, qui est à la base de l'ensemble industriel de l'Ecarpière, et dont les installations ont été visitées officiellement le 24 septembre par M. François Benard.

La question des *cendres volantes et de leurs possibilités d'utilisation*, aspect important pour les houillères du problème plus général des déchets industriels, fait l'objet d'une étude remarquable de M. A. Jarrige, étude dont nous publions dans le présent numéro la première partie. Une notice sur la recherche du pétrole et la documentation du Bureau de recherches géologiques, géophysiques et minières de la France métropolitaine, des notes de technique et sécurité minières, la chronique habituelle des métaux, minerais et substances minérales diverses complètent la livraison.

Communiqué

2^e CONGRES INTERNATIONAL DE CYBERNETIQUE

Le Conseil d'Administration de l'Association Internationale de Cybernétique, réuni à Namur le 15 juillet 1957, a décidé d'organiser à Namur, du 3 au 10 septembre 1958, le 2^e Congrès International de Cybernétique.

Les thèmes suivants y seront développés : l'Information — l'Automatisme (application de la Cy-

bernetique aux machines) — l'Automation (utilisation de l'automatisme dans l'organisation du travail) — Les effets économiques et sociaux de l'Automation — la Cybernétique et les Sciences sociales — La Cybernétique et la biologie.

Secrétariat du Congrès : Association Internationale de Cybernétique, 13, rue Basse-Marcelle, Namur (Belgique).
