ADMINISTRATION DES MINES — BESTUUR VAN HET MIJNWEZEN

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. — A. Hausman : Analyse des gaz dans la mine. — Conférence de Cheltenham sur la technologie chimique : D. H. Gregory : Agglomération à chaud - A. Peytavy et P. Foch : Etude de la semi-carbonisation par fluidisation. — A. Delmer : Le Bassin houiller de la Basse-Meuse. — Matériel minier. — H. Titman : Inflammation du grisou par les étincelles de friction. — R. Lefèvre et A. Janssens : Les services de surface dans les charbonnages de Charleroi-Namur. — Inichar : Revue de la littérature technique. — Bibliographie.

JANVIER 1957 Mensuel — N° 1 — Maandelijks **JANUARI 1957**

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 Aciéries 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 Aciéries Belges, à Bruxelles.
J. VAN OIRBEEK, Président de la Fédération des Usines à Zinc, Plomb, Argent, Cuivre, Nickel et autres Métaux non ferreux, à Bruxelles.
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 Aciéries 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 Aciéries 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 LESPAUL, 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, Directeur Divisionnaire des Mines, à Bruxelles.
P. RENDERS, Directeur à la Société Générale de Belgique,

BESTUURSCOMITE

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

Ce numéro du 1^er^ janvier des « Annales des Mines de Belgique » doit comporter la grande statistique des industries extractives et métallurgiques et des appareils à vapeur pour l'année 1954, émanant de l'Administration des Mines. Les textes ne sont pas entièrement établis et paraîtront ultérieurement.

ANNALES DES MINES DE BELGIQUE

No 1 — Janvier 1957

ANNALEN DER MIJNEN VAN BELGIE

Nr 1 — Januari 1957

Direction-Rédaction :
INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

Directie-Redactie :
NATIONAAL INSTITUUT VOOR DE STEENKOLENNIJVERHEID

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

Sommaire — Inhoud

Renseignements statistiques belges et des pays limitrophes 4

INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

A. HAUSMAN — Analyse des gaz dans les mines 9

INICHAR — Conférence Internationale sur le développement de la technologie chimique dans l'industrie charbonnière et les industries connexes — Stoke Orchard (Cheltenham), juin 1956 — Compte rendu :

D. H. GREGORY — Agglomération à chaud 25

A. PEYTAVY et P. FOCH — Etude de la semi-carbonisation par fluidisation 32

MEMOIRE

A. DELMER — Le bassin houiller de la Basse-Meuse 41

NOTES DIVERSES

MATERIEL MINIER — Application du raclage — Courroies ininflammables — Téléphones et lampes de signalisation pour l'exploitation 58

H. TITMAN — Expériences sur l'inflammation du grisou par les étincelles de friction — Traduction par L. DENOEL 65

R. LEFEVRE et A. JANSSENS — Les services de surface dans les charbonnages du Bassin de Charleroi-Namur 75

BIBLIOGRAPHIE

INICHAR — Revue de la littérature technique 77

Divers 88

COMMUNIQUES

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

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

BELGIQUE — **MINES DE HOUILLE** — OCTOBRE 1956

BASSINS MINIERS / Périodes	Production totale (Tonnes)	Consommation propre et fournitures au personnel (tonnes) (1)	Stock (tonnes)	Jours ouvrés (2)	PERSONNEL — Nombre moyen d'ouvriers : à veine	Fond	Fond et surface	Indice (3) : Veine	Taille	Fond	Fond et surface	Rendement : Fond	Fond et surface	Présences % (4) : Fond	Fond et surface	Mouvement de la main-d'œuvre (5) : Belge	Etrangère	Totale	Grisou capté valorisé (6)
Borinage	370.070	54.462	30 466	26,07	2 583	13.807	18.914	0,18	0,39	0,99	1,36	1.008	734	80,54	83,23	— 11	— 136	— 147	1.444.319
Centre	527.729	50 842	35.272	25,93	1.696	11.232	15.540	0,13	0,37	0,90	1,25	1.112	800	85,36	87,34	— 25	+ 147	+ 122	1.646.720
Charleroi	616.423	72.327	56.099	26,27	3.992	20.100	28.266	0,17	0,35	0,87	1,25	1.147	803	83,71	86,01	— 123	+ 495	+ 618	3.398.875
Liège	407.050	48.984	46.158	26,45	2.587	16.342	22.256	0,17	0,44	1,08	1,47	925	679	82,88	85,30	+ 39	+ 266	+ 305	—
Campine	923.662	93 098	52.698	27,00	3.432	23.228	31.882	0,10	0,26	0,68	0,94	1.461	1 063	86,05	88,40	— 45	+ 121	+ 76	1.491.586
Le Royaume	2.644.934	319.698	220.693	26,43	14.276	84.701	116.867	0,14	0,34	0,86	1,19	1.164	840	83,88	86,23	+ 81	+1165	+1246	7.881.500
1956 Septembre	2.225.872	258.956	217.939	22,73	13.978	82.473	114.349	0,14	0,34	0,86	1,21	1.159	827	83,42	85,88	— 626	— 435	—1061	7.129.503
Août	2.186.472	255.066	228.473	22,17	13.918	82 597	114 361	0,14	0,34	0,86	1 20	1.163	830	83,75	86,27	— 917	—1949	—2866	7.373.748
Juillet	2.042 292	228.602	240.047	20,06	14.049	83.677	115.595	0,15	0,35	0,87	1,18	1.172	831	79,64	82,94	611	—1388	—2009	7 866.701
1955 Octobre	2.691.277	309.822	592.928	25,82	16.328	88.882	121.429	0,16	0,36	0,86	1,19	1.158	840	82,95	85,30	— 280	+2023	+1743	6.925.256
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	2.806.020(7)	24,04	17.245	86.378	124.579	0,16	0,38	0,91	1,27	1.098	787	83,53	85,91	— 63	— 528	— 591	5 020 527
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. 29-10 au 4-11-56	629.469	—	242.552	5.99	—	107.184	142.352	—	—	0,87	1,19	1.145	838	84,72	86,62	—	—	+ 413	—

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) — OCTOBRE 1956

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
1956 Octobre	472.662	20.305	620.733	474	162 498	210.342	19.396	14.543	44.163	45.955	86.682	16.001	51.213	75.779	89.108	23.844	33.078	332 321	2.611.145
Septembre	392.941	13.859	555.496	326	135.694	187.396	17.233	9.247	37.696	34.835	91.607	11.081	39.453	62 751	67.926	19.232	26.744	274.678	2.183.732
Août	341.370	15.419	564.295	551	127.843	200.191	15.436	7.268	34.489	31.890	95 588	9.204	33.368	61.503	70.190	15.046	23 284	357.914	2.004 849
Juillet	303.313	11.062	546.658	266	109.139	168.002	13.296	5 155	35.866	29.909	84.779	6.462	29.116	55.653	76.647	14 626	22.354	337.272	1.849 595
1955 Octobre	491.850	8.491	523.567	790	139.857	286.514	21.394	12.636	47.108	32.136	107.346	17.320	49.494	77.920	69.755	22.385	39.834	564.192	2.549.625
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

BELGIQUE — **COKERIES** — OCTOBRE 1956

GENRE / PERIODE	Fours en activité : Batteries	Fours en activité : Fours	Charbon (t) : Reçu : Belge	Charbon (t) : Reçu : Etranger	Charbon (t) : Enfourné	Huiles combustibles t	COKE (t) : Production : Gros coke de plus de 80 mm	Production : Autres	Production : Total	Consommation propre	Livraisons au personnel de la cokerie	Débit : Secteur domestique	Débit : Administrations publiques	Débit : Sidérurgie	Débit : Centrales électriques	Débit : Usines à gaz	Débit : Chemins de fer	Débit : Autres secteurs	Débit : Exportations	Débit : Total	Stock en fin de mois t	Ouvriers occupés
Minières	7	271	166.262	—	158.242	228	99.759	19.857	122.616	90	383	—	—	—	—	—	—	—	—	—	19 306	911
Sidérurgiques	26	998	403.832	154.303	527 159	20	334.542	71 649	406.191	3.368	5.890	—	—	—	—	—	—	—	—	—	35 881	2 595
Autres	11	287	73.679	78.945	138.347	96	82 975	23.020	105 995	6.040	401	—	—	—	—	—	—	—	—	—	38.043	1.216
Le Royaume	44	1.556	643.773	243.248	823.748	344	517.276	114.526	634.802	9.498	6.674	17.809	5.228	452 999	1 714	—	4.828	78.547	77.371	615.759	93.235	4.722
1956 Septembre	44	1.557	561.791	201.989	788.369	404	496.541	112 653	609.194	8.883	6 024	15.219	4.966	437.577	2.217	—	3.828	49.753	87.841	601.401	90.364	4.717
Août	45	1.556	563.274	209.373	803.786	198	505.629	114.593	620.222	8.961	4.192	14.186	5.071	439.736	1.953	—	3.070	53.253	79.009	596.278	97 478	4.635
Juillet	43	1.515	565 261	201.774	783.052	57	496.343	108.962	605.305	7.934	3.546	9.652	4.518	416.931	2.933	—	2.876	51.164	88.876	576.950	86.687	4.667
1955 Octobre	42	1.425	499.209	157.961	592.370	297	375.958	80 987	456 945	8.720	5.224	7.266	2.015	356.931	824	438	628	28.889	36.274	433.265	101.902	4 110
Moy. mens.	44(1)	1.440(1)	576 916	141.284	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	71.133(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	18.521	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	7.621(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	18.998	3.498	16 295	2.968	364 833	1.299	301	1.904	55.969	40.684	484.253	67,270 (2)	4.147
1950 » »	42(1)	1.497(1)	481.685	26.861	508.546	14.879(3)	297 005	86 167	383.172	19.179	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.169
1949 » »	44(1)	1.532(1)	487.757	66.436	554.193	11 025(3	315.740	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)	399 063	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.

BELGIQUE — **COKERIES** — OCTOBRE 1956

GENRE / PERIODE	GAZ (en 1.000 m³) (1) : Production	Consommation propre	Débit : Synthèse	Débit : Sidérurgie	Débit : Autres industries	Débit : Distributions publiques	SOUS-PRODUITS (t) : Brai	Goudron brut	Ammoniaque (en sulfate)	Benzol	Huiles légères
Minières	49.475	24.812	25 551	—	621	13.85..	—	3.930	1.431	1 271	—
Sidérurgie	177.565	82.446	42.408	59.705	4.952	14.941	—	13.979	4.839	3 508	—
Autres	47.781	24.433	15.017	—	1.970	13.835	—	1.807	1.179	1.111	—
Le Royaume	274.821	131 691	82.976	59.705	7.543	72.631	—	21.716	7 449	5.893	—
1956 Septembre	266 548	126.100	79 499	55.683	6.716	71.588	—	20.891	7.228	5.418	—
Août	270 100	130.316	75.971	56.637	7.180	69.996	—	21.319	7.430	5.255	—
Juillet	262.719	129.447	80.175	49 824	7.006	65.017	—	20.626	7.175	5 103	—
1955 Octobre	201.670	104.685	20	63.034	4 873	60.193	—	14.292	5.192	—	—
Moy. mens.	245.435	127.825	70.872	55.427	5.936	66.905	—	17.926	6.642	—	—
1954 Moy. m.	233 182	135 611	69.580	46.279	5.517	68.791	1 630	15.911	5.410	3.624	2.565
1953 Moy. mens.	212.801	110 781	63.220	43.659	5.310	62.585	2.109	16 011	5.070	4.020	1.053
1952 Moy. mens.	229.348	134.183	67.460	46.434	3.496	62.714	2.320	17.835	6.309	4.618	747
1951 Moy. mens.	232 666	138.476	68 912	42.906	4.967	63.219	2.137	17.032	6.014	4.156	605
1950 Moy. mens.	193.619	126 601	(2)	(2)	(2)	(2)	1.844	13.909	4 764	3 066	632
1949 Moy. mens.	185.659	140 644	(2)	(2)	(2)	(2)	1.614	15 129	5.208	3 225	1.322
1948 Moy. mens.	165.334(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	—

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

BELGIQUE — **FABRIQUES D'AGGLOMERES** — OCTOBRE 1956

GENRE / PERIODE	Production (t) : Boulets	Production (t) : Briquettes	Production (t) : Totale	Consommation propre t	Livraisons + au personnel	Matières premières (t) : Charbon	Matières premières (t) : Brai	Ventes et cessions t	Stock (fin du mois) t	Ouvriers occupés
Minières	129.051	41.204	170.255	—	—	—	—	—	—	—
Indépend.	6.432	— 1	6.433	—	—	—	—	—	—	—
Le Royaume	135.483	41.205	176.688	3.929	13.793	165.679	13.655	158.966	6.635	603
1956 Septembre	109.788	37.480	147.268	4.449	10.465	137.845	11.858	133.584	5.672	572
Août	107.519	34 316	141 885	7.140	9.402	132.781	11.534	130.250	5.888	578
Juillet	89.349	30.276	119.625	2.803	7.086	111.883	9.731	109.674	6.659	584
1955 Octobre	109.085	42.718	151.803	3.241	13.360	142 695	11 057	135.682	8.814	590
Moy. mens.	91.175	38.272	129.447	4 333	11.367	121.914	9.941	114.491	6.191(1)	579
1954 M. m. (1)	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	1.698	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

(1) Stocks fin décembre. (2) Chiffre provisoire.

PERIODE	Quantités reçues m³ Origine indigène	Importation	Total	Consommat. totale y compris les exportations (m³)	Stock à la fin du mois (m³)	Quantités reçues t Origine indigène	Importation	Total	Consommation totale t	Stock à la fin du mois t	Exportations t
1956 Octobre . .	89.104	25.730	114.834	85.087	643.328	7.598	8.721	10 319	13.655	39.228	(1)
Septembre .	90 482	26.265	116.747	71.454	614.449	6.274	1 428	7.702	11.858	42.622	(1)
Août . . .	98.627	24.049	123 676	68.119	570.473	4.167	122	4.289	11.534	6.778	(1)
1955 Octobre . .	86.102	38.449	124.551	86.712	486.657	7.399	3.340	10.739	11.057	30.779	141,5
Moy. mens. .	68.136	20.880	89.016	88.300	521.160(1	6.395	3.236	9.631	9.941	33.291(1)	391,6
1954 Moy. mens. .	67.128	1.693	68.821	87.385	428.456(1	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(1	4.156	3.839	7 995	8.769	28.077(1)	3.602
1952 » »	73.511	30.608	1·4.119	91.418	880.695(1	4.624	6.784	11.408	9.971	37.357(1)	2.014
1951 » »	64 936	30.131	95.067	93.312	643.662(1	6 394	5 394	11.788	12,722	20.114(1)	208
1950 » »	62.036	12.868	74 904	90.209	570.013(1	5.052	1.577	6.629	7.274	31.325(1)	1.794
1949 » »	75.955	25.189	101.144	104.962	727.491(1	2.962	853	3.815	5.156	39.060(1)	453

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

BELGIQUE — METAUX NON FERREUX — OCTOBRE 1956

PERIODE	Produits bruts Cuivre t	Zinc t	Plomb t	Etain t	Aluminium t	Antimoine, Cadmium, Cobalt, Nickel, etc. t	Total t	Argent, or, platine etc. kg	Demi-produits A l'exception des métaux précieux t	Argent, or, platine, etc. kg	Ouvriers occupés
1956 Octobre .	14.700	19.190	8.385	802	246	417	43.740	23.131	19.111	2.375	15.856
Septembre	14.054	19.239	8.343	790	221	404	43.051	22.647	16.021	1 839	15.123
Août . . .	14.202	19.047	8.502	843	243	388	43.225	23.608	16 559	2 029	16.115
1955 Octobre . .	13.516	17.550	7 962	843	181	420	40.472	23.319	19.817	2.174	15.832
Moy. mens. .	12.942	17.602	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	1.550	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.

BELGIQUE — SIDE

PRODUC

PERIODE	Hauts fourneaux en activité	Produits bruts Fonte	Acier Total	Fer de masse	Produits demi-finis (1) Pour relamineurs belges	Autres	Produits Aciers marchands	Profilés et zorès (I et U de plus de 80 mm)	Rails et accessoires	Fil machine
1956 Septembre (3) .	51	479.096	524 984	5 139	55.597	20.656	153.914	32 189	5.214	41.260
Août (2) . . .	50	483 123	542.453	4.949	57.106	29.296	148.177	25.452	7.508	36.244
Juillet	49	451.152	462.952	3.465	52.388	22.821	126.386	23.852	6.577	36.296
Juin	50	492.865	561 174	5 936	63.576	19.719	168.446	26.662	8.834	38.521
1955 Sepemtbre .	51	449.196	512 378	4.903	49.944	23.128	155.458	19.647	7.448	44.883
Moyenne mens. .	50	459.587	491.693	5.353	53.976	27.195	142.821	20.390	6.536	40.662
				Fers finis						
1954 Moy. mens. . .	47(4)	345 424	414.378(3	3.278	109 959		113 900	15.877	5.247	36.301
1953 Moy. mens. . .	50(4)	350.819	374 720(5	2.824	92.175		99.964	16.203	8.291	34.414
1952 Moy. mens. .	50(4)	399.133	422 281(5	2.772	97.171		116 535	19.939	7.312	37.030
			Acier				Aciers marchands (7)	Profilés (80 mm et plus, zorès)	Rails, accessoires, traverses	
1951 Moy. mens. .	49(4)	405.676	415 795(5	4.092	99 682		111.691	19.483	7 543(6	40.494
1950 » »	48(4)	307.898	311.034	3 584	70 503		91.952	14.410	10.668	36 008
1949 » »	48(4)	312.441	315.203	2.965	58.052		91.460	17.286	10.370	29.277
							Aciers marchands et rods (7	Profilés spéciaux poutrelles		Verges
1948 » »	51(4)	327 416	321.059	2.573	61.951		70.980	39.383	9.853	28.979
1938 » »	50(4)	202.177	184.369	3.508	37.939		43.200	26.010	9.337	10 603
							Aciers marchands			Verges et aciers serpentés
1913 »	54	207.058	200.398	25.363	127.083		51.177	30.219	28.489	11.852

(1) Qui ne seront pas traités ultérieurement dans l'usine qui les a produits. (2) Chiffres définitifs. (3) Chiffres provisoires.

IMPORTATIONS					EXPORTATIONS			
Pays d'origine Périodes Répartition	Charbons t	Cokes t	Agglomérés t	Lignites t	Destination	Charbons t	Cokes t	Agglomérés t
Allemagne Occid.	132.101	6.839	2.400	7.099	Allemagne Occident.	16 340	3.673	12.651
France	47.800	—	11	—	France	88 404	36.214	25.518
Pays-Bas	33.217	3.755	3 047	—	Italie	7.541	—	—
					Luxembourg	2.786	11.267	11.240
Pays de la CECA	213.118	10.594	5.458	—	Pays-Bas	147.156	3.347	16.666
					Pays de la CECA	262.227	54.491	56.075
Espagne	570	—	—	—				
Pologne	2.337	—	—	—	Finlande	11.337	727	—
Royaume-Uni	58.979	2.464	6.562	—	Norvège	4.269	—	—
Etats-Unis d'Amérique	269.337	—	—	—	Royaume-Uni	49 555	—	—
U.R.S.S.	9.782	—	—	—	Suisse	16.831	12.250	440
Vietnam	9.856	—	—	—	Congo belge	65	—	—
					Autres pays	15	23.903	—
Pays tiers	350.861	2.464	6 562	—	Pays tiers	82 072	22.880	440
Ensemble Octobre 1956	563.979	13.058	12.020	—	Ensemble Octobre 1956	344.299	77.371	56.515
1956 Septembre	397.204	8.512	5.337	—	1956 Septembre	291 804	88.031	48 147
Août	412.763	9.508	5.328	—	Août	328.185	80.170	56 846
Juillet	371.802	13.244	4.742	—	Juillet	360 289	89.335	50.979
1955 Octobre	313.742	9.552	5.094	—	1955 Octobre	582 710	64.706	39.828
1955 Moyenne mens.	302 818	11.788	4.247	—	1955 Moyenne mens.	587 534	36.459	53 823
Répartition :								
1) Secteur domestique	145.453	2.452	—	—				
2) Secteur industriel	398.333	12.698	—	—				
Réexportations	11.978	—	—	—				
Mouvement des stocks	+8.225	—360	+1 423	—				

URGIE SEPTEMBRE 1956

TION (t)

finis

Tôles fortes 4,76 mm et plus	Tôles moyennes 3 à 4,75 mm	Larges plats	Tôles fines noires	Tôles galvanisées, plombées et étamées	Feuillards, bandes à tubes, tubes sans soudure	Divers	Total	Tubes soudés	Ouvriers occupés
57.347	8.607	2.625	45.704	24.378	30.211	4.155	405.604	4.004	55.744
59.799	9.085	2.468	48 720	25.665	27.824	4.923	395.865	3.944	55.600
42.321	7.021	1.777	38.559	15.752	16.055	5.129	319.728	3.163	55.426
59.211	9.638	2.673	43.461	27.294	31.974	5.474	422.188	4.996	55.117
44.479	10.988	1.839	51.352	23.976	30.747	3.949	394.766	3 372	52.442
43.119	10.508	2.544	46.831	21.681	27.601	3.180	365.870	3.621	51.843
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	20.683	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	23.449	9.154	23.096	3.526	247.347	—	40.506
Grosses tôles	Tôles moyennes		Tôles fines	Tôles galvanisées	Feuillards et tubes en acier				
28.780	12.140	2.818	18 194	10.992	30.017	3.589	255.725	—	38.431
16 460	9.084	2.064	14 715	—	13.958	1.421	146.852	—	33.024
19.672	—	—	9.883	—	—	3.530	154.822	—	35.300

PRODUCTION	Unités	Sept. 1956 (a)	Août 1956 (b)	Sept. 1955	Moyenne mensuelle 1955
PORPHYRE :					
Moëllons	t	922	1.771	498	238
Concassés	t	409.168	365.578	334.916	262.651
Pavés et mosaïques.	t	1.858	1.667	3.141	3.082
PETIT-GRANIT :					
Extrait	m³	12.402	13.253	14.295	12.150
Scié	m³	6.185	6.143	6.307	5.775
Façonné	m³	1.604	1.478	1.551	1.462
Sous-produits	m³	21 021	20.559	21.895	16.063
MARBRES :					
Blocs équarris	m³	546	486	538	424
Tranches ramenées à 20 mm	m²	46.500	42.920	46.686	44.459
Moellons et concassés	t	2.035	2.275	1.223	1.180
Bimbeloterie	Kg	84.304	67.443	55.800	46.554
GRES :					
Moellons bruts	t	24.490	21.075	12.209	8.859
Concassés	t	107.437	116.472	93.990	75 173
Pavés et mosaïques.	t	2.182	3 285	1.680	1.533
Divers taillés	t	6.313	6.161	5.703	4.378
SABLE :					
pour métallurgie	t	76 990	72.440	67.702	57.942
pour verrerie	t	101.300	109.966	82 621	69.319
pour construction	t	176 172	182.766	127 533	109.841
Divers	t	58.320	65.836	68.063	51.331
ARDOISE :					
pour toitures	t	713	552	888	886
Schiste ardoisier	t	135	95	100	102
Coticule (pierre à aiguiser)	Kg	6.904	5.694	5.040	4.115

PRODUCTION	Unités	Sept. 1956 (a)	Août 1956 (b)	Sept. 1955	Moyenne mensuelle 1955
PRODUITS DE DRAGAGE : Gravier	t	183.544	176.437	168.666	121.191
Sable	t	29 812	29.917	34.990	17.335
CALCAIRES :	t	237.070	249.736	184.933	147.621
CHAUX :	t	161.171	150.060	163.447	151.001
PHOSPHATES	t	2.720	1.482	2.407	1.633
CARBONATES NATUR. (Craie, marne, tuffeau)	t	36.082	30.130	28.309	25.158
CARBON. DE CHAUX PRECIPITES	t	—	—	5.534	5.188
CHAUX HYDRAULIQUE ARTIFICIELLE	t	675	810	1.026	1.004
DOLOMIE : Crue	t	32.084	33 289	27.568	21.352
Frittée	t	21.482	20.860	20.928	20.737
PLATRE :	t	3.144	3.121	3.703	2.992
AGGLOM. PLATRE	t	110.647	111.352	102 920	96.327

	2e trim. 1956	1er trim. 1956	4e trim. 1955	Moy. mens. 1955
SILEX : Broyé	2.007	753	2.231	1.931
Pavés.	1.064	964	913	879
FELDSPATH & GALETS	206	818	205	201
QUARTZ et QUARTZITES	62.785	22.554	58.674	52 431
ARGILES :	129.296	101.754	104.535	97.282

	Sept. 56 (a)	Août 56 (b)	Sept. 55	Moy. mens. 1955
Ouvriers occupés	13.605	13 554	12.933	13.003

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

COMBUSTIBLES SOLIDES **PAYS DE LA C.E.C.A. ET GRANDE-BRETAGNE** SEPTEMBRE 1956

PAYS	Houille produite (1000 t	Nombre d'ouvriers inscrits (1000) Fond	Nombre d'ouvriers inscrits (1000) Fond et surface	Rendement par ouvrier et par poste Kg Fond	Rendement par ouvrier et par poste Kg Fond et surface	Nombre de jours ouvrés	Absentéisme en % Fond	Absentéisme en % Fond et surface	Coke de four produit par 1000 t	Agglomérés produits 1000 t	Stocks (1000 t) Houille	Stocks (1000 t) Cokes
Allemagne												
1956 Septembre	10.782	332,8	484,8	1.555	1.185	25,00	18,08	16,82	3.586	592	583	197
1955 Moy. mens.	10.894	328,8	480,8	1.544	1.163	25,25	18,24	16,79	3.377	576	572(1)	164(1)
1955 Septembre	10.767	323,6	476,4	1.544	1.161	26,00	20,07	18,85	3.393	570	645	140
Belgique												
1956 Septembre	2.217	95,8	138,9	1.155	827	22,73	16,58(2	14,12(2	619	147	221	90
1955 Moy. mens.	2.498	101,9	146,4	1.148	826	24,59	17,44(2	15,04(2	550	129	371 (1	71 (1
1955 Septembre	2.579	109,7	146,2	1.150	835	25,68	17,79(2	15,25(2	541	135	718	92
France												
1956 Septembre	4.134	137,6	200,4	1.631	1.055	23,51	15,68	7,73(3	993	636	5.303	176
1955 Moy. mens.	4.611	144,5	210	1.583	1.042	24,62	21,30	16,11(3	894	558	5 983(1	164 (1
1955 Septembre	4.342	141,9	206,3	1.594	1.035	24,30	14,81	7,83(3	845	527	7.272	245
Sarre												
1956 Septembre	1.371	36,9	56,4	1.792	1.130	24,82	10,45	5,06(3	353	—	167	37
1955 Moy. mens.	1.444	37,2	56,6	1.810	1.157	24,85	16,34	11,72(3	328	—	228(1	12 (1
1955 Septembre	1.461	37,1	56,8	1.800	1.141	25,84	9,24	4,43(3	332	—	371	27
Italie												
1956 Septembre	83	4,9	—	960	—	—	—	—	270	1	25	50
1955 Moy. mens.	95	5,7	7,5	867	—	—	20,74	18,06	246	2	65(1	62 (1
1955 Septembre	95	5,4	—	951	—	—	23,34	21,03	249	4	97	85
Pays-Bas												
1956 Septembre	954	30,6	—	1.446	—	—	—	—	342	86	297	94
1955 Moy. mens.	991	30,6	54,8	1.486	—	25,33	14,46	13,23	325	82	292(1	82 (1
1955 Septembre	1.039	30,3	—	1.520	—	—	—	—	323	86	312	85
Communauté												
1956 Septembre	19.541	636,4	—	1.515	—	—	—	—	6.163	1.462	6.596	614
1955 Moy. mens.	20.533	648,7	955,8	1.497(4	—	—	18,98	17,43	5.719	1.347	7.551(1	555 (1
1955 Septembre	20.283	648,0	—	1.499	—	—	21,03	19,39	5 683	1 322	9.415	674
Grande-Bretagne												
1955												
Sem. du 25-9 au 1-10	4.576,5 (5	—	699,9	3.318	1 249	—	—	12,76	—	—	—	—
Moy. hebdomad.	4.260,8 (5	—	704,1	3.275	1.225	—	—	12,54	—	—	—	—
1956												
Sem. du 23 au 29-9	4.392,6 (5	—	702,8	3.269	1.212	—	—	12,94	—	—	—	—
Sem. du 23 au 29-12	2.156,8 (5	—	703,7	3.147	1.047	—	—	25,52	—	—	—	—

(1) Stock à fin décembre. (2) Absences individuelles seulement. (3) Sur face seulement. (4) Sans l'Italie. (5) Houille marchande.

Analyse des gaz dans les mines

par A. HAUSMAN
Ingénieur Principal à INICHAR (1)

SAMENVATTING

In geval van brand laat de snelle ontleding van luchtmonsters opgenomen in de mijn toe :

1) *de geschiktheid tot ontvlamming van de gasmengsels te bepalen gedurende de oprichting van afdammingen, op het ogenblik van hun sluiting en bij de heropening van geteisterde werken;*
2) *het gevaar tot verstikking of intoxicatie door het CO-gas vast te stellen;*
3) *de evolutie van de brandhaard na te gaan tijdens de bestrijding, in de afgedamde werken en bij de heropening van een geteisterde werkplaats.*

In normale omstandigheden laat de analyse toe een begin van spontane verbranding te ontdekken. De franse en duitse analysemethoden zijn gegeven.

Het onderscheid tussen de laboratoriumapparaten en de methoden gebruikt in de ondergrond wordt belicht. In het laboratorium vindt men de eudiometer Petite-Rosselle, de absorbtiemeter Robert Müller en de ontleder Wösthoff, die een geoefend personeel vereisen. De infra-rood ontleders en de zuurstof-ontleder gesteund op de paramagnetische eigenschappen kunnen door eenieder bediend worden en geven onmiddellijke aanduidingen.

Vaste apparaten, zoals de registrerende methanometer Maihak of Le Rutte, Weeda en Maas geven op ieder ogenblik het CH_4-gehalte in de mijn en binnen korte tijd zal men over CO-registreerapparaten beschikken.

Draagbare apparaten zoals de colorimetrische CO-detectoren, interferometers voor mijngas-detectie, psychrometers voor de meting van de droge en vochtige temperaturen en de Auer-indicator voor de meting van de luchtstromen worden gebruikt door de verkenners van de reddingsploegen.

RESUME

En cas d'incendie, l'analyse rapide d'échantillons d'air prélevés dans la mine permet :

1) *de déterminer l'aptitude à l'inflammation du mélange gazeux pendant la construction des barrages, au moment de leur fermeture et lors de l'ouverture des chantiers incendiés;*
2) *de déterminer le danger d'asphyxie ou d'intoxication par le CO;*
3) *de renseigner sur l'état d'évolution du foyer pendant la lutte contre l'incendie dans les chantiers barrés et lors de la réouverture d'un chantier incendié.*

En temps normal, elle permet de déceler un début de combustion spontanée. La méthode française et la méthode allemande d'analyse des gaz sont décrites.

La distinction est faite entre les appareils d'analyse de laboratoire et ceux utilisés dans le fond. Au laboratoire, l'eudiomètre de Petite-Rosselle, l'absorbeur Robert Müller et l'analyseur Wösthoff demandent un personnel entraîné. Les analyseurs à infra-rouges et l'analyseur de l'oxygène basé sur ses propriétés paramagnétiques peuvent être manipulés par tous et donnent des indications instantanées.

Dans la mine, des appareils fixes, tels le méthanomètre enregistreur Maihak ou Le Rutte, Weeda et Maas, renseignent à tout moment sur la teneur en CH_4 et, d'ici peu de temps, on disposera d'un enregistreur de CO. Des appareils portatifs sont utilisés par les équipes de pointe : le détecteur colorimétrique à CO, l'interféromètre pour la détection du grisou, le psychromètre pour la mesure des températures sèche et humide, l'indicateur de tirage Auer pour la mesure des courants d'air.

(1) Conférence donnée à Zwartberg, le lundi 22 octobre 1956, à l'occasion de la Journée d'Etudes des Centrales de Sauvetage de Belgique.

Dans le Bultec « Mines » n° 53, août 1956 (2) qui reprend les conclusions des études faites par le Cercle d'Etudes « Mines » de l'A.I.Lg. à propos des feux et incendies souterrains dans les mines de houille, MM. J. Venter et J. Stassen disent dans l'introduction :

« Des causes nouvelles de dangers résultent en » effet des techniques modernes et de nombreux » incendies se sont produits ces dernières années. » Certains eurent des conséquences catastrophi- » ques et l'incendie apparaît vraiment comme l'ac- » cident le plus à craindre dans la mine moder- » ne ».

Dans le même bulletin, les auteurs insistent sur la nécessité de prélever des échantillons d'air dans les chantiers sinistrés (notamment dans la voie de retour d'air) et d'en faire des analyses aussi rapidement que possible.

A. — UTILITE DE L'ANALYSE RAPIDE DES GAZ

Les analyses rapides mettent à notre disposition des renseignements qui permettent de suivre l'évolution de l'incendie ou du feu, de prévoir ses manifestations, et qui nous guident avec beaucoup plus de certitude dans la lutte entreprise.

Grâce aux analyses des gaz, le sauvetage n'est plus un art et il peut être conduit de façon beaucoup plus scientifique qu'autrefois.

En cas d'incendie, les analyses de gaz permettent :

1) de déterminer l'aptitude à l'inflammation du mélange gazeux pendant la construction des barrages, au moment de leur fermeture et lors de l'ouverture des chantiers incendiés;
2) de déterminer le danger d'asphyxie ou d'intoxication par le CO;
3) de renseigner sur l'état d'évolution du foyer pendant la lutte contre l'incendie, dans les chantiers barrés, et lors de la réouverture d'un chantier incendié.

En temps normal, elles permettent de déceler un début de combustion spontanée.

I. — CAS D'UN INCENDIE

Lors d'un incendie, les mélanges gazeux peuvent contenir de l'oxygène, de l'azote, de l'anhydride carbonique, du grisou, de l'oxyde de carbone, de l'hydrogène et des hydrocarbures lourds.

Les mélanges d'air et de gaz combustibles ont des limites d'explosibilité, l'une inférieure, l'autre supérieure. Ces deux limites dépendent de la température et de la pression. Elles sont considérablement modifiées par la présence dans le mélange d'éléments incombustibles. Il existe des mélanges qui contiennent des incombustibles en si grande quantité que, même dilués dans l'air, ils ne peuvent redevenir explosibles.

A cause des circonstances particulières aux incendies de mines, on ne doit pas juger du danger par la limite inférieure ou supérieure d'explosibilité du mélange gazeux. On doit garder une marge de sécurité et admettre une certaine limite d'alerte.

Les Français, les Américains et les Allemands ont établi des formules et des abaques permettant de déterminer de façon certaine ces limites d'alerte lorsqu'on connaît la composition exacte des mélanges gazeux.

La méthode française déterminée par R. Loison, Ingénieur en Chef, et L. Chaineau, Ingénieur principal au Cerchar, a été exposée dans une publication Cerchar 1954. Un résumé en a été donné dans le Bultec « Mines » Inichar n° 45, 30 mai 1955, pages 900/902. J.F. Shaw vient de publier, dans le Bulletin 551 du Bureau of Mines, la méthode graphique utilisée aux U.S.A. pour déterminer l'aptitude à l'inflammation des mélanges gazeux lors des feux de mines.

Dans la suite de l'exposé, nous rappellerons la méthode allemande qui a été décrite en détail dans le Bultec « Mines » Inichar n° 45, 30 mai 1955, et qui nous paraît d'application facile.

L'analyse des gaz permet d'apprécier :

1) Le danger d'explosion lors de la fermeture d'un chantier.

De façon générale, on érige d'abord des avant-barrages pour couper toute arrivée d'oxygène sur l'incendie ou le feu, puis on construit des barrages principaux qui doivent résister à une explosion éventuelle et parfaire l'étanchéité des premiers.

On ne peut travailler à la confection de l'un ni de l'autre que si l'on se trouve en dessous de la limite d'alerte inférieure ou au delà de la limite d'alerte supérieure.

Si, au cours de l'érection des avant-barrages, l'analyse des gaz brûlés fait craindre que la limite d'alerte soit atteinte avant l'achèvement des travaux, il faut en général forcer le débit d'air dans le champ sinistré de façon à rester en dessous de l'état d'alerte. La limite d'alerte peut se déterminer, soit par diagramme, soit par le calcul. Les deux méthodes sont décrites dans le Bultec « Mines » Inichar n° 45 du 30 mai 1955, p. 895.

(2) Feux et incendies souterrains dans les mines de houille. — Conclusions des études faites par le Cercle d'Etudes « Mines » de l'A.I.Lg. par J. Venter et J. Stassen.

La construction des barrages principaux ne doit être commencée que si l'analyse des gaz pris au tube renifleur de l'avant-barrage du retour d'air fait reconnaître qu'il n'y a pas ou qu'il n'y a plus de danger d'explosion.

Le danger d'explosion n'existe pas :

1. Si l'on peut présumer, d'après le diagramme annexe 2 (Bultec « Mines » Inichar n° 45), que la limite d'alerte ne sera pas atteinte.
2. Si la teneur en CH_4 dépasse 16 %. A 16 %, les mélanges de CH_4 et d'air ne sont plus explosibles.
3. Si la teneur en oxygène est au moins de 2 % en dessous de la teneur critique en O_2 déterminée par le diagramme annexe 3 du Bultec « Mines » Inichar, n° 45.

2) Le danger d'explosion lors de l'ouverture des chantiers incendiés.

Lors de l'ouverture et de la ventilation des chantiers incendiés, il faut rechercher si les gaz ne contiennent pas, en plus de 0_2, N_2, CO_2, des quantités importantes de CH_4 et si la dilution de ces gaz par l'air n'entraîne pas la formation de mélanges explosibles. L'examen se fera à l'aide du diagramme annexe 4 du même Bultec.

3) Le danger d'asphyxie ou d'intoxication par le CO.

Une analyse du pourcentage d'oxygène contenu dans l'atmosphère détermine le danger d'asphyxie.

Le danger d'intoxication par l'oxyde de carbone dépend de la concentration dans l'air aspiré, de la durée de la respiration, de l'intensité du travail et de la constitution physique de l'homme. Le diagramme figure 1 (3) fait connaître dans quelle

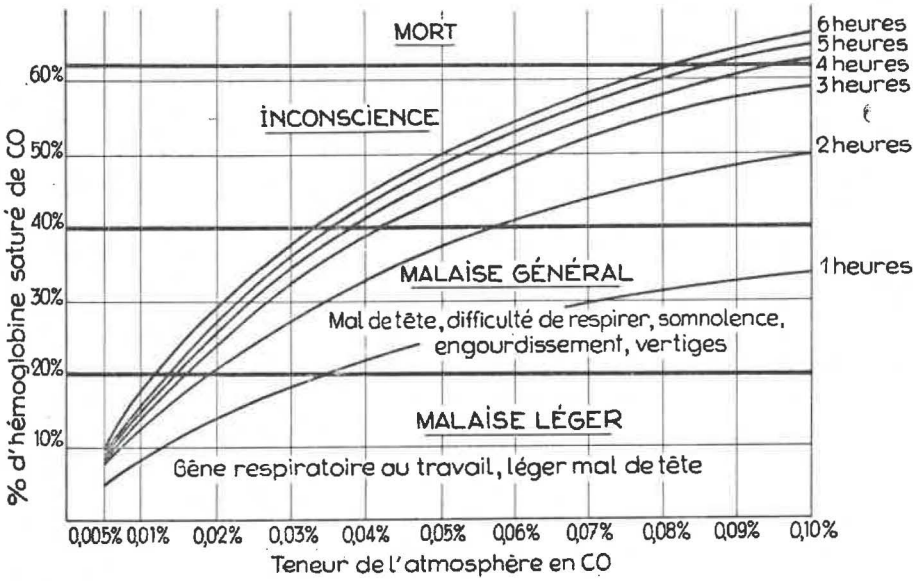


Fig. 1. — Danger d'intoxication par le CO.

mesure et dans quelles conditions on peut travailler dans une atmosphère contenant de l'oxyde de carbone.

Une quelconque des courbes tracées indique, pour un temps de travail déterminé, le pourcentage d'hémoglobine saturé suivant la teneur en CO de l'atmosphère.

4) L'évolution d'un foyer.

L'expérience démontre que, lors d'un incendie souterrain, le rapport de l'oxyde de carbone formé à l'oxygène consommé permet de tirer des conclusions valables sur l'état du foyer à chaque instant.

Ce rapport K, mesure numérique du degré d'oxydation, s'appelle l'indice caractéristique. Pour déterminer l'indice, on part immédiatement de la teneur en CO révélée par l'analyse. Pour déterminer l'oxygène consommé, on ne peut pas se contenter de retrancher de l'air normal (20,93 % O_2) la teneur en O_2 des gaz analysés, parce que, dans le chantier incendié, la teneur en O_2 est abaissée, non seulement par les gaz de combustion, mais encore par le mélange avec d'autres gaz tels que le CH_4. Le Bultec « Mines » Inichar n° 45 donne les deux manières de calculer cet indice caractéristique; en cas d'incendie, cet indice est utilisé dans les circonstances suivantes :

a) lors de la lutte contre le feu.

Dans les incendies de charbon en veine, les indices s'élèvent jusqu'à 25 et dans les feux apparents

(3) Extrait de : « Richtlinien für die Verhütung und Bekämpfung von Grubenbränden auf die Steinkohlenbergwerken im Verwaltungsbezirk des Oberbergamts Dortmund » — 23 mars 1951.

jusqu'à 60. L'efficacité des mesures de combat s'apprécie par la valeur des indices calculés sur des prises d'essai faites successivement au même endroit. La chute des indices indique que les mesures sont efficaces.

b) pour l'appréciation de l'évolution du feu dans les chantiers barrés.

Quand un chantier est obturé, une chute continue des indices indique que le feu s'éteint. On peut estimer que le feu est complètement éteint quand les indices des échantillons de gaz reviennent à l'indice de base. Si les indices tirés des prises d'essai se maintiennent au même niveau ou s'ils accusent une tendance à monter, c'est que l'obturation est insuffisante et il faut prendre des mesures pour étancher les barrages.

c) lors de la réouverture d'un chantier incendié.

En bonne règle, le chantier ne doit être réouvert et ventilé que si les indices sont revenus au niveau de base et s'il s'est écoulé un temps de refroidissement assez long. Si, lors de la mise en circulation de l'aérage, les indices remontent, cela signifie que le feu se ranime.

II. — TEMPS NORMAL

En temps normal, l'analyse des gaz permet de déceler un début de combustion spontanée.

Dans les charbonnages ayant des couches sujettes à combustion spontanée, l'analyse des gaz faite périodiquement dans les retours d'air des chantiers en temps normal est très utile.

Même quand il n'y a aucun feu ni oxydation du charbon pouvant amener une combustion spontanée, on observe dans les retours d'air du bassin de la Rhur des teneurs en CO de 0,005 % et un indice K pouvant atteindre 0,6.

Comme point de départ pour les comparaisons, il faut donc déterminer l'indice correspondant à ce qu'on appelle l'état normal. Ces indices varient d'une fosse à l'autre, et même d'un chantier à l'autre.

Lorsque les indices ont une tendance à monter progressivement au-delà de l'indice de base, il y a danger d'incendie.

* * *

B. — METHODES ET APPAREILS D'ANALYSE DES GAZ

Les gaz à analyser sont : CO_2, CO, CH_4, H_2 et O_2.

La composition des fumées d'un incendie pouvant varier très rapidement, il est d'importance capitale de connaître au plus tôt les résultats de l'analyse d'une prise. Très souvent, les résultats d'une analyse ne sont exploitables avec sécurité que si on les obtient moins de 2 heures après la prise d'échantillon.

L'analyse d'un gaz d'incendie à l'appareil d'Orsat est lente et difficile, elle doit être faite par un personnel expérimenté et la précision des teneurs en CO fournie est généralement insuffisante pour les objectifs visés.

I. — METHODES

1. Méthode française.

M. Janot, Ingénieur de la Sécurité au Groupe de Petite-Rosselle des Houillères du Bassin de Lorraine, préconise la méthode suivante qui permet une analyse complète des gaz en 15 minutes (4).

1) Le CO_2 et l'O_2 sont analysés par absorption sur une solution de soude et sur du phosphore. L'opération dure 10 minutes et la précision est de $\pm$ 0,05 %.

2) Le $CH_4 + H_2$ sont analysés en 13 minutes avec une précision de $\pm$ 0,03 % à l'aide d'un eudiomètre mis au point à Petite-Rosselle.

3) Le CO est analysé en 15 minutes à l'aide de l'appareil Wösthoff.

4) Le CH_4 est aussi analysé en 15 minutes à l'aide d'un autre appareil Wösthoff.

En prélevant sur une bouteille de gaz quatre échantillons mis simultanément sur les quatre appareils suivants :

1) absorbeurs à NaOH et P;
2) un eudiomètre à $CH_4 + H_2$;
3) un Wösthoff à CO;
4) un Wösthoff à CH_4;

tous les gaz sont analysés en 15 minutes. L'hydrogène est obtenu par la différence des résultats de l'eudiomètre et du Wösthoff à CH_4.

2. Méthode allemande.

A la centrale de sauvetage d'Essen, le CO_2 et l'O_2 sont analysés par absorption, le CH_4 et éventuellement le H_2 par combustion. Ces opérations se font dans un appareil Robert Müller analogue à celui présenté figure 2.

Le CO est analysé dans un appareil Wösthoff.

Les deux appareils peuvent se placer rapidement dans des caisses et être transportés en camionnette en toute sécurité (fig. 3).

Ces méthodes (française et allemande) ont l'avantage de permettre une analyse rapide et précise des gaz.

Elles ont l'inconvénient, pour des petites centrales, d'exiger la permanence d'un technicien capable de se servir des appareils.

(4) Bultec « Mines » Inichar, nº 45, 30 mai 1955, p. 902.

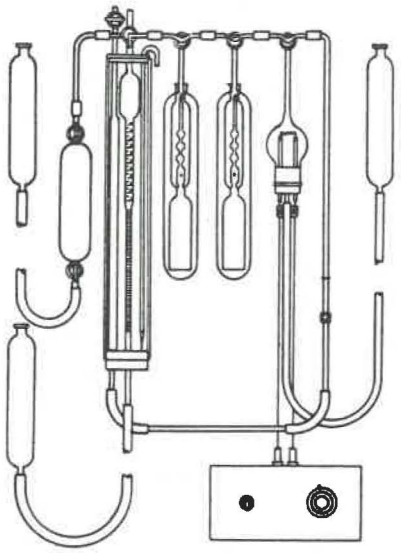


Fig. 2. — Appareil Robert Müller pour l'analyse de l'O_2, du CO_2 et du CH_4 et éventuellement du H_2.

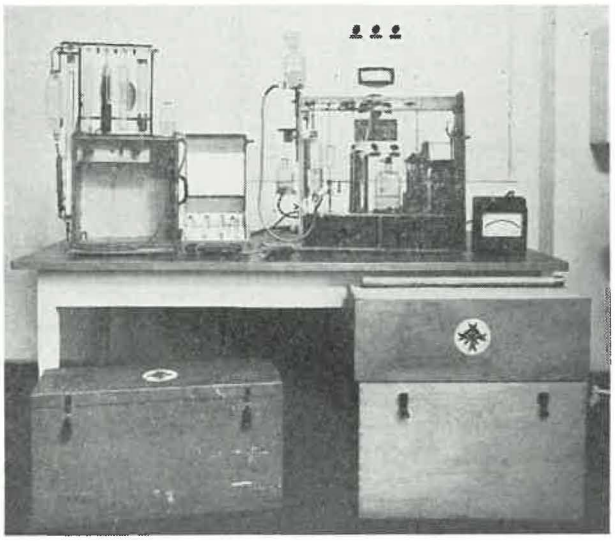


Fig. 3. — Vue des appareils utilisés à la Centrale de sauvetage d'Essen.

De l'avis de M. von Hoff, Directeur de la Centrale de Sauvetage d'Essen qui utilise l'appareil Wösthoff, il faut non seulement un personnel expérimenté pour manipuler l'appareil, mais il faut faire des analyses fréquentes. Le préposé doit acquérir et conserver le tour de main nécessaire et l'appareil doit être employé souvent pour avoir la certitude qu'il reste en bon état. La station d'Essen fait des centaines d'analyses par an.

L'appareil nécessite également un étalonnage journalier. A cet effet, on dispose d'une bonbonne contenant un gaz titrant 0,78 % de CO.

II. — APPAREILS D'ANALYSE EN LABORATOIRE

1. L'eudiomètre de Petite-Rosselle.

MM. G. Champagnac et J. Cretin, des Houillères du Bassin de Lorraine, ont construit un eudiomètre répondant largement aux besoins d'un laboratoire de charbonnage (5).

Cet appareil est basé sur le principe de l'eudiomètre classique (fig. 4).

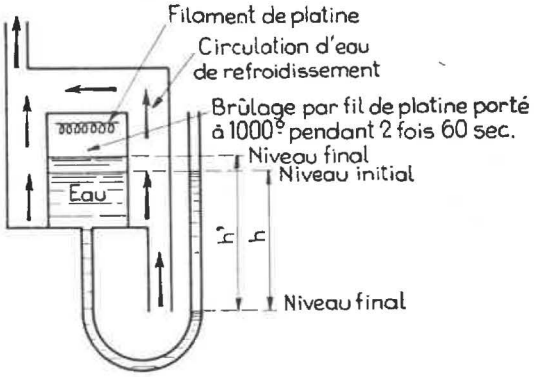


Fig. 4. — Principe de l'eudiomètre Champagnac et Cretin.

La cuve à combustion est raccordée à un tube manométrique. La combustion du méthane fait subir au gaz introduit dans l'appareil une diminution de volume double de celle du CH_4 et H_2 brûlés lorsqu'on maintient la pression constante.

Dans l'appareil, la pression ne demeure pas constante et décroît en même temps que le volume puisque, si l'eau monte dans l'eudiomètre par suite de la contraction du gaz, le niveau descend dans le tube manométrique, abaissant d'autant la pression du gaz intérieur. Le principe consiste à mesurer la dénivellation entre le niveau initial et le niveau final dans le tube manométrique que l'on gradue directement en % de méthane.

Les auteurs ont étudié l'influence de la température sur les lectures et l'influence des conditions de brûlage (température du filament et temps de brûlage).

La température des gaz au moment des lectures a une influence considérable non pas tant à cause des dilatations qu'à cause des variations de tension de vapeur d'eau qui sont très importantes aux environs de 20-25°. L'eudiomètre est entouré d'une chemise parcourue par un courant d'eau dont la température est contrôlée par un thermomètre de précision. En pratique, la température ne varie pas de plus de 1/10 de degré pendant le temps d'une analyse.

Pour assurer un brûlage complet du grisou, il faut que la spirale de platine de l'eudiomètre soit portée au moins à 1.000° et que la durée de passage du courant soit suffisante.

Deux passages de 60 sec séparés de 60 sec assurent un brûlage complet. Un dispositif ingénieux réalise automatiquement les deux brûlages.

(5) Cet appareil a été décrit en détail dans le Bulletin technique « Mines » Inichar, n° 45.

La quantité de gaz introduite dans l'eudiomètre pour chaque analyse est mesurée automatiquement, et cela de façon rigoureuse.

On a rendu automatiques toutes les opérations où pourrait intervenir le coefficient personnel de l'opérateur et cela contribue pour une grande part également à la précision de l'appareil.

2. L'analyseur de gaz « Wösthoff ».

Cet appareil peut servir à analyser séparément le CO et le CH_4.

En principe, le gaz est d'abord épuré par des absorbeurs du CO_2 qu'il contient et des autres gaz étrangers dont la présence pourrait amener des erreurs dans le dosage. Les gaz CO et CH_4 (selon le gaz qu'on désire analyser) sont transformés intégralement en CO_2.

Le gaz est alors mélangé à une solution de soude qui réagit avec CO_2. La variation de conductibilité électrique de la solution, après réaction avec CO_2, permet de doser exactement le CO_2 et par là de connaître la teneur en CO ou en CH_4.

Toutes les mesures doivent se faire à température constante et le débit de gaz à analyser et du liquide à réaction doit être dosé d'une manière rigoureusement constante.

a) Analyse du CO (fig. 5) :

Le gaz à analyser se trouve dans le flacon B 1. Les éprouvettes C 1, C 2 et C 3 permettent de faire des prises de 100, 10 et 1 cm^3. En cas de forte concentration, le gaz peut être dilué par de l'air purifié qui a passé par le purificateur M (gel de silice bleu, hopcalite et chaux sodée).

Le mélange passe dans le purificateur de gaz D où se trouvent du monobromure d'iode, du char-

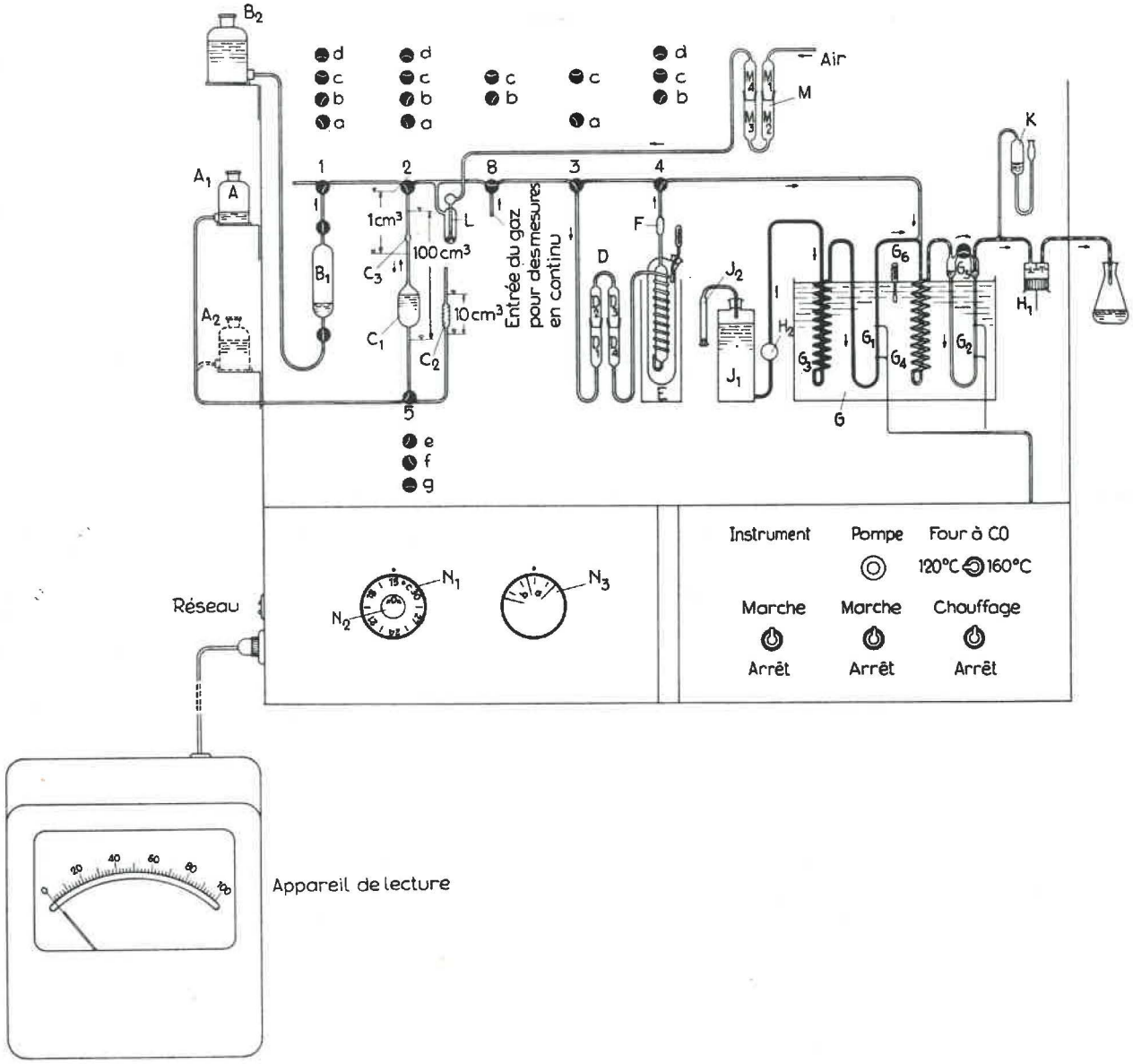


Fig. 5. — Principe de fonctionnement de l'analyseur de gaz Wösthoff.

bon actif, de la chaux sodée et du gel de silice bleu.

Purifié du CO_2 et des autres gaz gênants, il parcourt le serpentin placé dans le four E chauffé à 105 ou 120° C. Dans ce four, le CO du gaz s'oxyde au contact de I_2O_5 et donne CO_2. Le gaz arrive alors à la cellule de mesure G, après avoir été débarrassé en F de l'iode entraîné (laine d'argent).

Cette cellule est placée dans un bain d'huile afin d'obtenir un équilibre de température, la conductibilité de la solution de soude variant avec la température (environ 2 % par degré centigrade).

La solution de soude circule au travers de la cellule sous l'impulsion d'une pompe H_2 entraînée par un électromoteur synchrone qui permet un dosage constant. Elle passe dans le serpentin d'égalisation de température G_3, puis dans le tube en U, G_1, où sa conductibilité électrique est mesurée entre deux électrodes. En aval de cette mesure, on introduit le gaz à analyser dans la solution. La réaction s'opère dans le serpentin G_4. La conductibilité de la solution est mesurée entre deux électrodes dans le tube en U, G_2. Le gaz restant est séparé de la solution en G_5 et aspiré par la pompe H 1.

La différence de conductibilité de la soude en G_1 et en G_2 donne une mesure très précise de la teneur en CO_2, fonction de la teneur en CO. La température du bain d'huile est mesurée par G_6. Un bouton gradué en degrés centigrades permet de faire les corrections de température.

b) Analyse du CH_4.

Le processus est identique à celui employé pour doser le CO, mais le four à I_2O_5 est remplacé par un four en quartz où le CH_4 est transformé en CO_2 à une température de 1.100° C. Le même appareil peut donc servir au dosage des deux gaz CO et CH_4.

3. Analyseurs de gaz à rayons infra-rouges.

On construit actuellement des cellules à rayons infra-rouges, qui permettent l'analyse instantanée des gaz autres que les gaz simples.

Ces appareils sont basés sur le fait que tous les gaz, sauf N_2, O_2, H_2 et les gaz rares, absorbent sélectivement la lumière infra-rouge et, fait particulièrement intéressant, que cette absorption varie de façon très importante d'une substance à l'autre.

Un gaz A absorbe, par exemple, les rayons infra-rouges de longueur d'onde L_1, un gaz B les rayons de longueur d'onde L_2, etc...

Pour effectuer un dosage du gaz A dans un mélange, il suffit donc de mesurer l'absorption des rayons infra-rouges de longueur d'onde L_1.

Pour ce faire, on dispose d'une source d'infra-rouges non sélective, d'une éprouvette contenant le mélange à doser et d'une cellule réceptrice contenant une masse de gaz A pur.

Ne considérons pour l'instant que la partie droite du schéma figure 6.

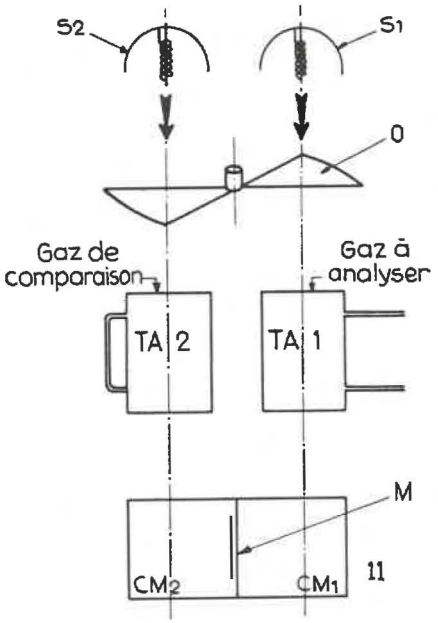


Fig. 6. — Principe de fonctionnement de l'appareil d'analyse par absorption de rayons infra-rouges.

Supposons que le mélange ne contienne que de l'air et du gaz A. Les gaz N_2 et O_2 n'absorbent pas les rayons infra-rouges.

Si nous envoyons des rayons infra-rouges au travers du gaz à analyser, le gaz A absorbera une partie des radiations L_1 suivant sa concentration et la cellule réceptrice absorbera toute la partie restante. L'absorption de rayons élève la température du gaz de la cellule réceptrice, proportionnellement à la quantité de rayons absorbés. Par conséquent, la variation de température de la cellule peut servir de mesure à la proportion de gaz A contenue dans le mélange.

Si le mélange contient de l'air et une certaine proportion de gaz A et de gaz B, il absorbera une partie des radiations L_1 et une partie des radiations L_2. Mais comme les radiations L_2 ne sont pas absorbées par la cellule qui ne contient que du gaz A, son élévation de température ne dépendra que de la quantité de radiations L_1.

Donc, quels que soient les composants du mélange, on ne dose que le gaz contenu dans la cellule, soit A.

Pour permettre la mesure de l'élévation de température qui est infime et pour éliminer les erreurs, on se sert d'une installation double. La mesure est faite par comparaison.

Une éprouvette, appelée éprouvette de comparaison, contient un gaz n'absorbant pas les rayons infra-rouges et l'autre, le gaz à analyser contenant une certaine proportion de gaz A, B, etc...

Pour analyser le gaz A, les deux cellules réceptrices sont remplies de gaz A pur et sont accolées.

Une membrane métallique très mince sépare les deux chambres.

La cellule correspondant à l'éprouvette de comparaison absorbera la totalité des radiations L_1, tandis que l'autre n'en absorbera qu'une partie, comme nous l'avons vu plus haut.

La différence de température du gaz et, par conséquent, la différence de pression dans les deux cellules dépendront de la proportion de gaz A contenue dans le mélange à analyser. La flexion de la membrane médiane, sensible aux différences de pression, caractérise à son tour la concentration. Cette membrane est disposée de telle sorte qu'elle forme, avec un plateau fixe, un condensateur électrique dont la capacité varie avec la flexion.

Le contrôle de la variation de cette capacité, par l'intermédiaire d'un amplificateur électronique, permet l'alimentation d'un millivoltmètre, directement gradué en teneur de gaz A.

Sous cette forme cependant, l'appareil serait le siège d'une dérive importante provenant de l'échauffement extérieur des cellules de mesure; par l'emploi de rayonnement pulsatoire et d'un amplificateur alternatif, branché entre le condensateur et l'enregistreur, seule l'énergie sélective absorbée par le gaz des cellules réceptrices sera amplifiée.

Les variations périodiques de capacité du condensateur, d'amplitudes plus ou moins fortes suivant la teneur du gaz à doser dans la cellule d'absorption, sont transformées en variations de potentiel, amplifiées dans un système électronique, redressées et enregistrées sur un potentiomètre à plume.

Le hachage de la lumière se fait au moyen d'un disque (C) percé d'un certain nombre de trous. La fréquence de pulsation doit être très basse (environ 5 Herz) à cause de l'inertie du système de réception.

Malgré les très faibles échauffements mis en jeu dans ces récepteurs à gaz, cet appareil jouit, en dehors de sa sélectivité particulièrement précieuse, d'une très grande stabilité et d'une sensibilité remarquable; ces résultats sont acquis grâce à l'emploi du système à double faisceau parfaitement symétrique et à l'utilisation de lumière hachée et du système d'amplification alternative particulièrement stable.

4. Analyseur de l'oxygène basé sur ses propriétés paramagnétiques.

L'oxygène et l'hydrogène ne peuvent être dosés par la méthode des infra-rouges, mais il existe une méthode de dosage électrique de l'oxygène, très rapide et très précise.

L'oxygène ayant une susceptibilité magnétique d'environ 100 fois celle des autres gaz (généralement diamagnétiques), on se sert d'un analyseur qui permet le dosage d'un gaz paramagnétique dans un mélange gazeux quelconque. La mesure est indépendante des autres constituants du mélange et de leurs propriétés physiques, telles que : viscosité, conductibilité thermique et chaleur spécifique.

Le mélange à analyser passe dans les tubes T_1 et T_2 (fig. 7) placés dans l'entrefer d'un aimant

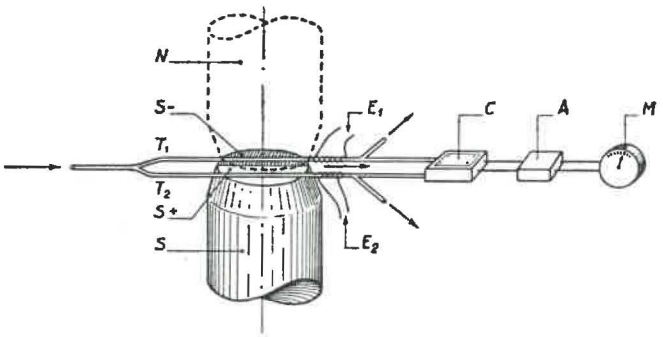


Fig. 7. — Principe de fonctionnement de l'appareil d'analyse d'O_2 basé sur ses propriétés paramagnétiques.

permanent. L'un des pôles de cet aimant est constitué moitié de fer doux et moitié d'un matériau non magnétique. Il tourne sur son axe, soumettant les deux tubes à des variations périodiques de champ qui se traduisent dans le gaz paramagnétique par des variations de force engendrées par l'action du champ non homogène. Ces forces agissent sous forme de variations de pressions sur la membrane d'un condensateur à capacité variable.

On recueille aux bornes une tension modulée, fonction de la susceptibilité magnétique du mélange de gaz. La mesure de cette tension, après amplification A et redressement, donne la teneur en oxygène du mélange : le cadran du millivoltmètre (M) est directement gradué en % d'oxygène.

L'appareil est peu sensible aux vibrations. Il peut fonctionner dans une position quelconque.

Les appareils à rayons infra-rouges et l'analyseur paramagnétique d'O_2 sont très portatifs, à lecture directe et peuvent être manipulés par un personnel non spécialisé. Nous avons pensé qu'ils pourraient peut-être remplacer les appareils d'analyse chimique dans les centrales qui ne font pas journellement des analyses.

On peut envisager d'analyser le O_2, le CO_2 et le $CH_4 + H_2$ au moyen de l'appareil utilisé à la

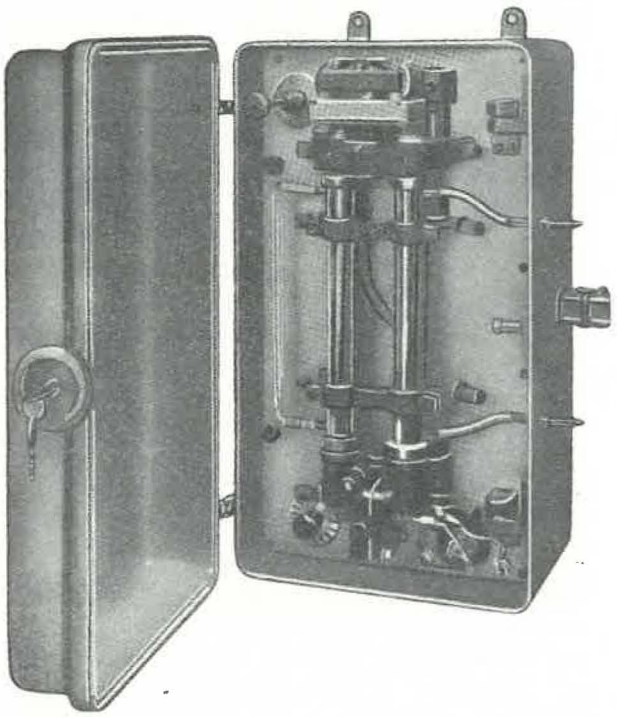


Fig. 8. — Vue d'un analyseur à infra-rouges Onera.

Centrale de Sauvetage d'Essen et avoir deux cellules à rayons infra-rouges, donnant l'une le CO et l'autre le CH_4.

Une solution plus élégante et plus rapide serait d'analyser le CO_2, CO et CH_4 au moyen de cellules à rayons infra-rouges, le O_2 au moyen de l'appareil à analyse de gaz paramagnétique et le H_2 par conductibilité thermique.

En reliant tous ces appareils en série, les teneurs des différents constituants seraient immédiatement obtenues par simples lectures sur des cadrans ou sur diagrammes enregistreurs.

Diverses firmes spécialisées dans la construction de cellules à rayons infra-rouges et autres appareils de mesure ont été consultées :

Le Contrôle de Chauffe, 146, rue des Blains à Bagneux (Seine) construit l'appareil à infra-rouge Onera (fig. 8). Il propose :

1) quatre analyseurs à infra-rouges : deux pour le CO dont un avec échelle de 0 à 0,1 % (toxicologie) et l'autre de 0 à 15 %, un pour le CH_4, avec échelle de 0 à 20 %, et un pour le CO_2, avec échelle de 0 à 15 % ;

2) un analyseur à 0_2 utilisant les propriétés paramagnétiques de ce gaz, avec échelle de 0 à 21 %.

Tous ces appareils reliés en série donneraient des indications instantanées. L'ensemble coûterait environ 2.100.000 francs français.

La firme américaine MSA construit l'appareil à infra-rouges Lira (fig. 9). Elle propose :

trois appareils d'analyse à infra-rouges;
un analyseur de H_2 par thermo-conductivité;
un analyseur de CO_2;

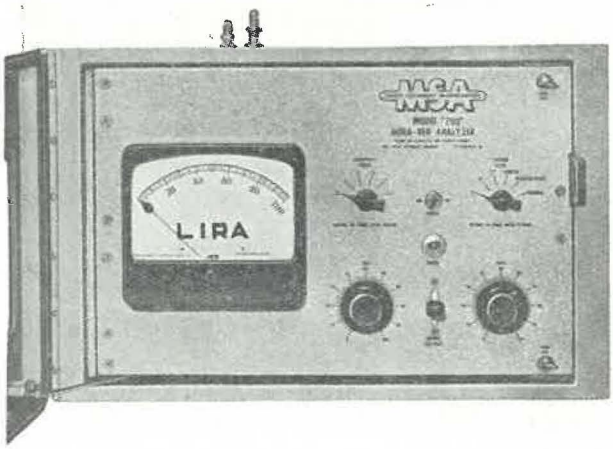


Fig. 9. — Vue d'un analyseur à infra-rouges Lira.

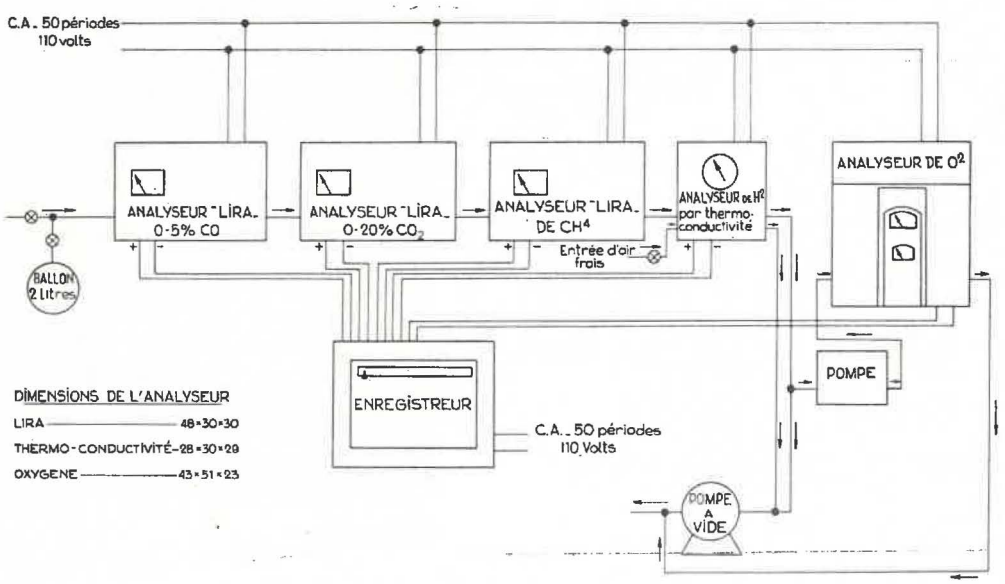


Fig. 10. — Schéma de montage d'appareils d'analyse où CO, CO_2, CH_4, H_2 et O_2 sont analysés instantanément.

disposés comme l'indique le schéma figure 10. Toutes les analyses seraient faites instantanément et enregistrées. Une prise de gaz dans un ballon de 2 litres suffirait.

Le prix de l'ensemble serait d'environ 1.000.000 de francs belges.

La firme allemande Hartmann et Braun construit l'appareil URAS (fig. 11). L'installation

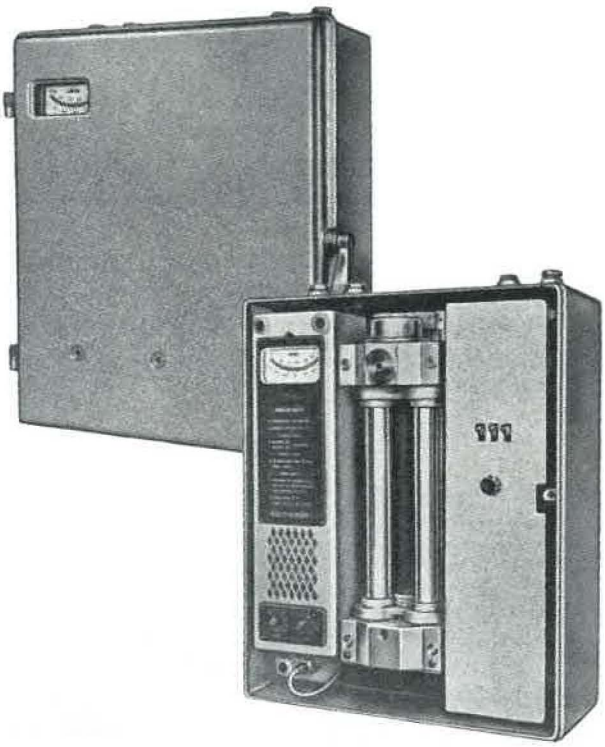


Fig. 11. — Vue d'un analyseur à infra-rouges URAS.

complète de deux cellules de mesure (une à CO, l'autre à CH_4) coûterait environ 170.000 francs belges.

Enfin la firme britannique Infra Red Development Company (fig. 12) doit envoyer ses propositions.

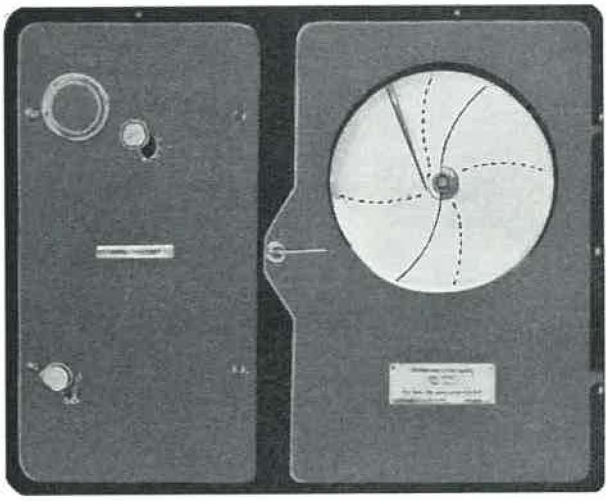


Fig. 12. — Vue d'un analyseur à infra-rouges de la Infra Red Development Company.

III. — APPAREILS D'ANALYSE AU FOND (POUR LES CENTRALES)

1. Le méthanomètre enregistreur.

En plus des appareils décrits et qui devraient équiper un laboratoire de centrale de sauvetage, nous considérons que, bien qu'il ne soit pas destiné à l'analyse des constituants d'un échantillon de gaz, l'appareil enregistreur de CH_4 est indispensable dans un sinistre important. Placé dans le retour d'air général de la mine, il renseigne à tout moment sur la teneur en CH_4 et permet de juger sans équivoque de l'influence, sur l'aérage, des diverses mesures prises.

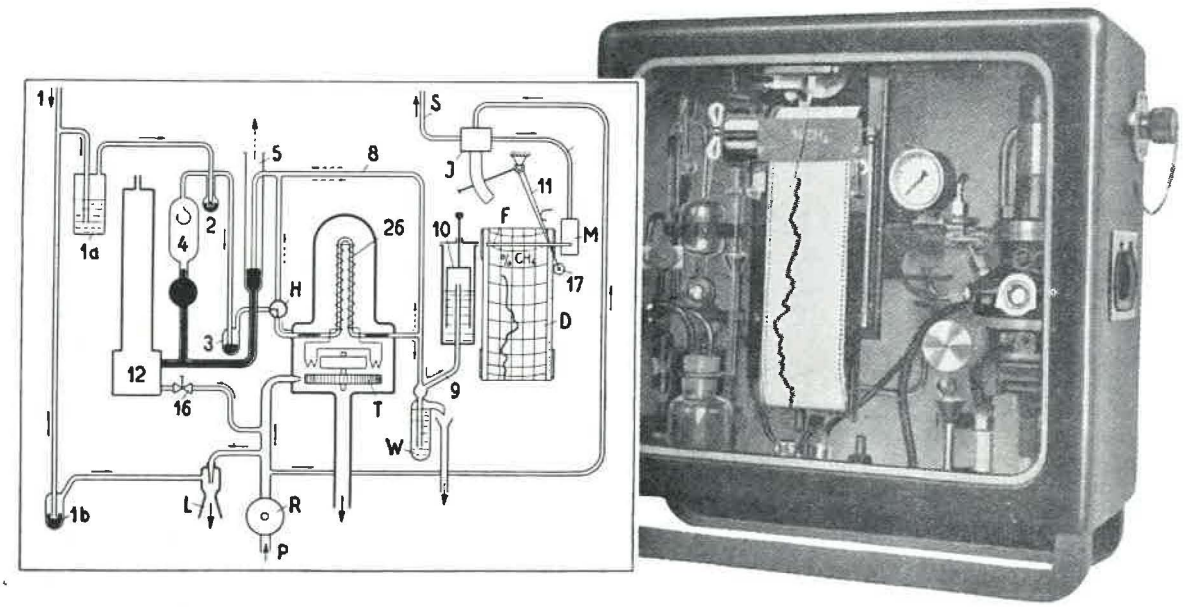


Fig. 13. — Appareil enregistreur de CH_4 Mono de la firme Maihak de Hambourg.

a) Enregistreur de CH_4 de la firme Maihak de Hambourg.

Cette firme construit un appareil enregistreur de CH_4 antigrisouteux, spécialement conçu pour être utilisé au fond de la mine. Il est commandé par air comprimé.

La détermination du pourcentage de CH_4 s'obtient par la mesure de la diminution du volume d'une quantité déterminée de mélange à analyser, après combustion du CH_4.

La combustion s'effectue suivant l'équation

$$CH_4 + 2\ O_2 = CO_2 + 2\ H_2O.$$

H_2O se condense. Le volume du gaz résiduel est donc égal au volume du gaz initial, diminué de 2 fois le volume du CH_4 présent dans le mélange.

L'appareil comprend essentiellement (fig. 13) :

1) un tube à combustion (26) contenant un catalyseur spécial et chauffé par une résistance électrique;

2) une pompe à mercure (12) permettant de faire passer à intervalle régulier un volume déterminé du mélange à analyser dans le tube à combustion;

3) une cloche de mesure (10) qui se soulève proportionnellement au volume du gaz résiduel après combustion;

4) un appareil enregistreur qui inscrit un point à chaque analyse;

5) un régulateur de pression R pour l'admission d'air comprimé;

6) une trompe L pour l'aspiration du mélange gazeux à analyser.

L'air comprimé admis en P, maintenu à la pression constante de 2 atm au moyen du régulateur de pression R, actionne :

1) la trompe d'aspiration L. Celle-ci aspire de façon continue l'air de la mine dans l'appareil. Il pénètre par le tube 1 et le clapet à mercure 1 b;

2) la pompe à mercure (12), qui produit un mouvement périodique de va-et-vient du mercure dans le volumomètre (4), et le tuyau d'arrêt (5). La vanne (16) permet le réglage de la pompe;

3) le turbo-générateur T qui produit le courant de chauffage du tube de combustion (26);

4) l'émetteur d'impulsion J, qui commande l'étrier mobile de l'enregistreur MF et met la tuyauterie S sous pression quand la teneur en CH_4 dépasse une valeur fixée.

Les analyses successives sont provoquées par le mouvement descendant du mercure qui aspire l'échantillon, puis par son mouvement ascendant qui refoule le gaz du volumomètre (4).

L'appareil peut effectuer 20 analyses par heure. La vanne (16) permet de réduire ce nombre à volonté.

Fonctionnement de l'appareil.

La descente du mercure dans le volumomètre (4) provoque l'aspiration par la conduite (1) d'une certaine quantité d'air à analyser; celle-ci traverse le récipient à eau (1 a) et le clapet d'aspiration (2), puis pénètre dans le volumomètre (4).

Une fois descendu jusqu'à la partie inférieure du volumomètre, le mercure remonte, refoule le gaz vers (2) et (3) et obture le tube d'arrêt (5).

La pression du gaz obture le clapet d'aspiration (2) et ouvre le clapet de refoulement (3). Le mélange passe par le robinet H dans le tube à combustion (26), où la réaction
$CH_4 + 2\ O_2 = CO_2 + 2\ H_2O$ s'opère.

L'eau se condense dans le séparateur automatique W et la cloche de mesure se soulève proportionnellement au volume du gaz résiduel. Elle entraîne dans son mouvement le levier (11) portant une plume. Cette dernière ne frotte pas sur le papier et ce n'est qu'à la fin de l'analyse, c'est-à-dire lorsque le volumomètre (4) est complètement rempli de mercure, que l'étrier mobile MF actionné par l'air comprimé, applique la plume contre le diagramme, enregistrant ainsi la teneur en CH_4 de l'échantillon. La plume est pressée contre le dispositif encreur avant son déplacement.

Aussitôt après l'enregistrement, le mercure redescend dans le volumomètre (4), provoquant l'aspiration d'un nouvel échantillon. Simultanément, le tube d'arrêt (5) s'ouvre et le gaz enfermé sous la cloche de mesure (10) est évacué dans l'atmosphère par la conduite (8) et le tube d'arrêt (5).

Il est possible d'adjoindre à l'appareil un dispositif de signalisation acoustique ou électrique.

Dans ce cas, l'émetteur d'impulsion J provoque la mise sous pression de la conduite S lorsque la teneur en CH_4 dépasse une valeur maxima admise. Cette conduite permet d'actionner à distance, par exemple à la surface, un dispositif d'alarme (sirène à air comprimé ou avertisseur électrique) par l'intermédiaire d'un contacteur pneumatique.

b) Enregistreur de CH_4 Le Rutte, Weeda et Maas.

W.A. Le Rutte, W. Weeda et W. Maas viennent également de construire un appareil enregistreur de la teneur en grisou dans l'air des mines (6).

Cet appareil est antidéflagrant, précis à 0,1 % près, sensible aux teneurs variant de 0 à 2 %. La source d'énergie est l'air comprimé.

L'organe assurant la mesure de la teneur en CH_4 est un catharomètre (fig. 14). Les deux résistances R 1 et R 2 sont placées dans deux cellules, dont l'une contient l'air à analyser et l'autre de l'air

(6) Applied Scientific Research 1956, Vol. 6, Section A, n° 1 — Résumé dans le Bulletin de Documentation Technique n° 29 de l'Institut d'Hygiène des Mines Hasselt, 1956, 25 juillet, p. 22/24.

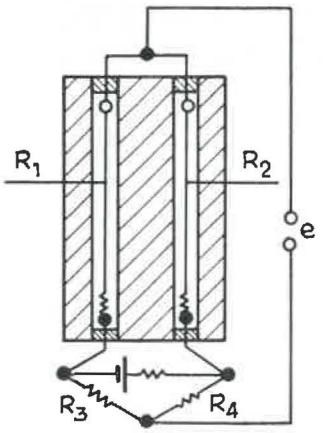


Fig. 14. — Principe de fonctionnement de l'appareil enregistreur de CH_4 Le Ru'te, Weeda et Maas.

exempt de grisou. Le courant électrique passant par ces résistances les échauffe jusqu'à une certaine température, fonction de la conductibilité thermique du gaz qui les entoure. Cette conductibilité dépend elle-même de la composition de ces gaz, le grisou ayant une conductibilité thermique légèrement différente de l'air pur. La présence de CH_4 dans l'air à analyser provoquera donc un écart de température entre les deux fils; à cet écart correspond une différence de résistance ohmique qui déséquilibre le pont de Wheatstone formé par les résistances R_1, R_2, R_3, R_4. L'instrument de mesure est un millivoltmètre enregistreur *e* branché dans une diagonale du pont.

Celui-ci est alimenté en courant électrique par un petit turbo-générateur actionné à l'air comprimé.

La précision de la mesure est évidemment fonction de la stabilité de la tension produite. Or, celle-ci dépend de la pression de l'air comprimé d'alimentation qui n'est jamais parfaitement stable.

Un stabilisateur de tension très ingénieux a été inséré entre la génératrice et l'enregistreur. Il comporte (fig. 15) une lampe à incandescence en

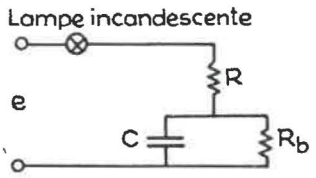


Fig. 15. — Stabilisateur de tension dans l'appareil enregistreur de CH_4 Le Rutte, Weeda et Maas.

série et un condensateur en parallèle avec le circuit d'utilisation. Lorsque la vitesse de rotation de la génératrice s'élève, non seulement la tension, mais la fréquence augmentent, ce qui permet au condensateur de dériver un courant plus important.

L'air de la mine est aspiré à travers des absorbeurs de CO_2 et H_2O, gaz perturbateurs qui ont une grande influence sur la conductibilité thermique du gaz à analyser.

L'ensemble générateur-stabilisateur-redresseur est antidéflagrant. L'air comprimé n'est pas raccordé directement sur l'appareil, mais sur un carter étanche qui l'entoure. Par ailleurs, les caractéristiques électriques de la source sont telles qu'un court-circuit franc, réalisé entre les bornes de sortie, ne peut enflammer un mélange de gaz tonnant réalisé à partir de gaz de ville (à 60 % H_2).

2. Le détecteur de CO enregistreur.

Un appareil enregistreur de CO serait aussi d'une très grande utilité pour la conduite d'un sauvetage. Jusqu'à présent, il n'y a encore aucun appareil agréé pour le fond. Le problème est à l'étude. Les recherches sont très avancées. Il reste certains détails à mettre au point et, d'ici peu de temps, on peut espérer pouvoir disposer d'un tel appareil.

3. Appareils portatifs des équipes de pointe.

Les équipes de sauveteurs qui partent en reconnaissance doivent être pourvues d'un équipement qui leur permette d'apprécier rapidement sur place l'état de l'atmosphère dans laquelle elles se trouvent et de noter sur place certains renseignements indispensables à la conduite scientifique du sauvetage, tels par exemple :

la température;
le degré hygrométrique;
la vitesse du courant d'air;
la section;
le débit d'air;
le sens du courant d'air;
les teneurs en CO et CH_4, etc...

A cet effet, ces équipes doivent être pourvues de l'équipement suivant :

a) un appareil respiratoire à circuit fermé;
b) un détecteur à oxyde de carbone;
c) un détecteur à CH_4 portatif (genre Riken Keiki, Zeiss);
d) un tube à fumée pour déceler le sens et la vitesse des faibles courants d'air;
e) un mètre pour mesurer les sections;
f) un psychromètre;
g) des ballons en caoutchouc (chambre à air de ballon de football) avec poire de soufflage pour prélever des échantillons d'atmosphère;
h) un carnet;
i) de la craie.

La plupart des appareils mentionnés ci-dessus ont déjà été décrits en détail, soit dans les communications de l'Institut d'Hygiène des Mines, soit dans les Annales des Mines de Belgique et les Bulletins techniques d'Inichar. Cependant, il nous a paru opportun d'en rappeler les principes de façon à rassembler dans une même publication tous

les appareils qui permettent une prospection complète de l'atmosphère de la mine en cas d'intervention.

Pour plus de détails sur ces appareils, nous prions les lecteur de se rapporter aux références signalées dans les notes infrapaginales.

a) Le détecteur colorimètrique de CO.

Les détecteurs colorimétriques de CO des firmes Auer et Dräger ont été décrits dans le Bultec « Mines » n° 49 d'Inichar (7). Nous donnons la description et le mode d'emploi du détecteur M.S.A. (8).

La Mine Safety Appliances Company (M.S.A.) construit un détecteur colorimétrique pour l'analyse du CO dans la mine, basé sur le changement de coloration d'un réactif après passage d'une quantité déterminée de CO pendant un temps déterminé (fig. 16).

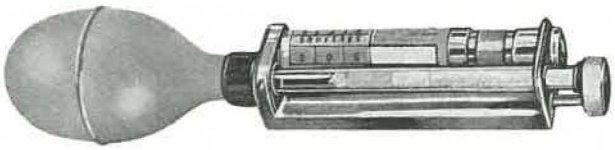


Fig. 16. — Détecteur colorimétrique MSA pour l'analyse du CO.

Le réactif est constitué par le mélange d'un complexe silico-molybdique avec du sulfate de palladium. Ce réactif jaune, mélangé avec du gel de silice, est intercalé sur une longueur de 1 à 1,5 cm dans un tube en verre scellé, de 7 mm de diamètre et de 12,5 cm de longueur, rempli lui-même de granulés de gel de silice. La zone sensibilisée se trouve à peu près au tiers de la colonne de granulé. Celle-ci est maintenue en place par deux tampons de tissu.

L'aspiration du gaz est réalisée de manière à lui faire traverser la plus grande longueur de gel de silice afin de mieux le dessécher. Le tube utilisé, obturé par deux capuchons de caoutchouc, garde sa coloration intacte pendant 8 heures.

L'aspiration de l'air se fait au moyen d'une poire en caoutchouc. Le tube est maintenu contre l'orifice par un support métallique muni d'un capuchon à ressort. Le long de l'armature, un tambour porte une échelle colorimétrique qui donne la teinte du réactif en fonction de la concentration en CO et du nombre de coups de poire. L'échelle de mesure se situe entre 0,001 et 0,10 %.

Le mode d'emploi est le suivant :

1) Briser les deux extrémités d'un tube de verre en utilisant l'encoche ad hoc prévue dans la monture de l'appareil.

2) Serrer le tube entre l'orifice de la poire d'une part et le trou du capuchon à ressort d'autre part, le grand côté de gel de silice doit être tourné vers l'extérieur.

Pour réaliser une bonne étanchéité de l'appareil, il est conseillé d'humecter légèrement les extrémités du tube avant de le mettre en place.

3) Comprimer fortement la poire et, après le regonflement complet de celle-ci, comparer la teinte du réactif à l'échelle du tambour. La concentration peut être mesurée de plusieurs façons par un nombre convenable, mais différent, de coups de poire.

L'appareil, une boîte de 12 tubes et un sachet de capuchons de caoutchouc sont présentés dans un étui de cuir, muni d'une courroie de transport. Les dimensions de l'ensemble sont de 225 × 100 sur 70 mm et son poids d'environ 750 grammes (fig. 17).

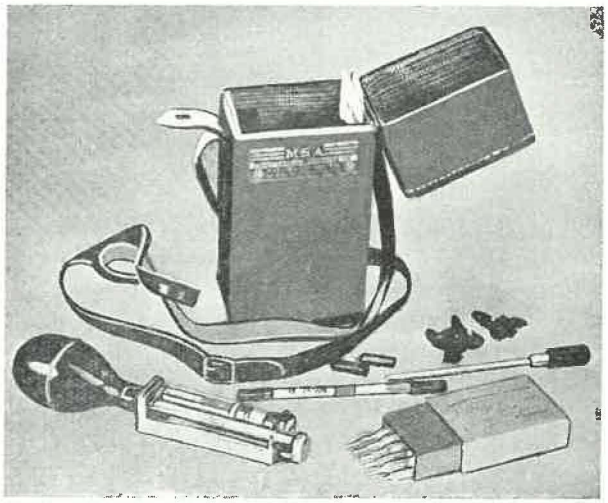


Fig 17. — Détecteur colorimétrique de CO MSA avec boîte de 12 tubes à réaction et étui de transport.

b) La détection du grisou par interféromètre (Riken-Keiki ou Zeiss) (9).

1) Principe de l'appareil.

Le fonctionnement de ces grisoumètres est basé sur une mesure différentielle de l'indice de réfraction du mélange air-grisou après élimination de la vapeur d'eau et du gaz carbonique.

La figure 18 indique le principe utilisé. Une source lumineuse S constituée par une ampoule électrique, suivie d'un condensateur optique C, donne au travers d'une fente F un mince pinceau de rayons parallèles réfléchis par la lame à faces parallèles L. Les rayons réfléchis par la face supérieure traversent la chambre A, subissent une double réflexion totale dans le prisme P, repassent

(7) Voir Bulletin technique « Mines.». Inichar, n° 49, p. 985.

(8) Voir Communication n° 74 de l'Institut d'Hygiène des Mines 1950, 22 juin.

(9) Voir A.M.B. 1954, juillet, page 546 — « Grisoumètre japonais Riken-Keiki ».

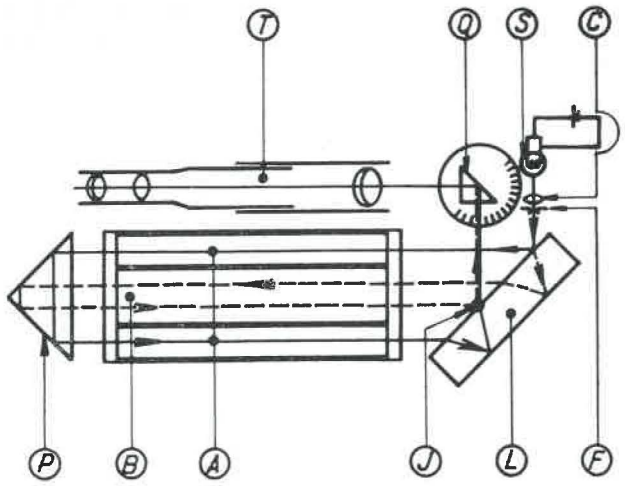


Fig. 18. — Principe des interféromètres détecteurs de grisou.

celui de l'air emplissant A et que soient réalisées les égalités de pression et de température entre les milieux de A et de B.

2) Aspect extérieur de l'appareil.

Il se présente sous la forme d'un parallélépipède de 40 × 90 × 100 mm, constitué par un bâti monobloc en alliage d'aluminium coulé sur lequel viennent se fixer les différents organes. L'une des faces latérales est amovible et donne accès à la pile et à la cartouche filtrante.

Pour son utilisation dans la mine, le grisoumètre est placé dans une sacoche de cuir. L'inaccessibilité des organes internes (pile, cartouche, ampoule, etc...) est assurée par un collier en clinquant d'acier et qui est verrouillé par le système de fermeture de la sacoche, muni d'une clé.

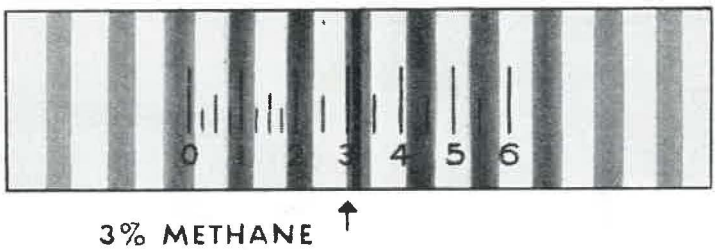


Fig. 19. — Franges à interférences observées dans la lunette.

dans la chambre A inférieure et sont à nouveau réfléchis par la lame L. Ceux réfléchis par la face inférieure traversent la chambre B, subissent aussi la double réflexion totale dans le prisme P, repassent dans la chambre B et sont à leur tour réfléchis par la lame L. Les deux faisceaux lumineux se confondent en J et tombent sur le second prisme à réflexion totale Q qui les envoie dans la lunette T.

La différence des parcours optiques des deux pinceaux lumineux produit un système de franges d'interférences dont la partie centrale est observable dans la lunette T. On règle, en orientant le prisme Q, la frange centrale du système d'interférences sur le zéro d'une graduation placée dans l'oculaire de la lunette T lorsque les chambres A et B sont remplies d'air pur.

Si la chambre B vient ensuite à être remplie par un gaz dont l'indice est différent de celui de l'air, le chemin optique du pinceau de rayons qui la traverse est modifié, ce qui entraîne comme conséquence le déplacement du système de franges d'interférences observé dans la lunette. Il suffit alors de lire la nouvelle position de la frange centrale sur l'échelle placée dans l'oculaire de T pour connaître l'indice de réfraction du gaz emplissant B (fig. 19). Bien entendu, cette échelle est directement graduée en % de CH_4, ce qui implique que soient éliminés tous les facteurs (CO_2, H_2O) autres que le méthane susceptible de faire varier l'indice du gaz emplissant B par rapport à

L'appareil, placé dans sa sacoche de protection et de transport, a pour dimensions hors-tout 50 × 100 × 200 mm. Seuls, restent alors accessibles :

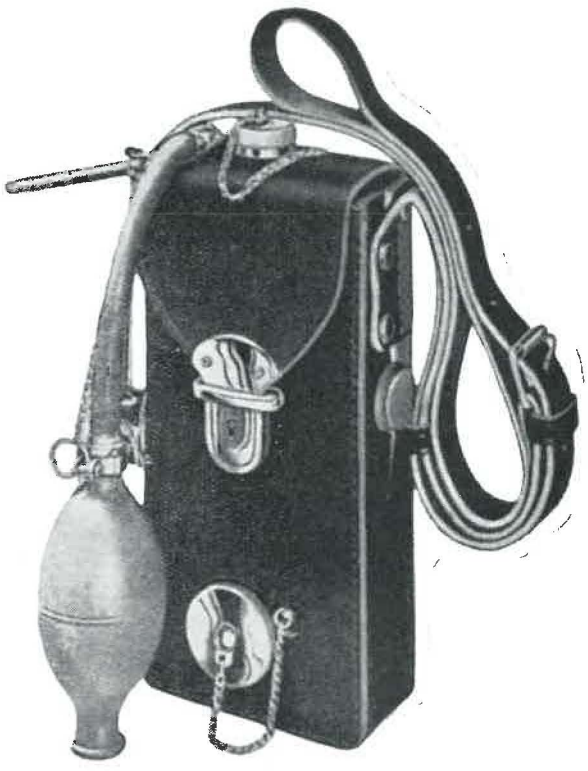


Fig. 20. — Grisoumètre Riken-Keiki dans sa sacoche.

— l'oculaire A, protégé par un couvercle métallique imperdable (fig. 20);
— le bouton de réglage du zéro, actionnant le prisme Q. Ce bouton, dont le réglage n'a en principe pas à être fréquemment retouché, est protégé par un couvercle vissé imperdable;
— le bouton de mise sous tension de l'ampoule protégé par une feuille de caoutchouc souple.

Afin de permettre le rinçage et le remplissage de la chambre B en gaz à doser, le grisoumètre est muni d'une poire aspirante et d'un tube de prélèvement de gaz. Son poids en ordre de marche est d'environ 1.500 g.

3) Emploi du grisoumètre.

Après avoir vérifié au jour que, lorsqu'on remplit la chambre B avec de l'air pur, la frange centrale observée dans l'oculaire est bien sur le zéro de la graduation, il suffit à l'opérateur de bien rincer cette même chambre, au moyen de cinq ou six coups de poire, avec le gaz à doser, d'appuyer sur le bouton de mise sous tension de l'ampoule et

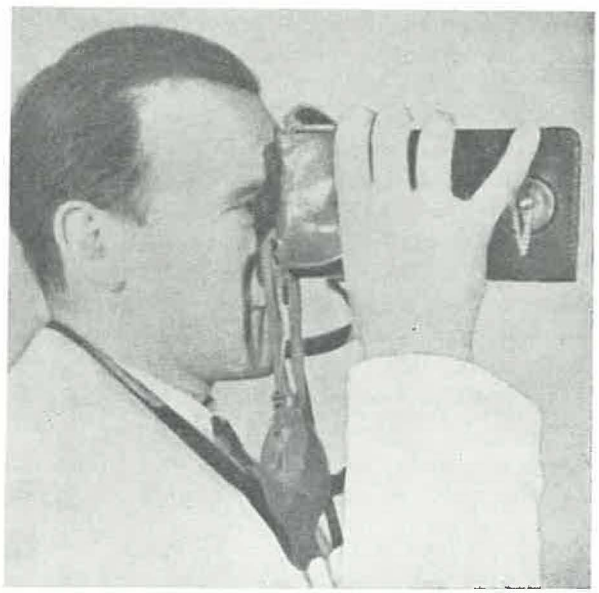


Fig. 21. — Utilisation du grisoumètre.

de lire directement la nouvelle position de la frange repérée sur l'échelle de l'appareil (fig. 21). L'échelle de lecture du grisoumètre Riken-Keiki, type 17, est graduée de 0 à 6 % CH_4.

c) Le psychromètre (10).

La mesure des températures sèches et humides est d'une importance capitale pour la conduite du sauvetage.

1) Le sauveteur doit connaître les températures des galeries où il est amené à évoluer pour éviter les effets pathologiques dus au séjour dans les températures élevées (coup de chaleur, épuisement, déshydratation, crampe).

On admet généralement que les températures effectives limites ci-après, ne peuvent en aucun cas être dépassées :

au travail : $0{,}9\ t_h + 0{,}1\ t_s = 34°\ C$
au repos : $0{,}8\ t_h + 0{,}2\ t_s = 36°\ C$

t_h étant la température humide et t_s, la température sèche.

En Belgique, on considère que la température effective d'un chantier de travail ne peut dépasser 31° C ($0{,}9\ t_h + 0{,}1\ t_s = 31°$ C).

Le Dr Hollmann (Allemagne), qui a spécialement étudié le sauvetage dans des conditions de température élevées, ne considère que la température humide et donne les consignes suivantes aux sauveteurs :

t_h inférieure à 29° C = pas de danger;
t_h de 29° C à 31° C = prudence;
t_h de 31° C à 33° C = n'avancer que s'il y a des vies humaines à sauver;
t_h supérieure à 33° C = se retirer lentement.

2) La direction du sauvetage peut caractériser l'état hygrométrique de l'atmosphère en un point déterminé en calculant, soit la teneur en humidité par kg d'air sec, soit le degré hygrométrique de l'air.

La teneur en humidité par kg d'air sec est donnée par la formule : $x = 0{,}622\ p/(P - p)$ où p est la pression partielle de la vapeur d'eau et P la pression atmosphérique. Cette valeur x est une grandeur absolue indépendante de la pression et de la température locale. Elle est importante pour le calcul de la ventilation.

Le degré hygrométrique est donné par la relation $\varphi\ (\%) = 100\ p/p_s$ où p et p_s sont respectivement la pression partielle et la pression de vapeur saturée à une température donnée.

La connaissance du degré hygrométrique peut avoir de l'importance pour l'utilisation de certains appareils (filtres à CO, par exemple).

Que ce soit pour déterminer x ou φ, on doit connaître P, p et p_s. P se mesure au baromètre, p_s est donné dans les tables pour les différentes températures et p se calcule par la formule de Sprung connaissant t_s et t_h.

$p = p_{s(h)} - 0{,}5\ P/755\ (t_s - t_h)$ où $p_{s(h)}$ = pression de saturation correspondant à la température indiquée par le thermomètre humide (mm de hg).

Appareil de mesure de t_s et t_h — Psychromètre.

L'appareil comprend essentiellement deux thermomètres, l'un sec et l'autre humide, dont on observe simultanément les indications.

Deux conditions sont indispensables pour permettre l'emploi correct de la formule de Sprung :

(10) Voir Communication n° 32 de l'Institut d'Hygiène des Mines, 10 novembre 1947, intitulée « Etude du climat des chantiers souterrains — Comment se mesure la teneur en humidité de l'atmosphère ».

1) la masse d'eau entourant le thermomètre mouillé doit être très petite, pour ne pas modifier par sa présence les conditions climatériques que l'on veut observer. Cette condition est réalisée en entourant la bulle du thermomètre d'une fine mousseline que l'on humecte avant chaque utilisation de l'appareil.

2) la vitesse de circulation de l'air au voisinage des thermomètres doit être suffisante pour rendre négligeables les échanges par rayonnement et par conduction.

Cette condition est réalisée en donnant au psychromètre un mouvement de rotation rapide (psychromètre-fronde) (fig. 22) ou en le dotant d'un petit ventilateur aspirant, mû par un mou-

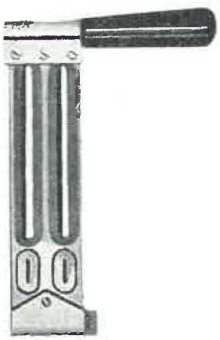


Fig. 22. — Psychromètre fronde.

vement d'horlogerie ou un moteur électrique (psychromètre à aspiration). Dans ce dernier cas, les bulles des deux thermomètres se trouvent généralement protégées du rayonnement par un écran.

L'utilisation des psychromètres-frondes demande une certaine pratique, car la lecture des thermomètres doit se faire rapidement, dès l'instant où l'on cesse de faire tourner l'appareil.

L'utilisation des appareils à aspiration est beaucoup plus aisée, la lecture pouvant se faire sans hâte lorsque les thermomètres ont atteint leur température d'équilibre.

Quelques précautions sont cependant nécessaires pour arriver à un résultat parfait :

1) l'opérateur doit tenir le psychromètre à une certaine distance du corps, pour ne pas l'influencer par son rayonnement propre;

2) il doit se placer sous le vent, pour que l'air humide provenant de sa respiration ne soit pas entraîné dans l'appareil;

3) il doit disposer l'échappement du petit ventilateur aspirant de manière à ne pas contrarier son fonctionnement par le courant d'air circulant dans la galerie où s'effectue la mesure.

d) Indicateurs de tirage Auer.

La firme Auer construit des indicateurs de tirage ou tubes à fumées qui permettent de déceler toutes fuites aux portes, barrages, canalisations, etc., de connaître le sens et de mesurer la vitesse des très faibles courants d'air dans les galeries.

L'appareil comporte une éprouvette cylindrique en verre, placée sur une poire en caoutchouc munie d'une soupape d'aspiration. L'éprouvette contient un produit qui dégage une fumée d'acide sulfurique, blanche et très légère, sous l'influence de l'humidité de l'air que l'on fait passer à travers le tube en pressant sur la poire (fig. 23).



Fig. 23. — Indicateur de tirage Auer avec poire.

Le déplacement du nuage blanc indique le sens du courant d'air. En comptant le nombre de secondes nécessitées par le nuage pour parcourir un mètre, on peut déterminer la vitesse et, connaissant la section, on peut évaluer le débit.

Les éprouvettes sont livrées avec les extrémités soudées et peuvent dans ces conditions se conserver plusieurs années. Elles sont fournies en deux grandeurs, l'une les « Rauchröhrchen » de 130 mm de longueur et 6 mm de diamètre et l'autre, les « Rauchpatrone » de 210 mm de longueur et 18 mm de diamètre.

Un type de poire correspond à chaque type d'éprouvette.

Lorsqu'on désire un très grand dégagement de fumées et qu'on dispose d'air comprimé, le grand



Fig. 24. — Indicateur de tirage Auer raccordé à l'air comprimé.

tube peut être appliqué sur un appareil qui se raccorde à un flexible à air comprimé. Une vanne permet de régler le débit (fig. 24).

Conférence Internationale sur le développement de la technologie chimique dans l'industrie charbonnière et les industries connexes

Stoke Orchard (Cheltenham), juin 1956

COMPTE RENDU par INICHAR (*)

AGGLOMERATION A CHAUD

par D. H. GREGORY

(Coal Research Establishment, N.C.B.)

I. — INTRODUCTION

L'une des plus importantes méthodes de production de combustible sans fumée, destinée à satisfaire la demande croissante de combustible de ce genre en Grande Bretagne, comporte une agglomération du charbon avec carbonisation subséquente des agglomérés. Ce procédé n'est applicable, sans modification, qu'à une gamme très limitée de charbons. Pour l'étendre à d'autres combustibles, il a été nécessaire de soumettre préalablement de nombreux charbons à une oxydation modérée ou à une carbonisation partielle. Dans ces deux traitements préliminaires, le charbon est chauffé à des températures variant d'environ 300° C à 600° C. Il y a une autre phase de chauffage lorsque les agglomérés sont ultérieurement carbonisés à des températures habituellement supérieures à 600° C.

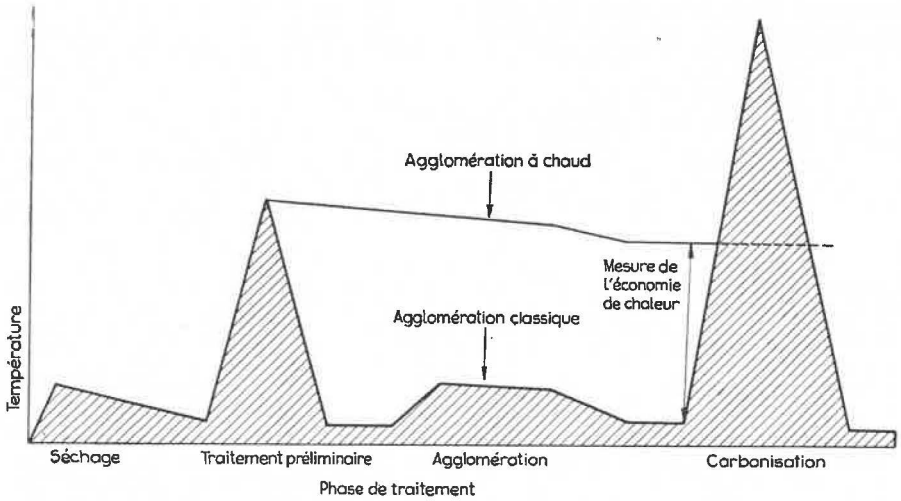


Fig. 1. — Niveaux des températures de traitement dans l'agglomération classique et à chaud.

La phase d'agglomération est ainsi intercalée entre deux traitements thermiques. Si l'on fait l'agglomération classique à 80° C environ, en employant, par exemple, du brai de goudron de char-

(*) Le début de ce compte rendu a été publié dans le numéro de novembre 1956, p. 907/922.

bon comme liant, les agglomérés doivent être refroidis à une température proche de la température ambiante afin de permettre au brai de faire prise et de fournir aux agglomérés une résistance suffisante pour permettre de les transporter mécaniquement jusqu'à l'appareil de carbonisation. Dans ce traitement final, les agglomérés doivent être réchauffés de toute la gamme des températures. Le rendement thermique d'ensemble d'une telle méthode est évidemment faible. On peut l'améliorer considérablement si l'opération d'agglomération est faite à la température du traitement préliminaire ou au voisinage de cette température, ainsi que le montre la figure 1, pourvu que les agglomérés soient suffisamment solides à ces températures pour résister à la manipulation au cours de la phase ultérieure de carbonisation.

Le brai de goudron de houille n'a d'efficacité, comme liant, qu'après son durcissement et, comme la température de « durcissement » ou de « prise » est de l'ordre de 100° C, il est trop liquide aux températures supérieures à 300° C pour contribuer à la résistance des agglomérés fabriqués à ces températures. Aussi a-t-on élaboré d'autres liants à températures de « prise » élevées.

Hardy (1) et d'autres chercheurs ont montré que des fines de charbon peuvent être agglomérées sans liant, si le charbon est chauffé de façon telle qu'il devienne plastique et est alors soumis à une compression. Darmont (2) a démontré que ce charbon plastique peut être employé comme liant pour le coke. Mais il n'y a toutefois qu'un groupe relativement faible de charbons qui se ramollissent suffisamment avant de se décomposer et, même avec lesdits charbons, l'intervalle de température entre le ramollissement et la décomposition est trop étroit pour des opérations entreprises à grande échelle. En fait, l'élaboration de ce procédé s'est limitée à un appareil de 5 t/h.

Bennet (3), en partant des courbes de ramollissement du charbon de Seyler et de la température de décomposition de Evans, a indiqué que, pour de faibles vitesses d'échauffement, ce sont seulement les charbons ayant 24 à 34 % de matières volatiles (Base de Parr) qui se ramollissent avant la décomposition (fig. 2). De plus, même avec ces charbons, la différence maximum de température entre les points de ramollissement et de décomposition est de l'ordre de 10° C seulement.

On a montré qu'une vitesse d'échauffement plus grande a un effet marqué pour abaisser la température à laquelle le charbon se ramollit et pour remonter la température de sa décomposition. On peut donc s'attendre à ce que la gamme des charbons qui se ramollissent avant la décomposition et leur zone de ramollissement s'élargissent en pratiquant un échauffement rapide, mais même avec des vitesses très rapides, Darmont (2) a déclaré que ce sont seulement les charbons fusibles qui peuvent être considérés comme convenant au procédé d'agglomération à températures élevées.

Des travaux récents et encore en cours au Coal Research Establishment du National Coal Board indiquent que les difficultés pratiques d'agglomération dans l'intervalle plastique peuvent être surmontées par l'addition au charbon d'un agent servant de fondant, tel que du brai de goudron de houille. L'objet de ce fondant est de rendre le charbon plus fusible sur un intervalle de température plus large. La figure 3 donne la relation qui

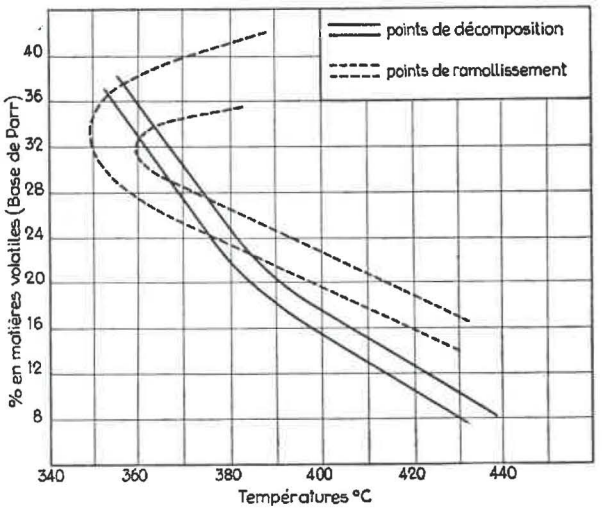


Fig. 2. — Teneur en matières volatiles du charbon en fonction des températures de ramollissement et de décomposition..

Basée sur les chiffres de Bennet — Journal of the Institute of Fuel 14.175 (1941) (figure reproduite avec la permission de l'auteur et de la revue).

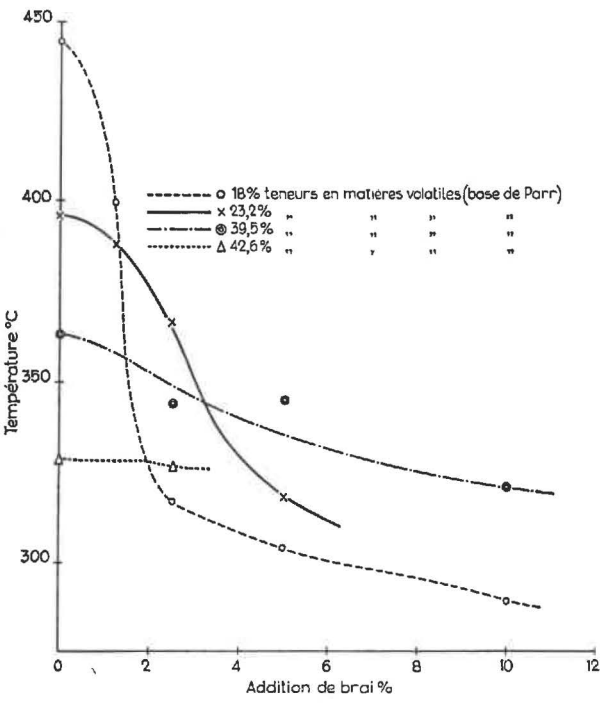


Fig. 3. — Effet d'une addition de brai sur la température de ramollissement du mélange de brai et de charbon. Méthode de Gieseler.

existe entre les températures de ramollissement déduites de la méthode de Gieseler et les teneurs de brai servant de fondant, pour 4 charbons dont la teneur en matières volatiles varie de 18 % à 42,6 % (base de Parr). On notera que, pour le charbon à 18 % de matières volatiles, des additions de brai allant jusqu'à 4 % ont un effet considérable, en abaissant la température initiale de ramollissement de 443° C sans brai à 330° C avec une addition de 2 % et à 310° C avec une teneur de brai de 4 %. Des accroissements plus grands de la quantité de brai n'entraînent pas les mêmes modifications remarquables de la température de ramollissement. Au fur et à mesure que les teneurs en matières volatiles des charbons augmentent, l'effet des additions de fondant sur leur point de ramollissement devient moins accusé. C'est ainsi qu'avec le charbon à 39,5 % de matières volatiles, les températures correspondantes sont 377° C sans brai, 350° C avec addition de 2 %, et 340° C avec 4 %, tandis que, pour le charbon à teneur en matières volatiles la plus élevée (42,6 %), le brai, pour les quantités ajoutées, n'a pas d'effet sur la température initiale de ramollissement. Outre l'effet d'abaissement de la température de ramollissement du charbon, l'addition de fondant augmente aussi considérablement le degré de fluidité, ainsi que le montre la figure 4. L'effet est de nouveau

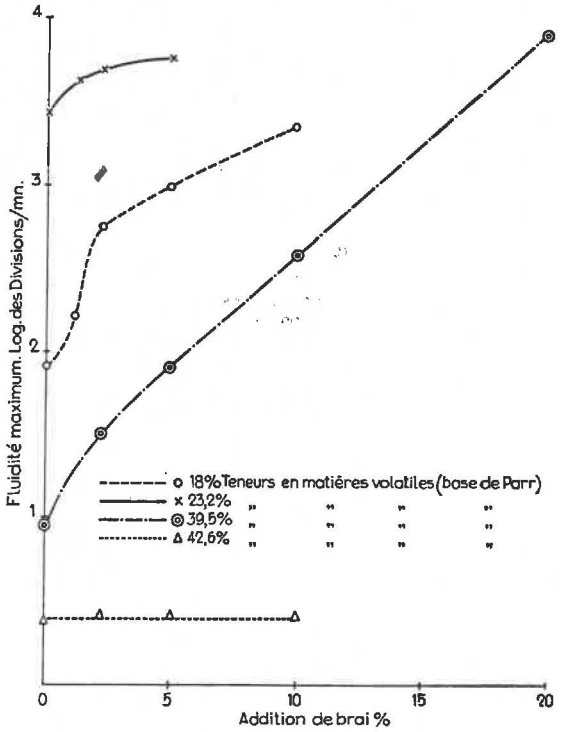


Fig. 4. — Effet d'une addition de brai sur la fluidité maximum du mélange de brai et de charbon. Méthode de Giescler.

le plus accentué pour des additions allant jusqu'à 4 %, avec une réduction de l'effet pour des additions plus importantes. Nos travaux ont montré que l'addition de brai, à titre de fondant, ne modifie pas la température de décomposition du charbon. Les effets nets de l'introduction de fondant sont donc d'élargir la gamme des charbons se ramollissant avant décomposition et d'agrandir l'intervalle de température pour l'agglomération.

Le nombre limité de charbons qui ont été examinés jusqu'à présent montre que la gamme des charbons qu'on peut ramollir avant décomposition s'étend au moins jusqu'à ceux ayant une teneur en matières volatiles de 18 % à 39,5 % et que, par conséquent, des charbons non normalement considérés comme cokéfiants deviennent convenables pour l'agglomération à chaud. La gamme des températures admissibles pour le charbon à 18 % de matières volatiles est augmentée de 110° C avec 2 % de brai et de 130° C avec 4 % de brai servant de fondant. Pour le charbon à 39,5 % de matières volatiles, les augmentations sont respectivement de 27° C et 37° C pour des additions de 2 % et 4 % de brai.

II. — APPLICATIONS DE L'AGGLOMERATION A CHAUD DE CHARBON ADDITIONNE DE FONDANT

A) Agglomération de charbon oxydé.

Dans un autre mémoire présenté à cette conférence, on décrit un procédé dans lequel du charbon à faible teneur en matières volatiles, mais fortement gonflant, est oxydé par voie thermique avant d'être aggloméré. La phase d'agglomération est, dans ce procédé, intercalée entre les deux phases de traitement thermique, c'est-à-dire l'oxydation à des températures entre 300° C et 400° C et la carbonisation à des températures dépassant 650° C.

Après une oxydation convenable, le charbon ne manifeste aucun ramollissement dans l'appareil Gieseler. Toutefois, à la suite de l'addition de 4 % de brai, on note un ramollissement du mélange à 350° C.

On conclut des expériences d'agglomération au laboratoire et de la marche de petites installations à l'échelle expérimentale, que les variables dans l'agglomération à chaud de charbon oxydé sont : la teneur en fondant, la température d'agglomération et le degré d'oxydation du charbon. La composition granulométrique du charbon n'a pas été considérée comme une variable dans ces expériences, car elle était gouvernée dans une mesure beaucoup plus grande par le traitement d'oxydation. Des essais à petite échelle, tant en marche discontinue que continue, ont montré qu'avec une teneur de brai de 3 % à 4 %, le charbon qui a été oxydé de façon que son pouvoir agglutinant soit réduit de 13 à un chiffre compris entre 1 et 4, peut être aggloméré sous une pression de 2 tonnes/pouce carré (314,5 kg/cm^2) à des températures d'au

moins 300° C. Ce chiffre de 3 à 4 % de brai nécessaire comme fondant n'est que la moitié environ de ce qu'il faut comme liant dans les procédés classiques d'agglomération à basse température, de ce charbon oxydé.

Thau (4) aussi bien que Darmont (2) ont considéré que des presses à volume constant ne pouvaient pas être employées pour l'agglomération à chaud. Cependant, des expériences de laboratoire portant sur du charbon additionné de fondant ont indiqué que la variation de la résistance de l'aggloméré en fonction de la pression n'est pas plus grande que dans l'agglomération classique avec du brai servant de liant; confirmation de ce fait a été obtenue dans une installation expérimentale à petite échelle utilisant une presse à double rouleau, c'est-à-dire une presse à volume constant. Il semblerait donc que, si le charbon est additionné de fondant, on peut utiliser des presses à volume constant du type à double rouleau, avec tous leurs avantages, dans l'agglomération à chaud. Les résultats de l'installation expérimentale à petite échelle semblent indiquer aussi qu'il n'y aurait pas besoin d'aciers spéciaux résistant à la chaleur, car la température à laquelle s'équilibrent les rouleaux se tient entre 150° C et 170° C, lorsque la température du charbon à l'endroit où se fait la compression varie entre 300° C et 325° C. On gagnerait peu de chose en chauffant artificiellement les rouleaux à la température d'agglomération.

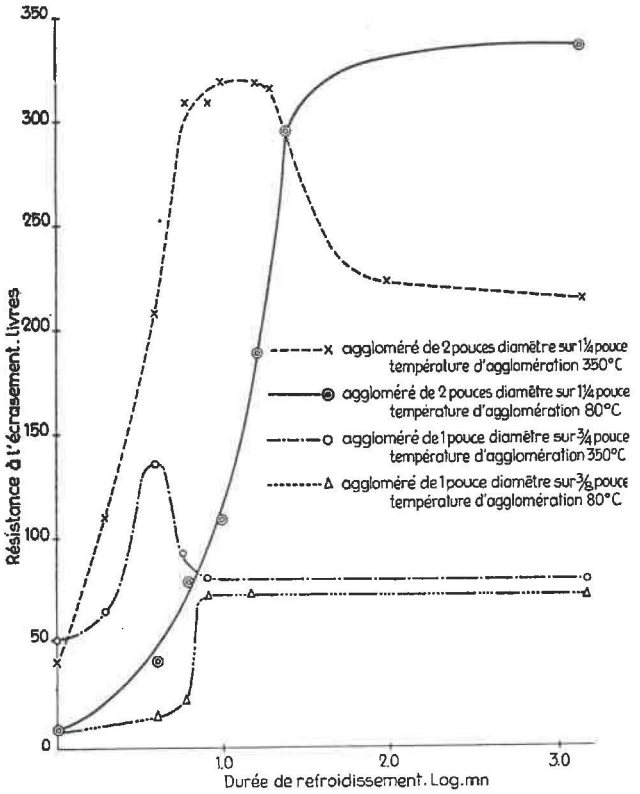


Fig. 5. — Agglomération de charbon oxydé. Apparition de la résistance de la briquette.

Les caractéristiques de refroidissement des agglomérés varient en fonction de la dimension et de la forme de l'aggloméré. Dans tous les cas toutefois, ainsi que le montre la figure 5, l'apparition de la résistance se fait beaucoup plus rapidement que pour un aggloméré de type normal fabriqué par les moyens classiques. La résistance finale du produit aggloméré à chaud est aussi, en général, plus élevée que celle du produit normal fabriqué à 80° C.

Il y a une résistance caractéristique maximum des agglomérés fabriqués au-dessus de 300° C, le maximum augmentant en même temps que la température d'agglomération. La décroissance de la résistance de l'aggloméré au cours du refroidissement, au delà du maximum, est attribuable à deux causes : les efforts internes causés par un refroidissement trop rapide et par suite inégal, et les contractions thermiques différentes des éléments pétrographiques constituant le charbon originel. Les deux causes sont considérées comme importantes, mais la seule qui puisse être modifiée en pratique est la vitesse de refroidissement. Si l'on emploie un appareil continu pour la carbonisation des agglomérés, leur refroidissement ne pose plus de problème. Dans ce cas, il est préférable de charger les agglomérés dans le four de carbonisation avant qu'on ait obtenu la résistance maximum. Si toutefois on laisse les agglomérés se re-

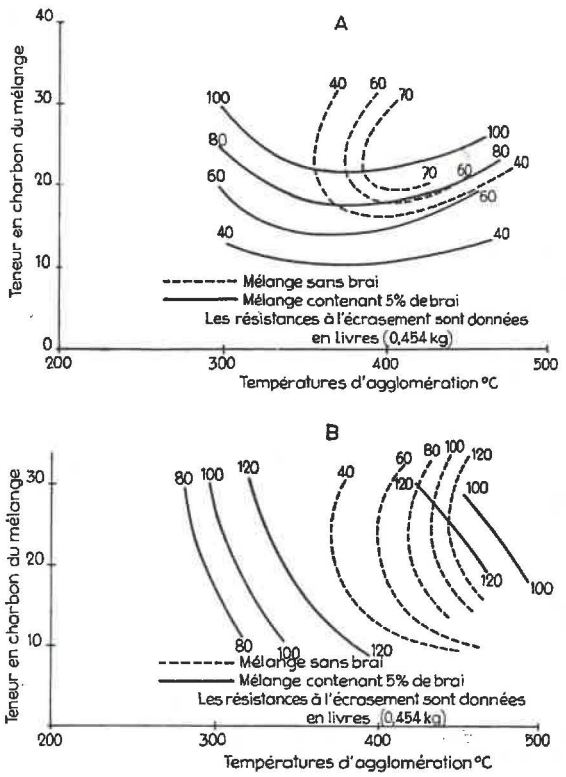


Fig. 6. — Courbe de résistance ISO indiquant les effets de la concentration en charbon, de la température d'agglomération et de l'addition de brai.

A : Teneur en matières volatiles du semi-coke pulvérulent 12,8 %.
B : Teneur en matières volatiles du semi-coke pulvérulent 22,8 %.

froidir à l'air en dessous de la température pour laquelle la résistance maximum se produit, comme, par exemple, ce peut être le cas dans la carbonisation par charges séparées, le produit carbonisé a une faible résistance en raison du développement de fissures capillaires qui apparaissent dans les agglomérés non encore cuits. La carbonisation par charges séparées peut toutefois être employée si la vitesse de refroidissement des agglomérés est réglée à moins de 10° C par minute, même si la température finale est abaissée au niveau de la température ambiante.

B) Agglomération de semi-coke ou de semi-coke pulvérulent.

Une autre application de cette technique à chaud est l'agglomération du semi-coke. Ici encore, la phase d'agglomération est intercalée entre deux phases de traitement par la chaleur. La première consiste en une précarbonisation partielle du charbon à des températures se tenant entre 400° C et 650° C afin d'obtenir un semi-coke ou un semi-coke pulvérulent, le second traitement thermique est la carbonisation des agglomérés à des tempéra-

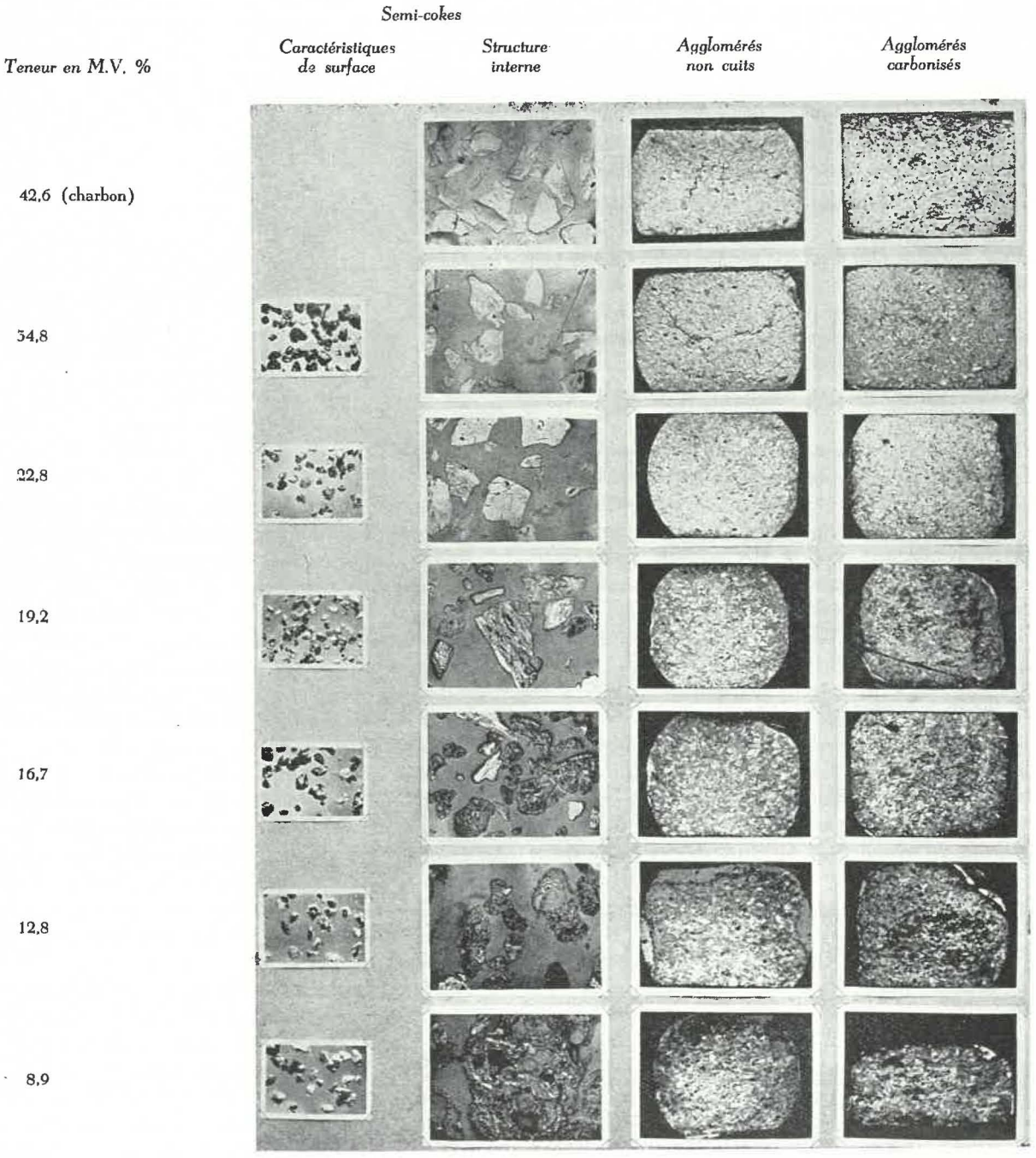


Fig. 7. — Caractéristiques physiques du charbon et des semi-cokes de Binley.

tures dépassant 650° C. Dans ce procédé, le degré de précarbonisation est tel que la fluidité du charbon originel a été détruite. La méthode adoptée, par conséquent, est d'ajouter du charbon et du fondant au semi-coke chaud. Ces deux éléments constitutifs (le charbon et le fondant) agissent comme un liant mixte dans l'agglomération à chaud du semi-coke, de la même façon que le brai seul agit dans l'agglomération classique. L'action du brai pour abaisser la température minimum d'agglomération et élargir la marge admissible de température d'agglomération est bien démontrée.

Bien que jusqu'à présent cette méthode d'agglomération n'ait été élaborée qu'à l'échelle du laboratoire, les variables qui déterminent la résistance de l'aggloméré non cuit et de l'aggloméré carbonisé ont été définies. Ces variables sont la teneur en matières volatiles du semi-coke, la composition du liant mixte de charbon et de fondant, la teneur en liant mixte, le type de charbon employé dans le liant mixte et la température d'agglomération.

L'une des variables les plus importantes est la teneur en matières volatiles du semi-coke, car, ainsi que l'indique la figure 7, cette valeur peut être mise en relation avec la structure, la forme et aussi les dimensions des particules. Il est bien connu, même dans le procédé classique d'agglomération, que ces trois facteurs gouvernent, dans une large mesure, les besoins de liant et la résistance des agglomérés.

Un examen microscopique des semi-cokes à teneurs en matières volatiles variables décèle qu'au fur et à mesure que la carbonisation devient plus poussée, il se développe dans les particules une structure poreuse, et c'est aux teneurs en matières volatiles les plus basses que les dimensions de pores deviennent extrêmement grandes (fig. 7). La porosité des semi-cokes ne se modifie pas d'une manière appréciable lorsqu'on descend jusqu'à 25 % de matières volatiles, mais ensuite il y a un accroissement marqué au fur et à mesure que la teneur en matières volatiles baisse. Il n'est donc pas surprenant que les agglomérés produits à partir de semi-coke ayant moins de 25 % de matières volatiles, dans les conditions normales de composition et de proportion de liant, de température et de pression d'agglomération, n'aient pas autant de résistance que ceux produits à partir de semi-coke ayant environ 25 % de matières volatiles (fig. 8A). Cette réduction de résistance se produit aussi avec des agglomérés fabriqués à partir de semi-coke ayant plus de 30 % de matières volatiles, mais pour une raison différente. Ces semi-cokes à teneur en matières volatiles plus élevée, ayant été précarbonisés à des températures plus basses que la température d'agglomération, émettent des matières volatiles pendant l'opération d'agglomération et ceci produit des fissures qui affaiblissent

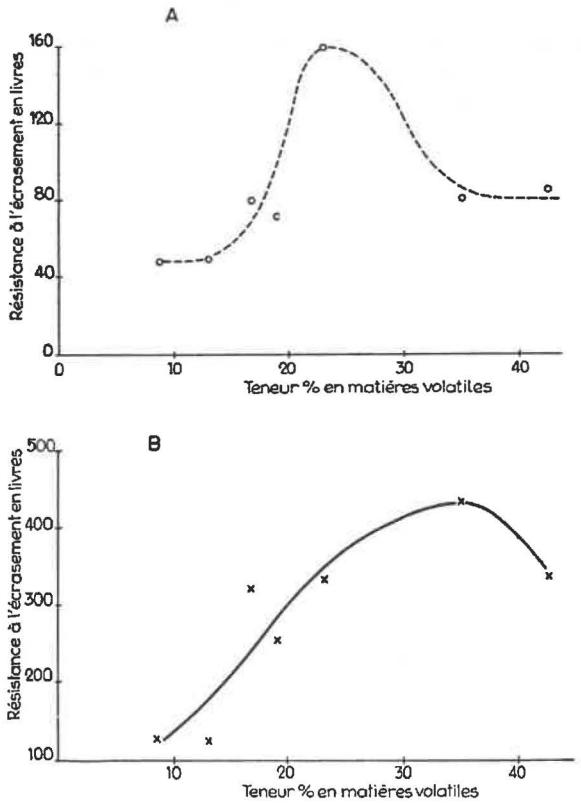


Fig. 8. — Résistance à l'écrasement d'agglomérés produits à partir de semi-cokes à teneurs en matières volatiles variables.
Teneur du liant 14 % (9,8 % charbon, 4,2 % brai).
Température des agglomérés : 420° C.
A : Agglomérés non cuits.
B : Agglomérés carbonisés.

les agglomérés non encore cuits (fig. 7). La résistance des agglomérés carbonisés est maximum lorsque la teneur en matières volatiles du charbon précarbonisé se tient entre 30 et 35 % (fig. 8B). Les mesures de densité apparente indiquent que le semi-coke est plus compact à cette teneur en matières volatiles, par conséquent la contraction du semi-coke qui provoque la séparation du liant mixte au cours de la carbonisation subséquente des agglomérés est réduite au minimum.

Les autres propriétés des particules, qui peuvent avoir une relation avec le degré de carbonisation, comme la forme et la distribution granulométrique, doivent, bien entendu, contribuer à la résistance maximum obtenue avec les semi-cokes ayant de 25 à 30 % de matières volatiles. On voit sur la figure 7 que les particules constitutives de ces semi-cokes conservent encore les propriétés anguleuses qui sont préférables pour l'agglomération, et l'examen de la composition granulométrique indique qu'il ne s'est pas produit de coalescence des particules. Toutefois, en poussant la carbonisation, les particules deviennent de plus en plus sphériques et la granulométrie devient plus grosse. Des expériences ont été faites pour évaluer l'effet des différentes compositions granulométriques en con-

cassant des semi-cokes à faible teneur en matières volatiles aux dimensions des échantillons à 25 - 40 % de matières volatiles; les résultats indiquent que la variation de composition granulométrique n'a qu'une importance secondaire par rapport à la porosité et à la forme des particules.

Les autres variables, telles que la composition du liant mixte, la quantité de liant mixte et le type de charbon employé dans le liant mixte, sont en étroite relation les unes avec les autres. Il a déjà été dit que les travaux de Darmont (2) ont indiqué que, lorsqu'on se sert de charbon seul comme liant, la quantité nécessaire dépend du type de charbon employé, c'est-à-dire de son degré de fluidité intrinsèque. Il en est de même jusqu'à un certain point lorsque du charbon additionné de fondant de brai est employé sous forme de liant mixte; mais, dans ce cas, la quantité de liant mixte nécessaire dépend de la fluidité du mélange de charbon et de brai, plutôt que de celle du charbon lui-même.

En général, le rapport du charbon au brai dans le liant mixte peut être modifié dans une large mesure, pourvu que le liant mixte soit convenablement réglé. Un type d'exemple de la relation qui existe entre les éléments constitutifs du liant

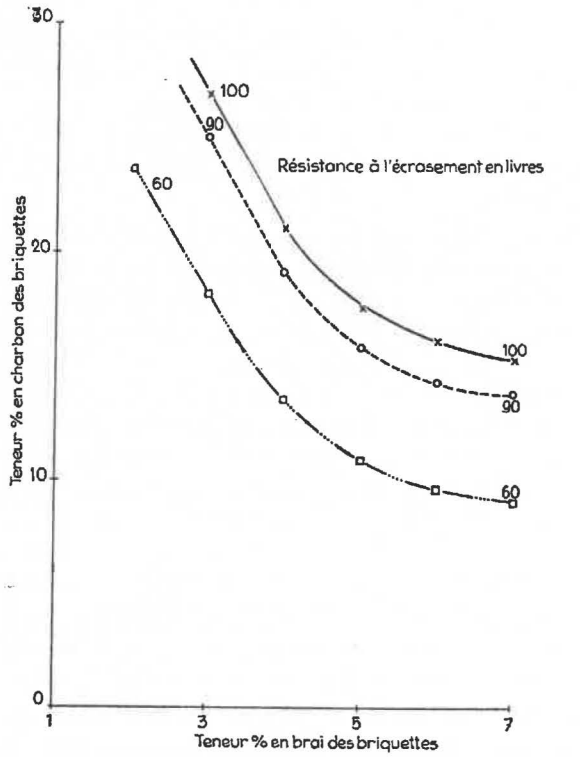


Fig. 9. — Effet des concentrations du charbon et du brai sur la résistance de la briquette.

Courbes de résistance ISO pour les briquettes à semi-coke, teneur en M.V. 12,8 %, 1 inch diam. sur 3/4 inch, température d'agglomération 420° C.

mixte est donné par la figure 9 qui indique par exemple que, pour obtenir un aggloméré ayant une résistance à l'écrasement de 100 lb (45,4 kg), la proportion pondérale du charbon dans le mélange total peut varier de 25 % à 15 % si la proportion de brai varie aussi de 3,5 % à 7,5 %, c'est-à-dire que le rapport du charbon au brai peut être modifié de 7 à 1 jusqu'à 2 à 1. La modification des besoins en liant mixte, consécutive à cette variation du rapport entre charbon et brai, est de 28,5 % à 22,5 %. On a montré qu'en général la composition optimum du liant mixte au point de vue de la consommation minimum de liant est de 70 parties de charbon pour 30 parties de brai, en poids. Avec cette composition et avec des semi-cokes de la teneur optimum en matières volatiles, la quantité de liant mixte nécessaire peut être réduite à environ 12 %, auquel cas la teneur en charbon du mélange de l'aggloméré est de 8,4 % et celle du brai de 3,6 %.

La température d'agglomération n'est en général pas critique entre 350° C et 450° C lorsqu'on considère tous les semi-cokes. Il semble, toutefois, que la température est plus un point critique lorsqu'on agglomère des semi-cokes à teneurs en matières volatiles plus élevées que lorsqu'on agglomère des semi-cokes à teneurs en matières volatiles plus basses. Ces conditions de température ont été déterminées à l'échelle du laboratoire, en échauffant ensemble le semi-coke et le liant composé de charbon et de brai à la vitesse moyenne de 40° C/mn. Il est permis de supposer qu'avec un échauffement beaucoup plus rapide du liant, à l'échelle industrielle, lorsque la chaleur sensible du semi-coke chaud peut être utilisée pour faire le chauffage, on pourra disposer d'une étendue plus large

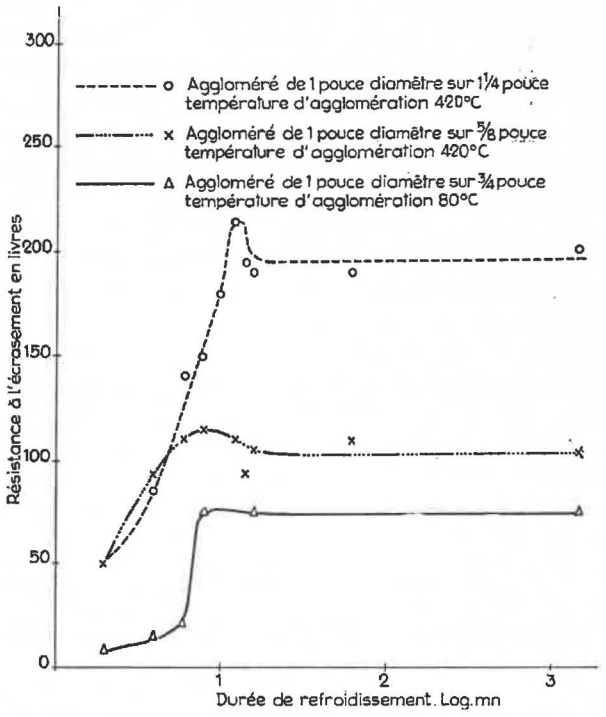


Fig. 10. — Agglomération des semi-cokes. Apparition de la résistance de la briquette.

de température d'agglomération, ainsi que d'une composition et d'une teneur de liant plus favorables.

L'effet de la pression d'agglomération sur la résistance des agglomérés a été déterminé. Ces expériences indiquent que la variation de la résistance des briquettes en fonction de la pression n'est pas plus grande que dans l'agglomération classique au brai seul servant de liant. Bien que cette conclusion n'ait pas encore été confirmée pour une marche continue, il semblerait que des presses à volume constant du type à double rouleau, avec tous leurs avantages, puissent être employées pour l'agglomération à chaud de semi-cokes.

Comme pour l'agglomération à chaud du charbon oxydé, les caractéristiques au refroidissement des agglomérés de semi-coke varient avec les dimensions et la forme des agglomérés. L'incorporation du semi-coke inerte dans l'aggloméré a toutefois comme conséquence une réduction plus graduelle et moins prononcée de résistance après que le maximum a été atteint; cette fois encore il est préférable de charger les agglomérés dans le four de carbonisation avant que le maximum de résistance ait été atteint, afin de conserver la chaleur et d'obtenir un produit carbonisé de haute résistance. Ainsi que l'indique la figure 10, la rapidité d'apparition de la résistance est du même ordre de grandeur qu'avec le charbon oxydé et considérablement plus grande que lorsqu'on effectue une agglomération classique du charbon au brai.

REFERENCES

(1) Hardy, H., Belg. Pat. 399, 159 (1933).
(2) Darmont, G., Fuel, *31*, 75 (1952).
(3) Bennett, J.G., J. Inst. Fuel, *14*, (78), *175* (1941).
(4) Thau, A., Colliery Guard, *149*, 333, 383 (1934).

ETUDE DE LA SEMI-CARBONISATION PAR FLUIDISATION (1)

par A. PEYTAVY et P. FOCH

(CERCHAR, Verneuil et Marienau).

I. — OBJET DE NOTRE ETUDE

La semi-carbonisation du charbon, c'est-à-dire sa carbonisation à basse ou moyenne température (2), donne naissance à trois produits essentiels, le semi-coke, le goudron et le gaz. On peut donc se proposer des objectifs très différents selon que l'on met l'accent sur l'un ou sur l'autre.

Personne, à notre connaissance, n'a cherché à réaliser l'opération dans le but essentiel de disposer de gaz. On a pu constater, en effet, que la quantité de gaz produite n'était pas assez importante et souvent sa qualité insuffisante pour que l'opération soit intéressante. Par contre le goudron, comme le semi-coke, peuvent être, selon les cas, considérés comme des produits nobles. Par exemple, une unité importante a été construite à Denver (Etats-Unis) dans le but de récupérer les goudrons contenus dans des charbons à haute teneur en matières volatiles avant d'envoyer ceux-ci à la centrale électrique. Dans ce cas, le produit de valeur est le goudron, et le semi-coke un sous-produit.

Pour nous, le semi-coke est le produit principal parce que nous cherchons à mettre au point un additif destiné à améliorer la qualité des mélanges pour cokeries. Et, dans ce domaine, nous avons plusieurs objectifs que nous allons indiquer rapidement :

a) Bien que les charbons lorrains n'aient pas de bonnes propriétés cokéfiantes, on peut les utiliser dans de très larges proportions (70 à 80 %) pour faire du coke de haut-fourneau en utilisant la technique du pilonnage. Celle-ci améliore beaucoup la cohésion du coke, mais non sa fissuration. On peut agir efficacement sur cette dernière en incorporant au mélange du poussier de coke convenablement broyé. Malheureusement, de telles cokeries ne sont pas autonomes en poussier et doivent en acheter à l'extérieur. Nous avons eu l'occasion de montrer que le semi-coke de fluidisation fabriqué vers 800° avait des propriétés antifissurantes comparables à celles du poussier de coke et pouvait, par conséquent, le remplacer.

b) Sans pilonnage, des charbons à indice de matières volatiles élevé donnent un coke petit, fragile, mais pouvant avoir une cohésion acceptable. On peut parfois améliorer ce coke en ajoutant du semi-coke aux charbons. Nous avons utilisé il y a quelques années à cette fin du semi-coke de four tournant. Nous aurons à revoir la question avec du semi-coke de fluidisation. Les conditions d'emploi seront peut-être différentes de celles du cas précédent. Une étude spéciale sera donc nécessaire.

(1) Travaux effectués par le CERCHAR (Centre d'Etudes et Recherches des Charbonnages de France). L'exécution des essais, ainsi qu'une part importante des études et du dépouillement des résultats, ont été assurées par MM. Bosschem, Geoffroy et Lahouste, ingénieurs au Cerchar.

(2) Les expressions de basse et haute température sont évidemment conventionnelles. Elles désignent les opérations de carbonisation effectuées aux environs de 500 et 1 000° respectivement. On appellera donc carbonisation à moyenne température, celle qui est effectuée vers 700 ou 800°.

Précisons toutefois que les cokes que l'on peut obtenir ainsi ne sont pas de bons cokes sidérurgiques, mais ils peuvent convenir à d'autres usages industriels.

c) Le semi-coke est également utilisé pour la fabrication de coke domestique à partir de certains charbons du Nord de la France. Dans le procédé Carbolux, qui fonctionne à Bruay depuis 25 ans, on enfourne dans des fours analogues à des fours à coke, mais conduits à moins haute température, un mélange de charbon et de semi-coke de four tournant (15 % de M.V.). Là encore, l'emploi de semi-coke de fluidisation peut être envisagé.

d) Un autre usage du semi-coke, celui-ci en dehors du domaine de la cokerie, est le frittage du minerai de fer pour lequel les sidérurgistes utilisent du poussier de coke. Ce poussier devient de plus en plus rare. Le semi-coke peut probablement le remplacer. L'étude de la qualité et des conditions d'emploi optimales reste à faire, mais il y a là une perspective d'avenir à ne pas négliger.

Il paraît donc probable que les semi-cokes trouveront dans les années qui viennent un marché étendu et c'est pourquoi leur préparation mérite d'être étudiée.

Le seul procédé ayant la sanction d'une longue expérience industrielle est encore le four tournant. Il présente certains inconvénients : faible capacité, extrapolation difficile, charges d'exploitation et d'entretien élevées, température limitée. Il nous a donc paru intéressant de chercher dans une autre voie : la fluidisation.

Il n'est pas inutile de préciser que l'objectif qui nous a été fixé en premier lieu est le remplacement du poussier de coke dans les cokeries pilonnées. Nous nous sommes donc orientés vers une marche à température relativement élevée (800°). Le charbon disponible n'est pas agglutinant, de sorte qu'une oxydation préalable est inutile. Enfin, l'unité industrielle à étudier doit être capable de 10 t/h de semi-coke (3).

Nos essais ont d'abord été effectués à l'échelle 100 kg/h aux laboratoires du Cerchar à Verneuil, puis à l'échelle de 1 t/h à la station Expérimentale de Marienau qui est une usine pilote commune aux Charbonnages de France et à la Sidérurgie.

II. — REVUE DES DIFFERENTES SOLUTIONS INDUSTRIELLES POSSIBLES

Il y a bien des manières d'apporter à des fines de charbon la chaleur nécessaire pour les semi-carboniser. Nous avons déjà dit que la plus répandue actuellement était l'emploi d'un four tournant à chauffage externe. Le chauffage interne ne peut guère être réalisé qu'en fluidisé et non en lit fixe parce que, dans le cas qui nous intéresse, nous traitons des fines et non des grains. Ce chauffage peut être réalisé par combustion partielle (avec air ou oxygène) ou par balayage au moyen de gaz chauds (fumées neutres ou gaz de production recyclé). Une autre solution consisterait à fluidiser avec de la vapeur plus ou moins préchauffée, le supplément de chaleur nécessaire étant apporté par chauffage externe du réacteur.

Il faut citer enfin, pour être complet, un mode de chauffage interne qui ne met pas nécessairement en jeu le phénomène de fluidisation, c'est le chauffage par contact avec un corps solide chaud, coke, semi-coke ou galets refractaires.

Nous allons évoquer les avantages et inconvénients de ces différentes méthodes afin de justifier la voie dans laquelle nous nous sommes engagés.

A) Four tournant.

Nous avons utilisé cette technique qui est connue en France depuis au moins 25 ans. Le four se compose essentiellement de deux tubes métalliques superposés dans lesquels chemine le charbon. Des fumées produites par une ligne de brûleurs chauffent extérieurement le tube inférieur, puis intérieurement le tube supérieur. Le charbon est donc préchauffé jusqu'à 300° dans ce dernier par contact avec les fumées, puis carbonisé dans le tube inférieur.

Ce système est donc caractérisé par :

— Une loi de montée en température relativement lente. Il faut en effet 15 à 20 minutes pour porter le charbon de 300 à 550°.

— Le dégagement d'un gaz propre, c'est-à-dire non dilué par des gaz non combustibles, contrairement à ce qui se passe dans la plupart des procédés par chauffage interne. Ce gaz a un P.C.S. de l'ordre de 7 000 kcal/m³.

— L'impossibilité de porter le semi-coke à une température de plus de 550° (ce qui correspond à un indice de matières volatiles moyen d'environ 15 %) sous peine d'entraîner le fluage du tube inférieur. L'emploi d'aciers spéciaux permettrait de repousser assez largement cette limite, mais leur prix est prohibitif.

Ajoutons que les unités que nous connaissons sont capables de produire 1 à 2 t/h de semi-coke, alors que nous voulons aboutir à des unités 10 fois plus puissantes. Or, l'extrapolation des fours tournants pose des problèmes thermiques et mécaniques très compliqués.

B) Chauffage interne à l'air.

La chaleur est apportée par combustion partielle du charbon dans l'air utilisé pour la fluidisation.

(3) Il va sans dire que ces conditions ne valent que pour la première étude. Elles pourront être différentes pour les problèmes qui nous seront posés par la suite.

Les avantages du système sont les suivants :

— L'installation est d'une grande simplicité et la conduite du four facile.

— La température de carbonisation se règle aisément par action sur le rapport air/charbon. Nous savons que ce point est très important parce que, dans le cas particulier des antifissurants pour cokeries pilonnées, le semi-coke fait à 800° est très supérieur à celui fabriqué à 500°.

Par contre :

— Le gaz est mélangé à l'azote de l'air de sorte que son P.C.S. est de l'ordre de 1 300 kcal/m³.

— On peut craindre que le goudron ne soit oxydé et par conséquent dévalué. Il ne s'agit d'ailleurs là que d'une hypothèse, aucune étude n'ayant encore permis de trancher cette question.

— Le gaz entraîne des poussières très fines qui rendent difficiles la condensation et la décantation des goudrons. Cette difficulté est d'ailleurs inhérente aux procédés de fluidisation.

C) Chauffage interne à l'oxygène.

L'avantage de ce procédé sur le précédent est de sauvegarder la qualité du gaz qui n'est plus alors dilué par de l'azote. Son inconvénient réside dans le prix de l'oxygène (4). Il est pratiquement prohibitif.

D) Chauffage interne aux fumées neutres.

La chaleur provient, dans ce cas, de la chaleur sensible des fumées obtenues en brûlant, dans une chambre de combustion sous pression, un gaz combustible quelconque. On évite ainsi à coup sûr une oxydation du goudron et, bien entendu, la combustion de la fraction de charbon nécessaire pour fournir la chaleur de réaction (environ 5 %). Aucun essai n'ayant encore été fait sur l'oxydation éventuelle du goudron, il n'est nullement sûr que le premier avantage soit à considérer. Le second conserve sa valeur.

Malheureusement, le gaz est inutilisable (moins de 500 kcal/m³). Par ailleurs, la chaleur sensible apportée par 1 m³ de fumées étant très inférieure à la chaleur libérée par la quantité de combustible brûlé par 1 m³ d'air, on est conduit à des débits de gaz élevés, donc à des appareils grands et chers.

E) Chauffage interne par gaz recyclé.

L'intérêt de ce procédé est de conserver la qualité du gaz produit et accessoirement d'éviter la combustion partielle du semi-coke.

Il y a malheureusement une grosse difficulté technologique : Il faut fournit au gaz de production recyclé la chaleur qu'il cèdera au lit fluidisé. Ce gaz doit être porté à haute température (mettons 1 400°), ce qui implique l'emploi de régénérateurs. Or, ces appareils exigent que le gaz soit totalement dépoussiéré et il n'est guère possible de dépoussiérer totalement un gaz sans le refroidir. Il en résulte alors une perte thermique trop importante pour que le procédé puisse être retenu.

(4) Et de la vapeur qu'on injecte avec l'oxygène.

F) Chauffage externe.

On peut envisager d'effectuer le chauffage externe d'un lit fluidisé. Le gaz contient alors peu de constituants inertes. La fluidisation peut être effectuée avec de la vapeur ou du gaz (éventuellement préchauffés).

L'inconvénient du chauffage externe réside dans la difficulté qu'il y a à construire de grandes unités. Dans des appareils de fluidisation, le débit croît comme le carré du diamètre, tandis que la surface disponible pour l'échange ne croît que linéairement. Il en résulte qu'on ne peut envisager de chauffage externe que pour de petites unités. On peut tourner la difficulté en disposant des tubes chauffants intérieurs, mais cela risque de troubler la fluidisation elle-même et d'entraîner des difficultés constructives.

En définitive, ce procédé se prête mal à la réalisation de grandes unités industrielles (5).

G) Chauffage interne par corps solide chaud.

L'idée consiste à apporter la chaleur au moyen d'un corps solide réchauffé, appelé thermophore, que l'on met en contact avec le charbon à carboniser. Plusieurs réalisations sont possibles, par exemple :

a) Le thermophore est constitué par des galets réfractaires qu'on réchauffe dans un poêle. Ils sont séparés du semi-coke produit par criblage.

b) Le thermophore est du semi-coke réchauffé dans un appareil distinct, soit au moyen de gaz, soit par combustion partielle. Il est alors mélangé au semi-coke froid, ce qui n'a pas d'inconvénient puisqu'il s'agit de produits de même nature.

c) Le thermophore est constitué par des morceaux de coke réchauffés par combustion partielle. On peut utiliser le coke qui vient d'être défourné d'une batterie de fours à coke, ce qui permet de disposer d'une chaleur pratiquement gratuite. Malheureusement les investissements à prévoir sont importants.

Ces procédés ont fait l'objet d'études aux laboratoires de Verneuil. Ils offrent des possibilités indiscutables, mais aucun à notre connaissance n'est encore passé dans la pratique industrielle. Ajoutons qu'ils n'impliquent pas nécessairement que l'on recoure à la fluidisation (qui devrait être faite

(5) Il est néanmoins employé dans l'unité de Denver. Le chauffage externe semble surtout utilisé dans ce cas pour réduire le volume du gaz produit et, par conséquent, le prix des appareils de condensation. On ne fournit d'ailleurs ainsi qu'une partie de la chaleur, le reste étant produit par combustion partielle du charbon dans l'air soufflé.

à l'aide de vapeur ou de gaz recyclé), le mélange pouvant être effectué par d'autres moyens.

H) Orientation de nos études.

Plusieurs des procédés énumérés soulèvent des critiques qui condamnent pratiquement leur utilisation industrielle. Ce sont le chauffage interne à l'oxygène qui est trop onéreux, le chauffage interne aux fumées neutres qui conduit à un gaz inutilisable et à des appareils trop grands, le chauffage interne par gaz recyclé qui soulève de grosses difficultés de réalisation et le chauffage externe qui ne se prête pas à l'étude d'unités importantes.

Le chauffage externe par thermophore, avec toutes ses variantes pourrait être envisagé, mais sa mise au point industrielle reste à faire.

Nous n'avons donc plus le choix qu'entre le four tournant et le chauffage interne dans un réacteur soufflé à l'air. Le premier donne un semi-coke dont la qualité n'est pas toujours suffisante et se prête mal à des extrapolations. Le second permet de fabriquer des semi-cokes de caractéristiques très variées et, au moins dans certains cas, de qualité supérieure. Cette raison serait déjà presque suffisante pour faire adopter le procédé. Le principal inconvénient est la qualité relativement mauvaise du gaz produit, mais il n'est pas très grave, ce gaz étant utilisable pour beaucoup de besoins d'usine et ne représentant d'ailleurs pas un poste très important dans le bilan thermique.

C'est en tout cas pour ces raisons que nous nous sommes engagés dans la voie de la fluidisation à l'air. Nous avons également fait, comme on le verra d'ailleurs, des essais avec de l'oxygène et des fumées chaudes.

III. — FOUR 100 Kg/h.

Les études ont été entreprises en 1949 aux laboratoires du Cerchar à Verneuil sur une unité ayant une capacité de 100 kg/h (6). Un schéma est donné sur la figure 1.

A) Description de l'appareil.

Le four proprement dit est constitué par deux parties :

— La chambre de carbonisation proprement dite constituée par un cône surmonté par un tronc de cône. C'est, en principe, dans cette partie que se produit la fluidisation. Une grille peut être placée entre le cône et le tronc de cône auquel se réduit la chambre de carbonisation.

— La chambre de dépôt qui surmonte la chambre de carbonisation. Comme elle est nettement plus large que la chambre de carbonisation, on dispose de la place suffisante pour loger un escape

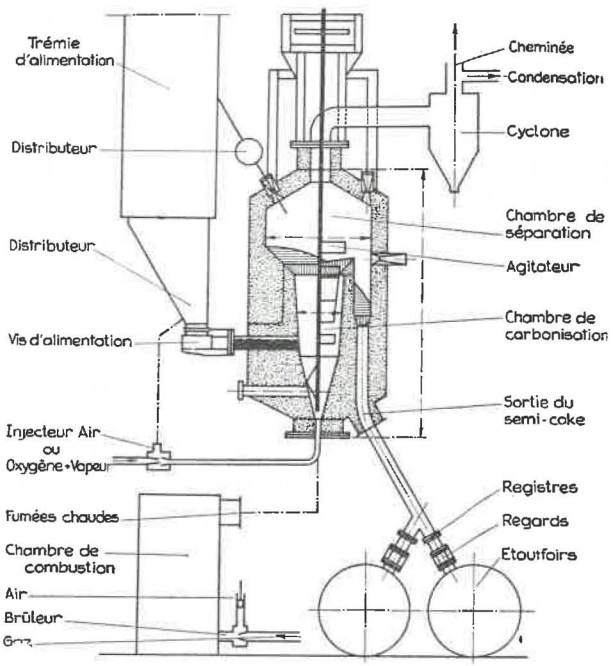


Fig. 1. — Carbonisation fluidisée. — Appareil 100 kg/h.

annulaire permettant le débordement du semi-coke.

Le vent (air, mélange oxygène/vapeur ou fumées chaudes) est soufflé à la partie inférieure de la chambre de carbonisation, c'est-à-dire au sommet du cône.

Le combustible a été amené de plusieurs manières différentes :

— Par une vis d'alimentation.

— Par chute à partir du sommet de l'appareil, l'étanchéité étant assurée par un distributeur rotatif.

— Par un injecteur traversé par le soufflage.

Les deux premières méthodes se sont révélées préférables à la troisième.

Le semi-coke quitte la chambre de carbonisation par débordement et s'écoule dans des étouffoirs. Le gaz est dépoussiéré dans un cyclone, puis traverse une installation de condensation. Un agitateur rotatif était placé dans le four. Son emploi s'est révélé commode avec certains charbons agglutinants.

B) Aperçu sur les essais.

De nombreux essais ont été effectués dans ce four. On a utilisé le plus souvent l'un des deux charbons suivants (7) :

	Cendres sur sec	*M.V. sur sec*	*I.G. AFNOR*
La Houve	10	35	0-1
Bruay	10	31	7 1/2

Il est intéressant de noter que le charbon de Bruay est très agglutinant. Il a pu être passé tou-

(6) Il y a eu, en réalité, plusieurs fours de même capacité. Nous ne parlons que du dernier en date.

(7) On a utilisé aussi des qualités intermédiaires.

tefois sans difficultés, à condition d'activer les mouvements de la fluidisation au moyen d'un agitateur rotatif.

Le soufflage a été effectué au moyen d'air, d'oxygène (mélangé à la vapeur) et de fumées chaudes. Dans les deux premiers cas, la chaleur nécessaire était fournie par combustion d'une partie du charbon qui, pour une température du lit de 500°, est d'environ 5 %.

IV. — INSTALLATION 1 t/h.

Cette unité, construite à la Station Expérimentale de Marienau, a été mise en route pour la première fois en 1954. Elle a surtout servi depuis cette époque à l'étude de la technologie du procédé.

A) Description.

Un schéma est donné à la figure 2.

TABLEAU I

ESSAIS EXECUTES AU FOUR 100 kg/h

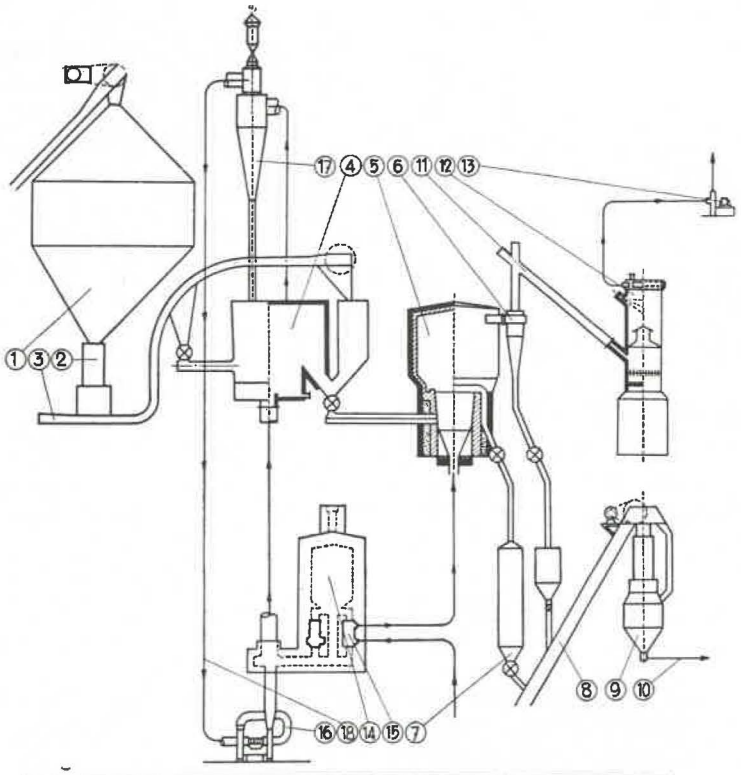
N° de l'essai		84	139	201	233	236	190-197	241
Fluide utilisé		oxygène	+ vapeur	←	Air	→	Fumées	chaudes
Air	m³/h			47,5	37,5	40		
Fumées	m³/h						72,5	72,5
Oxygène	m³/h	6,5	10					
Vapeur	m³/h	27,8	47,5					
Température		295°	296°	300°	240°	210°	1 000°	1 000°
Charbon traité		La Houve	Bruay	La Houve	Bruay	Bruay	Bruay	Bruay
Débit (humide)	kg/h	93	121	93	99,5	107	71,5	60,5
Température		195°	105°	65°	95°	15°	70°	15°
Température du lit		600°	525°	545°	560°	555°	550°	550°
Bilan matières rapporté à 100 kg de charbon sec								
Entrée charbon	kg	100	100	100	100	100		
» air	kg			70	49,5	49,1		
» oxygène	kg	10	11,8					
» vapeur	kg	30	39,3					
Sortie semi-coke	kg	71	71,6	75,5	69,4	71,1	70,3	72,9
» gaz	m³	17,5	13	56,5	43,2	42,8	116	135
» gaz	kg	19,5	17	72,5	53,3	52,8	155	183,2
P.C.S. du gaz	kcal/m³	3 545	4 150	877		976	476	230

Quelques types de marches, choisis parmi les plus caractéristiques, figurent dans le tableau I. Tous ces bilans ont été exécutés à des températures du même ordre (entre 500 et 600°). Les rendements en semi-coke sont voisins. La principale différence qui apparaît est dans la qualité du gaz. Le gaz obtenu par soufflage à l'air est pauvre (900 kcal/m³), mais peut néanmoins être utilisé pour des buts industriels. Nous verrons d'ailleurs plus loin que le gaz obtenu dans l'unité 1 t/h est meilleur (8). Le soufflage à l'oxygène donne, comme on pouvait s'y attendre, un gaz ayant un pouvoir calorifique plus élevé parce qu'il ne contient pas d'azote. L'emploi de fumées conduit à un gaz très mauvais et même, pratiquement, inutilisable.

(8) Même dans le four 100 kg/k, on a d'ailleurs souvent obtenu un gaz de 1 200 à 1 300 kcal/m³.

L'installation paraît compliquée parce que nous avons voulu nous donner différentes possibilités expérimentales, mais elle se réduit, au fond, à quelque chose d'assez simple.

L'appareil essentiel est le four proprement dit (repère 5). Il a sensiblement la même forme que celui de la petite installation 100 kg/h. L'alimentation en charbon est faite au moyen d'une vis débouchant sensiblement à mi-hauteur de la charge fluidisée. Le semi-coke s'écoule par débordement dans un refroidisseur (7). Les gaz s'échappent à la partie supérieure de la chambre et sont dépoussiérés à chaud dans un cyclone, puis refroidis dans un laveur (12) où ils sont arrosés au moyen de goudron recyclé. Ce laveur, fonctionnant en deux étages, permet de séparer directement le brai dur et une partie des huiles. Les huiles les



1	Silo à charbon	10	Evacuation du semi-coke par redler
2	Bascule à charbon	11	Tuyauterie de gaz brut
3	Redler d'alimentation	12	Laveur à goudron
4	Four de préchauffage	13	Extracteur de gaz
5	Four de distillation	14	Chambre de combustion
6	Cyclones	15	Réchauffeur d'air
7	Refroidisseur à semi-coke	16	Ventilateur pour recyclage des fumées
8	Noria	17	Cyclone de circuit de recyclage
9	Bascule à semi-coke	18	Tuyauteries pour gaz recyclés

Fig. 2. — Schéma de l'installation de fluidisation 1 t/h.

plus légères et l'eau sont condensées dans un appareil tubulaire non représenté sur la figure.

Nous nous sommes réservé d'autre part la possibilité d'effectuer un préchauffage du charbon. Cette opération peut se faire en fluidisé dans l'appareil (4) qui est alimenté en fumées chaudes par le foyer (14). Rappelons qu'elle a pour intérêt de réduire la combustion du charbon au cours de la carbonisation proprement dite, ce qui permet d'améliorer le gaz et d'augmenter l'allure du four de fluidisation. Ce préchauffeur peut permettre de réaliser une oxydation du charbon. Enfin, l'air de soufflage peut être préchauffé au moyen d'un échangeur métallique situé dans le foyer (14).

Un deuxième four de fluidisation, analogue au four (5) mais de dimensions différentes, peut être utilisé pour étudier la carbonisation au moyen d'un mélange oxygène-vapeur. Ce système, qui présente un intérêt pratique moins immédiat que la fluidisation à l'air, n'a pas été utilisé.

B) Aperçu sur les essais.

Ceux-ci ont, jusqu'à maintenant, été plus orientés vers l'étude des problèmes technologiques posés par une réalisation industrielle que vers l'établissement de bilans. En un mot, nous avons d'abord cherché à réaliser une marche régulière et sans incidents en nous réservant d'établir des bilans matières et thermiques quand le fonctionnement de l'installation serait tout à fait correct.

Les principales difficultés rencontrées ont été les suivantes :

a) *Obtenir une alimentation en charbon parfaitement régulière.* Ce problème est compliqué par le fait qu'il faut réaliser simultanément un écoulement régulier, le débit étant réglable à chaque instant et une étanchéité entre la trémie à charbon qui est à la pression atmosphérique et le four qui est à une pression plus élevée. On risque alors des repassages de gaz et de goudron, ce dernier venant se condenser dans les appareils de distribution et entraînant leur obstruction. Il suffit pratiquement d'un dessin correct des trémies et des distributeurs pour résoudre le problème quand on utilise du charbon sec, mais il n'en va pas de même si l'on veut éviter le séchage préalable, ce qui est souhaitable pour l'économie du procédé.

Le problème est un peu plus simple si l'on alimente en humide non pas le four lui-même, mais un sécheur-préchauffeur fonctionnant lui-même en

fluidisé. Dans ce cas en effet, des repassages éventuels n'entraîneraient que de la vapeur d'eau dont la condensation sur du charbon déjà humide est beaucoup moins gênante que celle du goudron. Comme nous allons très probablement nous orienter vers une solution industrielle avec préchauffage, nous pensons pouvoir résoudre ce problème d'alimentation sans grosses difficultés.

b) *Eviter la formation de mâchefer dans le lit.* Dans les premiers essais, nous fonctionnions avec une grille sur laquelle nous avons observé des collages de mâchefers au bout d'une douzaine d'heures de marche. Les mâchefers ont totalement disparu quand nous avons supprimé la grille, le four étant alors terminé à sa partie inférieure par un cône à la pointe duquel arrivait l'air de soufflage. L'explication est simple : l'air débouchant sur la grille a une vitesse insuffisante pour fluidiser les gros grains qui brûlent sur place et atteignent ainsi la température à laquelle les cendres fondent. Si la partie inférieure du four est constituée par un cône, les plus gros grains ne peuvent pas descendre plus bas que le niveau où la vitesse de l'air est suffisante pour les fluidiser. Ne stationnant plus dans le fond du lit, ils restent suffisamment au sein de la masse fluidisée pour ne pas risquer d'atteindre la température de fusion des cendres.

c) *Assurer une récupération correcte des produits contenus dans le gaz.* Le gaz entraîne les particules de semi-coke les plus fines ainsi, bien entendu, que des produits condensables (eau et goudron) à l'état de vapeur. Un refroidissement brutal serait dangereux parce qu'il abattrait à la fois l'eau, l'huile et les poussières. La décantation serait alors difficile. Nous nous sommes donc arrêtés vers une solution consistant à :

— arrêter les particules solides au moyen d'un dépoussiéreur à chaud. Il paraît actuellement établi qu'un dépoussiérage suffisant peut être réalisé au moyen de cyclones convenablement calculés;

— condenser le brai au cours du premier refroidissement à une température bien contrôlée (220 à 240° selon les conditions de marche). Ce brai contient la quasi totalité des poussières ayant échappé aux cyclones;

— abattre ensuite les huiles les plus lourdes au moyen d'un arrosage d'huile recyclée;

— abattre enfin les huiles légères et l'eau. Ces liquides ne contenant pratiquement pas de poussières sont faciles à décanter.

d) *Refroidir le semi-coke.* Il semble que la meilleure méthode consiste dans une fluidisation au moyen de fumée froides avec injection d'eau.

Tous les dispositifs mentionnés ci-dessus sont, au moment où nous écrivons, soit déjà au point, soit en cours d'essai.

L'exécution des bilans est dès maintenant en cours, mais nos résultats ne sont pas encore assez sûrs pour que nous puissions en faire état.

V. — QUALITE DES PRODUITS OBTENUS

A) Semi-coke.

Même quand nous avons travaillé avec des charbons flambants secs (9), nous avons constaté que le semi-coke était un produit fondu et relativement friable. Nous avons pu comparer notamment des semi-cokes produits dans un four tournant et en fluidisé à des températures très voisines (500°) et à partir du même charbon (flambant sec). Les deux produits sont très différents. Dans le premier cas, les grains ont conservé la forme et la structure des grains de charbon. Seule leur couleur a un peu changé : ils sont bruns au lieu de noirs. Les semi-cokes de fluidisation, par contre, se présentent sous la forme de grains boursouflés, ayant manifestement subi une fusion importante. Par contre, ceux fabriqués à des températures aussi différentes que 500 et 800° ne peuvent pas être distingués à l'œil nu. La différence d'aspect et de structure entre le semi-coke de four tournant et celui de fluidisation ne tient donc pas à la température atteinte, mais à la vitesse de chauffes la température finale étant atteinte dans le premier cas en 30 minutes environ contre moins d'une minute dans le deuxième.

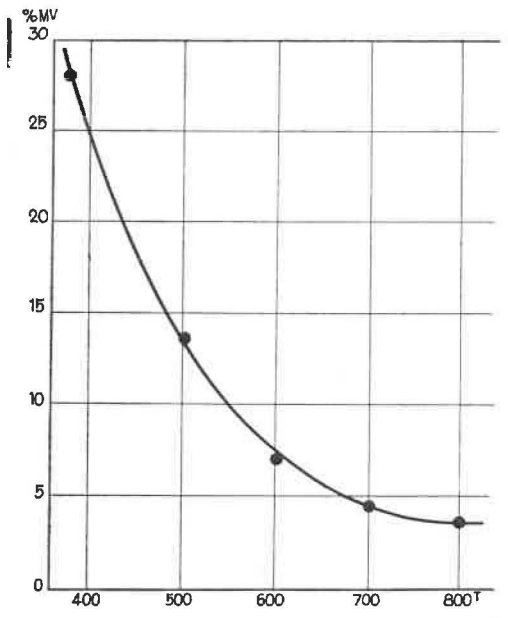


Fig. 3. — Indice de matières volatiles du semi-coke en fonction de la température du four.

Le semi-coke produit par fluidisation est d'une qualité très régulière pour des conditions de marche bien déterminées. L'indice de matières volatiles est défini avec une très bonne précision (de

(9) Matières volatiles sur sec 35 %. — Indice de gonflement au creuset (AFNOR) = 1.

l'ordre de ± 0,5 point) par la température du four. On trouvera à la figure 3 la corrélation que nous avons obtenue expérimentalement.

B) Gaz.

Le gaz obtenu par fluidisation à l'air contient nécessairement une quantité d'azote appréciable. Sa composition dépend de la température à laquelle est conduite le four. Nous avons donné, à la figure 4, un diagramme donnant cette composition en fonction de la température. Ce diagramme doit être regardé comme provisoire, certains paramètres n'ayant pas encore été étudiés. Il semble en particulier que le remplissage du four joue un rôle que nous n'avons pas encore éclairci.

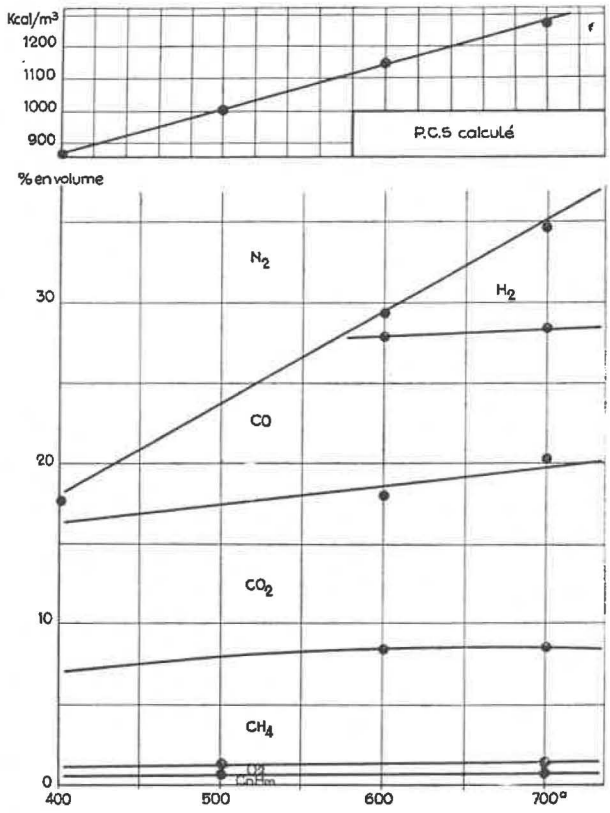


Fig. 4. — Composition du gaz en fonction de la température.

Il faut préciser d'autre part que ce diagramme correspond à des marches pendant lesquelles le charbon est introduit froid et séché (3 à 4 % d'humidité). Il est bien évident que la teneur du gaz en azote et en CO_2 sera d'autant plus élevée qu'il faut fournir plus de chaleur par tonne de charbon sec. On voit par exemple sur le diagramme que, dans une marche à 700°, le gaz contient 65 % d'azote et 11,5 % de CO_2. A la même température, mais en alimentant avec un charbon à 13,5 % d'humidité, nous avons obtenu un gaz à 71 % d'azote et 12,5 % de CO_2. Inversement, un essai fait avec du charbon préchauffé à 220° et de l'air à 445° a donné un gaz à 54 % d'azote et 10 % de CO_2. Les P.C.S. calculés de ces 3 gaz sont respectivement 1 250, 900 et 2 200 kcal/m³.

C) Goudrons.

Nous sommes encore peu avancés dans cette question parce que nous nous sommes surtout attaqués à des problèmes d'ordre technologique : réaliser un type de condensation simple permettant un fonctionnement industriel. L'étude des goudrons doit être entreprise prochainement.

VI. — ETUDE D'UNE UNITE INUSTRIELLE

Pour les raisons que nous avons exposées dans le chapitre II (et qui ressortent en grande partie des essais décrits dans les chapitres suivants) nous nous sommes arrêtés, pour l'étude d'une unité industrielle d'une capacité de 10 t/h, au chauffage interne par soufflage à l'air. Ce procédé étant adopté, d'autres choix restent à faire. On peut en effet se proposer d'effectuer un préchauffage préalable du charbon jusqu'à 300° environ, c'est-à-dire jusqu'à son seuil thermique, et de l'air jusqu'à 500°. Un calcul montre que l'on fournirait ainsi, hors de l'appareil de carbonisation, à peu près la moitié de la chaleur nécessaire pour le carboniser à 800°. Par suite, on pourrait carboniser 2 fois plus de charbon avec le même débit d'air, ce qui améliorerait la qualité du gaz et permettrait d'opérer dans des appareils plus petits. Comme nous devons faire une extrapolation de 1 à 10 pour passer de notre unité actuelle à celle que nous considérons comme devant être l'unité industrielle normale, le four de semi-carbonisation pourrait être extrapolé dans un rapport 5, ce qui est évidemment plus simple.

Un autre aspect de la question est d'ordre purement technologique. Nous avons travaillé jusqu'à maintenant avec du charbon séché jusqu'à 3 ou 4 % d'humidité. Le séchage avait été implicitement considéré comme une opération préalable nécessaire. On peut chercher à l'éliminer de deux manières :

a) *En alimentant directement le four à air en charbon humide.* L'essai a été fait une fois pendant une douzaine d'heures. A part quelques petites difficultés pratiques qui ne paraissent pas insolubles, l'installation a fourni une marche régulière. Cette solution conduit à une unité remarquablement simple puisqu'elle ne comporte qu'un appareil. Par contre, le gaz est d'une qualité assez mauvaise, mais il reste néanmoins utilisable (900 kcal/m³). Enfin, l'appareil doit être relativement important puisque la quantité d'air à souffler par tonne de charbon est plus élevée que dans le cas de charbon sec. Cette solution peut donc être envisagée, mais il est probable que la suivante sera meilleure.

b) *En effectuant le séchage en même temps que le préchauffage.* L'alimentation est moins difficile

à réaliser que dans le cas précédent parce qu'on ne court pas le risque d'obstruction par des condensations de goudron. Il est très probable que les deux opérations peuvent être effectuées simultanément et nous allons en entreprendre la vérification. C'est dans ce sens que nous orientons actuellement l'étude de l'unité industrielle.

Enfin, le passage d'un appareil de 1 t/h a une unité produisant 10 t/h de semi-coke, pose des problèmes d'extrapolation qu'il ne faut pas sous-estimer. Nous cherchons, en particulier, à éviter une trop grosse augmentation de la hauteur de la couche, ce qui entraînerait à la fois des appareils exagérément grands et une pression de soufflage très élevée. Cette question est actuellement à l'étude.

Nous avons cherché, dans la présente communication, à faire le point de nos travaux dans leur état actuel.

Nous devons préciser qu'à l'époque à laquelle nous écrivons ces lignes (février 1956) l'installation 1 t/h, sur laquelle ont été faits les derniers essais, doit subir des modifications pour permettre d'y réaliser des marches de longue durée, ce qui n'est pas possible avec l'appareillage dont nous disposons actuellement. Les conclusions formulées doivent donc être considérées comme provisoires jusqu'au moment où nous aurons réalisé des marches véritablement industrielles. S'il est, en effet, improbable que les idées directrices soient notablement modifiées, il se peut que certains détails ne soient plus valables d'ici quelques mois.

(*A suivre.*)

Le Bassin houiller de la Basse-Meuse

CAMPINE - LIMBOURG NEERLANDAIS - AIX-LA-CHAPELLE

Gisement - Exploitation - Marché - Transports
Constitution d'un système mosan

par Alexandre DELMER

Professeur émérite à l'Université de Liège

SAMENVATTING

De steenkolenafzetting die in de Kempen, in Nederlands Limburg en te Aken ontgonnen wordt, van de boorden van het Albert-kanaal tot deze van de Roer, vormt een geheel dat kan aangeduid worden door de benaming Beneden-Maas.

Zij strekt zich ver uit naar het Noorden en wordt sedert een vijftigtal jaren ontgonnen op de plaatsen waar ze op bereikbare diepten voorkomen.

De gekende reserves bedragen 10 à 20 milliard ton, grotendeels bestaande uit cokeskool.

De productie bedraagt 30 millioen ton en zou kunnen stijgen tot 45 millioen ton in de nabije toekomst. Noch de steenkolen, noch de cokes worden bij de mijnen verbruikt, maar worden in massa vervoerd naar de staalfabrieken van Luik. Henegouwen, Lotharingen en Luxemburg.

Tien millioen ton worden verscheept langs de Maas en langs de waterwegen die er mee in betrekking staan. Deze transporten geven aanleiding tot een stelsel van Maas-scheepvaart dat vergelijkbaar is met het stelsel van de Rijnvaart en waarvan de invloed op het steenkolenbekken van de Beneden-Maas en op de staalnijverheid van de E.G.K.S. zo gunstig kan zijn dat de betrokken regeringen er alle belang bij hebben de Maas in staat te stellen haar verdelende functie ten volle te vervullen.

RESUME

Le gisement houiller exploité en Campine, dans le Limbourg néerlandais et à Aix-la-Chapelle, des rives du canal Albert à celles de la Roer, forme un ensemble qui peut porter le titre de Basse-Meuse.

Il s'étend largement vers le nord et est mis en valeur depuis une cinquantaine d'années, là où il gît à une profondeur accessible; les réserves reconnues sont de 10 à 20 milliards de t, en grande partie de charbon à coke.

La production est de 30 millions de t et pourrait atteindre 45 millions de t dans un proche avenir. Ni la houille ni le coke ne sont consommés près des charbonnages, mais expédiés en masse vers les centres sidérurgiques de Liège, du Hainaut, de la Lorraine et du Luxembourg.

Dix millions de t sont mises sur bateau pour être distribuées par la Meuse et les autres voies navigables qui en dépendent. Ces transports de charbon font naître un système mosan de navigation, comparable au système rhénan et dont l'influence sur le bassin houiller de la Basse-Meuse et sur la sidérurgie de la C.E.C.A. peut être si bienfaisante qu'il importe aux Gouvernements intéressés d'achever au plus tôt de mettre la Meuse en état de remplir sa fonction distributrice.

L'exploitation d'un riche gisement houiller, celui de la Westphalie, et la navigation sans entrave sur un puissant fleuve, soustrait conventionnellement à l'ingérence des Etats riverains, le Rhin, sont les facteurs conjugués qui ont fait la grandeur de l'industrie rhéno-westphalienne et des transports sur le Rhin. Ces facteurs soutiennent ainsi un *système rhénan* qui vivifie tout le bassin du fleuve, de la mer aux Alpes.

Il est possible de construire un *système mosan* comparable, « mutatis mutandis », au système rhénan, basé à la fois sur le gisement houiller exploité en Campine, dans le Limbourg néerlandais et à Aix-la-Chapelle et sur la Meuse. L'appropriation de ce fleuve aux grands bateaux, achevée aux Pays-Bas, en voie d'achèvement en Belgique et en projet en France, ainsi que la construction d'embranchements vers Aix-la-Chapelle et vers le bassin industriel luxembourgeois-lorrain, donneront une impulsion à une industrie charbonnière dont les ressources sont assez puissantes pour soutenir un système mosan dont l'action s'exercera de la mer jusqu'au cœur de la France de l'est. Nous nous proposons d'en faire la preuve en décrivant l'industrie charbonnière qui s'étend des rives du canal Albert à celles de la Roer. Cette industrie est tout entière dans la zone d'influence de la Meuse dont le canal Albert est une dérivation vers l'Escaut, enveloppant les charbonnages de la Campine, et dont les affluents, la Wurm et la Roer, coulent à proximité des charbonnages d'Aix-la-Chapelle.

La coutume est de donner à un gisement le nom de la rivière qui le traverse : on désigne ainsi les bassins houillers de la Loire, du Gard, de l'Hérault, du Tarn et de l'Aveyron, de la Creuse, de la Sarre et de la Moselle; nous appelons Haine-Sambre-Meuse le bassin houiller exploité de l'ouest de Mons jusqu'au delà de Liège; les Allemands désignent du nom de la rivière Ruhr le grand gisement dont l'exploitation a commencé dans la vallée de la Ruhr et s'est étendue ensuite dans les vallées de l'Emscher, de la Lippe et sur la rive gauche du Rhin. Le gisement qui fait la liaison entre le bassin Escaut-Haine-Sambre-Meuse et celui de la Ruhr (Rhin-Ruhr-Emscher-Lippe) peut, à bon droit, porter le nom de Basse-Meuse.

Des frontières, que la Communauté européenne du Charbon et de l'Acier tend à effacer, divisent ce gisement en trois parties : Campine, Limbourg néerlandais, Aix-la-Chapelle. La Meuse deviendra l'instrument de transport commun à ces trois parties d'un même gisement; le rôle qu'elle est appelée à jouer à cet égard a inspiré la présente étude.

ESQUISSE GEOLOGIQUE

LA SITUATION D'ENSEMBLE

(Fig. 1).

L'industrie charbonnière, objet de la présente étude, s'exerce dans une partie du grand bassin houiller anglo germain, l'un des plus puissants du monde. Ce bassin se disperse dans les Iles Britanniques en un grand nombre de gisements dont certains sont importants; il s'épanouit largement en Westphalie. Entre ses deux extrémités bien exposées, le gisement houiller disparaît en profondeur, sous la mer et sous la grande plaine du nord, recouvert par des terrains plus récents. Il n'y est plus accessible que le long de son bord sud, zone étroite et sporadiquement exploitée. Cette zone charbonnière passe de l'Angleterre sur le Continent par le Pas-de-Calais, du comté de Kent à Boulogne. On peut la suivre dans la haute vallée de la Lys, dans la Flandre française, dans le Hainaut, dans les vallées de la Haine et de la Sambre et le long de la Meuse, dans la province de Liège. Cette traînée du Houiller se perd à l'est de Liège, dans le pays de Herve. Elle est relayée, en quelque sorte, par le gisement qui se développe au nord du Massif du Brabant et de la crête dévonienne d'Aix-la-Chapelle et qui est exploité en Campine, dans le Limbourg néerlandais et au nord d'Aix-la-Chapelle. La trace même de ce gisement se perd dans la Fosse de la Roer où le Houiller est enseveli sous d'épais morts-terrains. Au delà de la Roer, le Houiller se retrouve à une profondeur accessible et devient, aux approches du Rhin, le grand champ minier rhéno-westphalien.

LA STRUCTURE GENERALE

Ce gisement, objet de nombreux mémoires géologiques (1), est bien connu. Nous n'en rappellerons que les éléments qui en font voir les ressources.

Le Massif du Brabant traverse le nord de la Belgique; ce dôme paléozoïque, dont l'érosion a raboté le sommet jusqu'au Siluro-Cambrien, sépare deux gisements houillers : celui qu'on exploite sur son versant sud depuis longtemps dans l'étroit et

(1) Signalons ici les études qui donnent une vue synthétique de la géologie du gisement houiller en cause.

HAHNE, Carl, Prof. Dr. — *Das Aachener Gebiet.* Der deutsche Steinkohlenbergbau : Technisches Sammelwerk — Glückauf — Essen 1942 — pp. 193-226.

RUTTEN, Prof. Dr. M.G. — *Geologie der nederlandse Steenkolen.* — Utrecht, Brussel, Uitgeverij Het Spectrum, 1947..

GROSJEAN, André, directeur du Service Géologique de Belgique — *Le Gisement de la Campine.* Annales des Mines de Belgique, 1949, T. XLVIII, 2me livraison, pp. 134-142.

de SITTER, Prof. Dr. L.U. *Eindverslag van het geophysische onderzoek in ZO-Nederland.* Mededeelingen van de geologische Stichting Serie C-1-3 — nº 1, 1949. Uitgevers-Mij Ernest van Aelst, Maastricht.

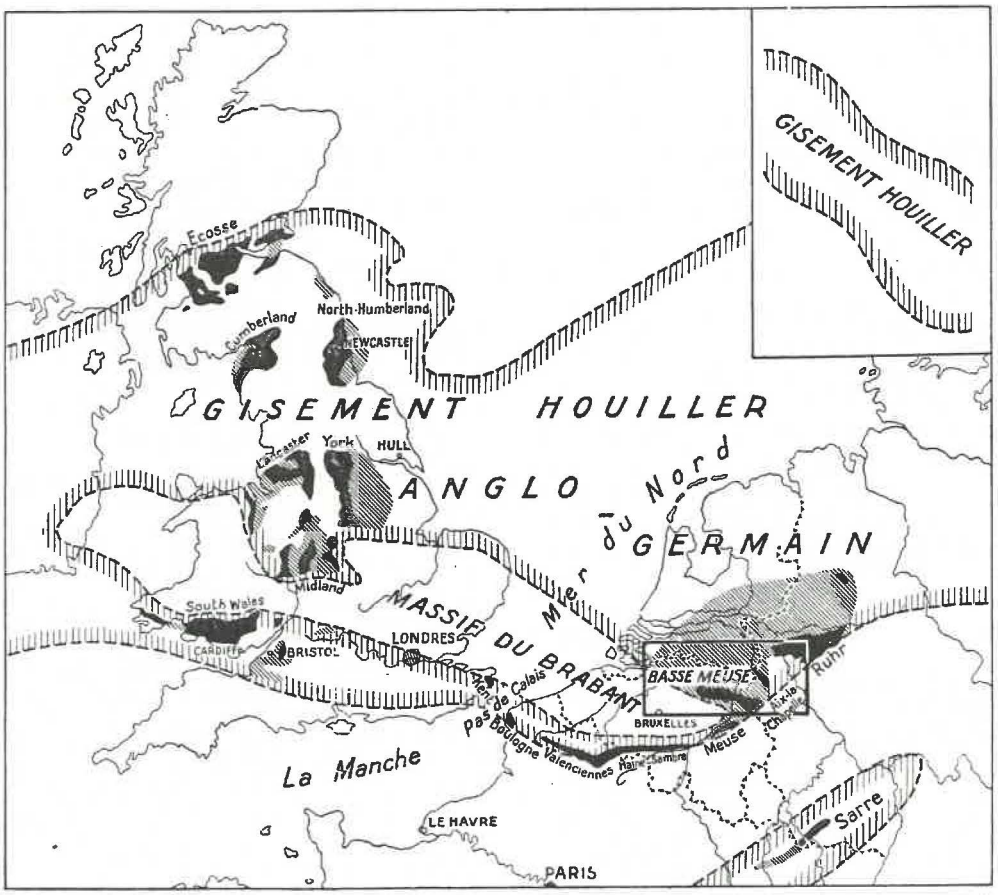


Fig. 1. — Situation du gisement de la Basse-Meuse dans le bassin houiller anglo-germain.

profond sillon de la Haine, de la Sambre et de la Meuse et celui qu'on a découvert sur son versant nord, il y a une cinquantaine d'années, sous des morts-terrains. Ce gisement nord s'étale en Campine et s'enfonce vers le nord à raison de 10 à 15°.

Le Massif du Brabant « s'ennoie » à l'est de la Meuse sous le terrain houiller qui vient buter contre la bande dévonienne d'Aix-la-Chapelle. Au sud de cette bande dévonienne, se forme le petit bassin houiller de l'Inde, autrefois exploité à Stolberg et à Eschweiler, origine d'une industrie métallurgique et chimique et berceau de la grande société charbonnière Eschweiler Bergwerks-Verein qui a porté aujourd'hui toute son activité dans le gisement du nord, celui du bassin de la Wurm.

LES LIMITES

La limite sud.

En Campine, le Houiller inférieur, pauvre en charbon, se termine en biseau sur le Massif du Brabant ou vient y buter par une faille. La ligne de contact n'est pas connue avec exactitude parce que les prospecteurs n'avaient aucun intérêt à faire des sondages pour la préciser. En fait, la limite du gisement exploitable suit d'assez près le bord sud des concessions et des réserves B et C.

Dans le Limbourg néerlandais, où l'épaisseur des morts-terrains est moindre qu'en Campine, on a pu tracer exactement le bord du bassin, c'est-à-dire le contact du Westphalien riche en charbon et le Namurien stérile.

Dans la région d'Aix-la-Chapelle, le bord sud du gisement de la Wurm est une bande de calcaire carbonifère et de Dévonien qui se perd en profondeur dans la « Fosse de la Roer ». Au delà, les quelques sondages qui ont rencontré le Dévonien, immédiatement sous le Secondaire, ne suffisent pas à déterminer avec précision le bord sud du bassin et d'en faire le raccord avec le gisement rhéno-westphalien exploité sur la rive gauche du Rhin, dans le district de Crefeld.

La limite nord des exploitations.

Le bord nord du gisement houiller, que sa profondeur rend inaccessible, est inconnu. Des sondages exécutés aux Pays-Bas le font supposer très loin dans le nord. Les conditions techniques et économiques présentes permettent de tracer, comme on l'a fait sur la carte, une limite nord du gisement *exploitable* à la cote du toit du Houiller — 800 sous le niveau de la mer. Cette cote correspond à une profondeur de 825 ou 850 m.

C'est sur cette épaisseur qu'il faudra traverser les morts-terrains pour atteindre la limite. Or, l'épaisseur de 626 m des morts-terrains, traversée à Beringen, n'a pas encore été dépassée. On pourra également atteindre la limite par des puits traversant les morts-terrains, sous une moindre épaisseur et par de longues galeries. Etant donné l'inclinaison du toit du Houiller, 1 000 m de galeries réduiraient de 100 à 150 m l'épaisseur des morts-terrains à traverser.

Entamé à grande profondeur, un champ minier n'offre pas une grande réserve, car les conditions géophysiques limitent l'épaisseur de la tranche exploitable. Dans le bassin de la Basse-Meuse, le gradient géothermique, c'est-à-dire le nombre de mètres en profondeur qui correspond à une élévation de 1° C de température des roches, est 41 à 46 dans la couverture du Houiller et 22 à 30 dans le Houiller (2). On peut donc prévoir que la température sera 45 à 50° à 1 200 m, et 55 à 60° à 1 500 m.

On pourra exploiter jusqu'à 1 200 m *certainement*, jusqu'à 1 500 m *probablement* et plus profondément, peut-être, si l'on trouve les moyens de conditionner l'ambiance des chantiers sans qu'il en coûte trop. Le calcul économique de l'établissement d'un siège de charbonnage aurait une base hasardeuse si l'on tenait compte de la réserve de houille gisant à plus de 1 200 m de profondeur. Ces considérations justifient la limite adoptée pour la zone exploitable. La ligne de niveau (— 800) de la tête du Houiller a été tracée, pour la Belgique, d'après la « Carte géologique et hypsométrique du socle paléozoïque » de M. R. Legrand, publiée par le Service Géologique de Belgique, et, pour les Pays-Bas et l'Allemagne, d'après les cartes du Prof. L.U. de Sitter (3).

LES GRANDES DIVISIONS

L'allure des couches est relativement régulière et faiblement inclinée en Campine et à l'est de la frontière belge, au nord de l'anticlinal de Waubach ou de Geilenkirchen. Au sud de cet accident, les couches sont plissées et même redressées, moins cependant que dans le bassin Haine-Sambre-Meuse.

Ce gisement, comme celui de la Westphalie, est coupé par des failles SE-NO, en compartiments, paliers et fosses. Ces cassures affectent aussi les terrains secondaires et tertiaires. Le socle paléozoïque est loin d'être régulier et l'épaisseur des morts-terrains varie brusquement par endroits.

Les failles ont une grande ampleur vers l'est. Partant de l'angle nord-est du Limbourg belge, elles se développent en un faisceau ouvert vers le sud-est : failles de Benzenrade, Rotem-Heerlerheide, Geleen, Feldbiss, Sandgewande et Rursprünge. Plus loin, des failles semblables encadrent le Horst du Peel et d'Erkelenz.

Ces failles donnent un relief au socle paléozoïque et le divisent en grands compartiments.

Un premier compartiment est exploité en Campine, dans le Limbourg néerlandais et dans le bassin de la Wurm, au nord d'Aix-la-Chapelle. Le compartiment suivant est la Fosse de la Roer et de l'Erft où la houille gît à une profondeur inaccessible aujourd'hui. Sur le Horst du Peel et d'Erkelenz, le Houiller est relevé à une hauteur qui le rend accessible en certains lieux.

Les paliers suivants, de Vierssen, de Geldern-Crefeld, sont encore inexploités, bien que le charbon s'y trouve à une faible profondeur. On arrive ainsi, sans solution de continuité, dans la partie du bassin rhéno-westphalien exploitée sur la rive gauche du Rhin.

LES MORTS-TERRAINS

L'épaisseur des morts-terrains : sables, argiles, craies, qui recouvrent le Houiller, croît vers le nord. Elle est forte à l'ouest, mais diminue dans la direction de l'est. Elle est de plus de 600 m près d'Anvers, elle est de 400 m environ au sud des charbonnages de Genk, de 275 m à Lanaken, sur la Meuse, et s'annule à la pointe sud-est du Limbourg néerlandais. Le Houiller affleure en effet dans la haute vallée de la Wurm, à Kerkrade et Kohlscheid où les moines de Rolduc l'exploitaient par galerie, déjà au 12me siècle. Le long de la bande du Dévonien d'Aix-la-Chapelle, le Houiller est à faible profondeur.

La pente générale de paléozoïque vers le nord est accentuée, en certains endroits, par des failles et des formations d'âge permien, triasique et jurassique — les roches rouges de Campine — qui s'intercalent entre le Houiller et le Crétacé. On ne connaît pas encore exactement l'extension fort irrégulière de ces roches rouges. La campagne sismique qu'on achève en Campine, combinée avec celle du sud-est des Pays-Bas, donnera des indications sur l'extension future de l'industrie charbonnière.

Dans la Fosse de la Roer, le Houiller se perd à une profondeur encore inconnue, partiellement

(2) M. l'Ingénieur M. BIQUET, grand spécialiste en matière de fonçage de puits, estime qu'on peut envisager la traversée de morts-terrains sur des épaisseurs de « 1 000 et 1 500 m et même au delà » (Cf. *Annales des Mines de Belgique*, juillet 1953, pp. 558-574). Sans vouloir fixer une limite au progrès technique, dans l'ignorance du coût du fonçage d'un puits à grande profondeur dans les morts-terrains, vu le champ restreint d'une exploitation commencée à 850-900 m de profondeur, nous croyons qu'il n'est pas raisonnable de prévoir aujourd'hui une traversée de morts-terrains de plus de 825-850 m.

F.C.M. WIJFFELS : « Les rapports entre le degré géothermique et l'aérage des mines ». Société géologique de Belgique, Bulletin spécial 1949, B 521.

(3) Eindverslag van het geophysische onderzoek in ZO-Nederland.

sous les « roches rouges » qui s'avancent vers le sud au moins jusqu'à la vallée de la Roer.

Sur le palier de Peel-Erkelenz, le Houiller relevé irrégulièrement par une série de failles se trouve à une profondeur de 175 m près d'Erkelenz, où le charbonnage Sophia-Jacoba a foncé ses puits, et à une profondeur de 400-550 m à Vlodrop, où les Staatsmijnen vont établir le charbonnage Beatrix.

De l'épaisseur et de la nature des morts-terrains dépendent le coût du fonçage des puits, la durée d'exécution et les risques d'accidents plus que proportionnels à la profondeur. L'épaisseur des morts-terrains et le massif de sécurité qu'il faut ménager au-dessus de l'exploitation réduisent la tranche exploitable dans un gisement où le gradient thermique est faible.

LA RICHESSE DU GISEMENT

Le Houiller est représenté par les trois assises inférieures du Westphalien entassées sur une tranche stratigraphique de plus de 3 000 m; les assises supérieures, connues en Westphalie, seront peut être un jour découvertes dans la partie septentrionale du gisement. On a pu identifier plus de 50 couches exploitables mesurant une puissance totale de plus de 50 mètres. L'épaisseur du charbon exploitable dans la stampe est un peu inférieure à celle qu'on observe en Westphalie. Elle est de 2 % en moyenne, elle atteint en beaucoup d'endroits 3 % et dépasse exceptionnellement 4 %.

Le charbon est maigre et même anthraciteux dans les assises inférieures exploitées dans la haute vallée de la Wurm; il est à haute teneur en matières volatiles, atteignant 40 %, dans les assises supérieures de la zone du nord. Le charbon gras, à coke, domine dans la zone médiane où les puits ont été foncés précisément pour atteindre le charbon à coke. Le charbon est anthraciteux sur le massif « Erkelenz-Peel ».

La richesse d'un gisement se mesure par ses réserves.

Ces réserves ont été évaluées comme suit :

	Milliards de tonnes	
	Première estimation	*Estimation récente jusqu'à 2 000 m (7)*
Campine	4,0 (4)	8,0
Limbourg néerlandais	3,2 (5)	4,4
Aix-la-Chapelle	1,7 (6)	10,5
Total	8,9	22,9

Il ne faut pas se fier trop à ces évaluations qui n'ont pas été faites par les mêmes personnes ni d'après les mêmes méthodes. On ne peut y voir que des ordres de grandeur.

Des estimations, faites récemment et avec beaucoup de soin, donnent les chiffres suivants :

Campine : Réserves dans les sept concessions en exploitation :

jusqu'à 1 200 m 1,7 milliards de t
jusqu'à 1 500 m 2,0 milliards de t

A ces quantités, il faudrait ajouter celles des deux concessions encore inexploitées, celles des trois zones réservées et du restant du gisement.

Limbourg néerlandais : Réserves certaines, jusqu'à 1 200 m, de charbon économiquement exploitable (8).

	millions de t
Dans les charbonnages en activité	500
Dans le restant du gisement	500
Dans le champ de Vlodrop	75
Dans le restant du Peel	520
	1 595

De ces estimations, on peut conclure que le gisement houiller sera encore exploité, au rythme d'une production accrue, pendant de très nombreuses années, et ne sera certainement pas épuisé avant qu'on ait mis au point des procédés pratiques d'utilisation de l'énergie atomique.

(4) DENOEL, cité par RENIER, Annales des Mines de Belgique 1920, t. XXI, 3me sér. p. 941.

(5) *Eindverslag over de onderzoekingen en uitkomsten van den Dienst der Rijksopsporing van delftstoffen in Nederland.* Amsterdam, 1918, p. 551.

(6) *Jahrbuch des Deutschen Bergbaus* 1955, p. 701 — Réserve jusqu'à 1 200 m.

(7) *Annuaire de la Communauté européenne du Charbon et de l'Acier*, juin 1952.

(8) A.J. PANNEKOCK. — *Koninklijk Nederlandsch Geologische-Mijnbouwkundig Genootschap. — Geological History of the Netherlands.* 's-Gravenhage — Staatsdrukkerij- en Uitgeverijbedrijf, 1956.

LE REGIME ADMINISTRATIF

LES CONCESSIONS ET LES CONCESSIONNAIRES

En Campine, dans le Limbourg néerlandais et dans la région d'Aix-la-Chapelle, les charbonnages exploitent des concessions minières instituées en vertu de législations qui avaient de commun le privilège de l'inventeur de la mine, c'est-à-dire de celui qui, par ses recherches, avait prouvé l'existence et l'exploitabilité du gisement. Les chercheurs et ceux qui ont acquis des droits à des con-

cessions sont en général les usines sidérurgiques de Liège, de Charleroi, du Luxembourg et de la Lorraine. L'association qui en résulte est la manifestation de l'orientation du marché charbonnier du bassin houiller de la Basse-Meuse vers la région ferrifère luxembourgeoise-lorraine.

La Campine.

La loi belge du 5 juin 1905 maintient les principes du droit minier de Napoléon formulés dans la loi de 1810, mais institue, en Campine, trois « réserves », non pour qu'elles soient nécessairement exploitées par l'Etat, mais pour qu'elles ne soient cédées qu'avec l'assentiment du Parlement.

Un groupe d'usines sidérurgiques lorraines, Pont-à-Mousson, en tête de liste, suivi par Aciéries et Marine d'Homécourt, Nord-Est, Micheville et de Wendel ont fondé la Société du Charbonnage de *Beeringen*.

Arbed et Providence se sont intéressés à la constitution du charbonnage d'*Helchteren et Zolder*.

Dans la liste des premiers actionnaires du charbonnage d'*Houthaelen*, sont citées des usines sidérurgiques : Providence, Clabecq, Ougrée et Pont-à-Mousson.

Cockerill-Ougrée possède le charbonnage « *Les Liégeois* ».

La Providence a participé à la fondation du charbonnage de *André Dumont*.

Les usines lorraines : Aciérie de Micheville et Pont-à-Mousson ont en main le charbonnage de *Limbourg-Meuse*.

Le Limbourg néerlandais.

L'Etat néerlandais a, en quelque sorte, hérité après la Révolution française, du charbonnage que les moines de Rolduc exploitaient depuis plusieurs siècles, aux affleurements du Houiller, sur les versants de la vallée de la Wurm, à Kerkrade. L'Etat a exploité cette *Mine Domaniale* sans grand succès et l'a cédée, en 1849, à la société qui a construit et exploité le chemin de fer de Maastricht à Aix-la-Chapelle. Ce charbonnage appartient, depuis 1925, à la Domaniale Mijn Mij. N.V.

L'Etat néerlandais a accordé des concessions sous le régime de la loi minière française jusqu'en 1898.

Une double concession : *Willem et Sophia*, instituée en 1860-1861, est exploitée par une société fondée et domiciliée à Bruxelles.

Les concessions *Laura et Vereeniging*, accordées en 1876 et 1877, appartiennent, depuis 1899, à une société fondée par la Banque d'Outremer, aujourd'hui absorbée par la Société Générale de Belgique.

Différentes concessions, constituées sur le plateau de Heerlen, de 1875 à 1893, furent acquises par la « Maatschappij tot Exploitatie van Limburgsche Steenkolenmijnen » et forment un champ minier de 4 000 ha dénommé *Oranje-Nassau*. La Société sidérurgique lorraine : « Les Petits-Fils de François de Wendel » en acheta, en 1908, la plus grande partie des titres.

En 1898, après une campagne de sondages, le Gouvernement néerlandais était sollicité par 26 demandeurs de concession : Hollandais, Allemands, Belges et Français. Pour ne pas introduire plus d'étrangers qu'il n'y en avait déjà dans l'industrie charbonnière de leur pays, les Etats Généraux votèrent la loi du 24 juin 1901 réservant à l'Etat la totalité du gisement houiller encore libre, soit environ 27 355 ha. C'est en vertu de cette loi que des champs miniers furent successivement délimités et confiés, pour exploitation, aux « *Staatsmijnen in Limburg* » :

Wilhelmina, à Terwinselen, en 1903, 607 ha,
Emma, à Treebeek, en 1906, 1 753 ha,
Hendrik, à Brunssum, en 1910, 1 432 ha,
Maurits, à Geleen, en 1915, 1 210 ha,
Beatrix, à Vlodrop, en 1954.

Aix-la-Chapelle.

La loi prussienne du 24 juin 1865 n'a guère été modifiée dans ses principes.

L'exploitation est fort ancienne, dans la vallée de l'Inde, comme dans celle de la Wurm, au sud-est et au nord d'Aix-la-Chapelle.

La Société Eschweiler Bergwerks-Verein, fondée en 1838, a exploité longtemps le synclinal de l'Inde, aujourd'hui abandonné, et a porté son activité dans le bassin de la Wurm. Elle y a acquis de nombreuses petites concessions dans le sud du bassin et a agrandi son domaine dans le nord, grâce à des sondages. Elle dispose aujourd'hui de 20 284 ha et exploite six sièges :

Gouley-Laurweg à Würselen,
Anna I à Alsdorf,
Anna II à Alsdorf,
Maria à Mariadorf,
Adolf à Merkstein,
Emil Mayrisch à Siersdorf.

Cette société est une filiale de la Société Sidérurgique belgo-luxembourgeoise Arbed.

La Gewerkschaft *Carl Alexander*, fondée en 1908, exploite un charbonnage à Baesweiler (Alsdorf). Elle appartient à la firme Roechling de Voelklingen en Sarre.

La Gewerkschaft *Carolus Magnus*, fondée en 1911, exploite un charbonnage à Palenberg. Elle appartient à la Société sidérurgique lorraine, Pont-à-Mousson.

La Gewerkschaft *Sophia-Jacoba* est concessionnaire de tout le domaine minier du bloc allemand d'Erkelenz-Peel, d'une superficie de 18 900 ha; elle en a mis en valeur 1 250 ha par les puits de Hückelhoven et de Ratheim, dans la vallée de la Roer. Cette société appartient à un groupe néerlandais.

L'EXPLOITATION

Tableau des trente-deux charbonnages en exploitation ou en préparation

(Les numéros correspondent à ceux de la carte).

N°	Charbonnages et sièges	Etendue de la concession en ha	Epaisseur des morts-terrains	Nombre de puits	Production en 1955. 1 000 t	Qualité du charbon
	CAMPINE					
1	*Beeringen* (9)	5 271				
	Kleine-Heide, Koersel		626	2	1 868	gras B
2	*Helchteren-Zolder*	7 060				
	Voort-Zolder		603	2	1 601	gras A
3	*Houthaelen*	3 250				
	Houthalen		593	2	1 262	gras B
4	*Winterslag*	3 963				
	Genk		487	2	1 202	gras A et B
5	*Les Liégeois*	4 269				
	Zwartberg-Genk		560	2	1 245	gras A et B
6	*André Dumont*	3 080				
	Waterschei-Genk		505	2	1 295	gras A et B
7	As (en préparation)					
8	*Sainte-Barbe-Limbourg-Meuse*	5 408				
	Eisden		477	2	1 671	gras A et B
	Neeroeteren-Rothem	3 640				
	Oostham-Kwaadmechelen	2 795	pas encore en exploitation			
	A.B.C. reserves	19 737				
	Totaux pour la Campine :	58 473		14	10 144	
	LIMBOURG NEERLANDAIS					
	Mines de l'Etat	*27 335*	»	*13*	*7 478*	demi-gras
9	Maurits, Geleen	5 000	300	3	2 581	gras
10	Emma, Treebeek	7 235	236	4	2 355	gras
11	Hendrik, Rumpen (Brunssum)	2 400	215	4	1 459	gras et maigre
12	Wilhelmina, Teerwinselen	610	114	2	1 083	maigre
13	Beatrix, Herkenbosch		495			
	Oranje-Nassau	*4 002*	»	*9*	*2 252*	
14	III Heerlerheide		138	2	794	maigre
15	I Heerlen		104	3	537	maigre
16	IV Heerlerheide		136	2	322	maigre
17	II Schaesberg		125	2	599	maigre
	Laura et Vereeniging	*1 202*		*4*	*1 278*	
18	Laura } Eygelshoven		123	2	527	maigre
19	Julia }			2	751	maigre
	Willem-Sophia	*1 213*			*375*	
20	Spekholzerheide		114	2		anthracite
21	*Domaniale*	*690*			*513*	anthracite
	Kerkrade		40	2		
	Totaux pour le Limbourg néerlandais :	34 442		30	11 896	

(9) Le nom de certains charbonnages est celui d'une commune, mais s'orthographie différemment depuis la régorme onomastique des communes.

N°	Charbonnages et sièges	Etendue de la concession en ha	Epaisseur des morts-terrains	Nombre de puits	Production en 1955, 1 000 t	Qualité du charbon
			AIX-LA-CHAPELLE			
	Eschweiler Bergwerks-Verein	*15 334*	»	*19*	*4 546*	
22	Gouley	2 021		2		
	} Würselen		0		825	anthracite
23	Laurweg	2 315		4		
24	Adolf-Merkstein	1 430	100	2	837	gras
25	Anna II, Alsdorf	1 450	70	3	368	3/4 gras
26	Anna I, Alsdorf	5 500	80	3	1 371	Esskohl.
27	Maria, Mariadorf	1 928	100	3	689	maigre
28	Emil Mayrisch, Siersdorf	5 640	320	2	456	gras et Esskohl.
29	*Carolus Magnus*	*2 078*			*600*	
	Palenberg		400	2		gras et 1/2 gras
30	*Carl Alexander*	*3 600*			*866*	
	Baesweiler		450	2		gras et Esskohl.
	Sophia-Jacoba	*18 900*			*1 051*	
31	I/III Hückelhoven		190	2		anthracite
32	IV Ratheim		217	2		anthracite
	Totaux pour Aix-la-Chapelle :	39 912		27	7 063	

LA PRODUCTION

Son développement — Ses perspectives.

En 1913, les mines exploitées près des affleurements, aux environs d'Aix-la-Chapelle et dans le sud du Limbourg néerlandais, près de la frontière allemande, produisaient 5 millions de t.

Après la guerre, l'exploitation se porta vers le nord et les charbonnages de la Campine contribuèrent à la production. L'extraction de l'ensemble du gisement augmenta rapidement et dépassa 28 millions de t en 1937.

Après la dernière guerre, l'activité reprit et la production atteignit 29 millions de t en 1955.

L'augmentation de la production est freinée par la difficulté de recruter des ouvriers, en Campine comme dans le Limbourg néerlandais et à Aix-la-Chapelle. On pourrait, en Belgique, parer à la pé-

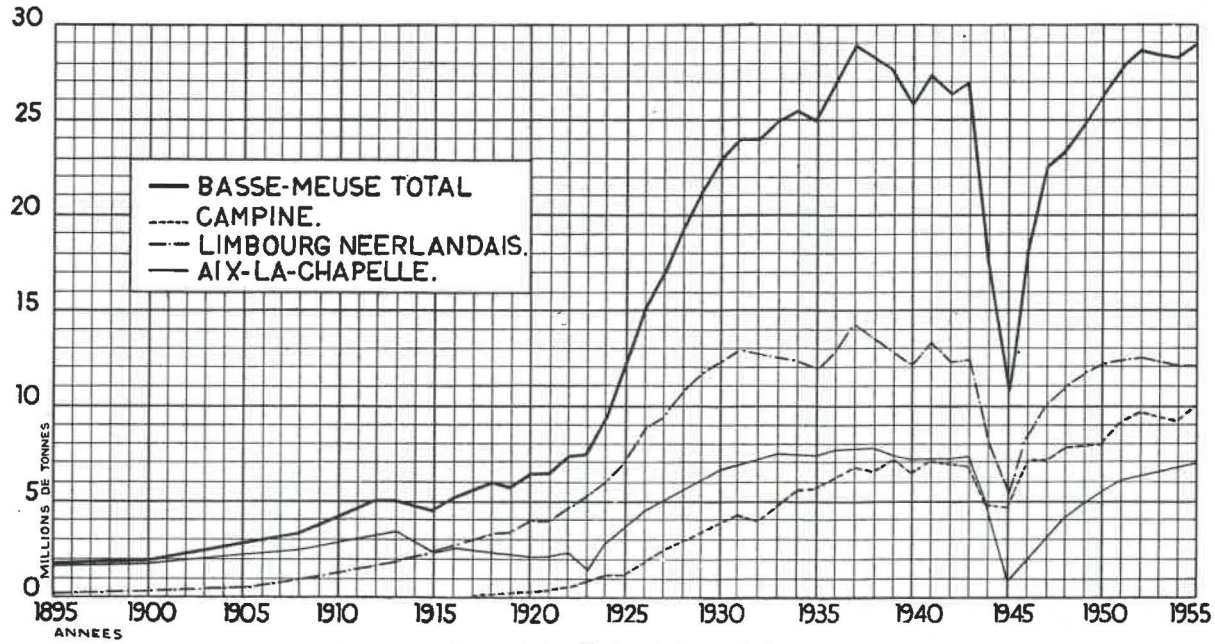


Fig. 2. — Production de houille dans le bassin de la Basse-Meuse.

nurie de main-d'œuvre par une sorte de rationalisation, en transférant les ouvriers mineurs des mines du sud à faible rendement vers les mines du nord à fort rendement, à l'instar de ce qui s'est fait en Westphalie il y a une trentaine d'années. La compétition intérieure et extérieure y avait imposé une amélioration à l'industrie charbonnière. Les grands et riches « Konzerns » ont alors acquis les droits à la participation de la vente du Kohlensyndikat d'un grand nombre de petits charbonnages exploités dans la vallée même de la Ruhr; ils ont alors porté la production sur la meilleure partie du gisement et ont abandonné les exploitations à faible rendement. Cette concentration a eu pour effet la fermeture de plus de cent puits dans la vallée de la Ruhr où le nombre des mineurs tomba, de 36 000 à 5 700 de 1923 à 1926 (10). Le gisement n'y était guère encore épuisé, mais l'exploitation y était moins rentable que dans les grands charbonnages établis dans la vallée de l'Emscher et de la Lippe.

En 1955, 18 824 mineurs, dont 11 246 étrangers, soit 57,5 %, descendaient dans les charbonnages du Borinage, où ils ont produit chacun en moyenne 219 t de houille. S'ils avaient travaillé en Campine, où le mineur produit 357 t, soit 138 t de plus, ils auraient accru la production du pays de 2,6 millions de t, celle de la Campine de 6,7 millions de t et abaissé le prix de revient. Certains charbonnages du Borinage sont encore viables et il ne peut être question de les abandonner en plongeant la région dans une affreuse détresse. Mais s'il faut fermer des mines qui ne sont plus rentables, il faut tenter de transférer leurs ouvriers, les étrangers de préférence, vers les charbonnages campinois qui peuvent produire davantage sans nouvelles installations et avec diminution de leurs prix de revient.

On a tenté le transfert d'ouvriers borains en Campine, mais sans succès à cause de la distance entre les bassins houillers du Hainaut et de la Campine et à cause de la séparation que constitue la frontière linguistique (11). Les causes de cet insuccès sont surtout sociales et ont été analysées par l'Institut de Sociologie de la Faculté de Droit de Liège.

Si l'on pouvait attirer dans les charbonnages de la Basse-Meuse, quelques milliers d'ouvriers, la production augmenterait immédiatement; mille mineurs supplémentaires produiraient un demi million de t par an.

Si l'on mettait rapidement en exploitation les charbonnages en préparation à As (André Dumont), à Vlodrop (Mine Beatrix des S.M.) et à Siersdorf (Emil Mayrisch de Eschweiler Bergwerks-Verein), si le Gouvernement belge autorisait l'exploitation des « Réserves » aux charbonnages dont les chantiers sont arrêtés aux limites et si les exploitants augmentaient la capacité de leurs puits, par exemple, en remplaçant l'extraction par cages et wagonnets par skips, la production pourrait croître en très peu de temps d'au moins 5 millions de t dans chacun des trois pays.

(10) *Der Raum Westfalen Band III*, p. 153 (Reimar Hobbing, Berlin 1932).

(11) *Migrations provoquées et problèmes sociaux de mobilité ouvrière*, pp. 45 et ss. (Vaillant Carmanne). Liège, 1956.

Composition qualitative de la production suivant les catégories en usage dans les pays.

CAMPINE. Production 10 144 000 t

Charbon gras B, à plus de 28 % de matières volatiles	58	%
Charbon gras A, de 20 à 28 % de matières volatiles	42	%

LIMBOURG NEERLANDAIS. Production 11 896 000 t

Charbon gras de 10 à 30 % de matières volatiles	50,25	%
Charbon maigre de 5 à 18 % de matières volatiles	20,92	%
Charbon anthraciteux, à moins de 5 % de matières volatiles	28,83	%

AIX-LA-CHAPELLE. Production 7 062 000 t

Charbon gras, de 19 à 28 % de matières volatiles	17	%
Charbon 3/4 gras, de 16 à 19 % de matières volatiles	22	%
Charbon 1/2 gras, (Esskohlen), de 14 à 16 % de matières volatiles	25	%
Charbon maigre, de 10 à 14 % de matières volatiles	10	%
Anthracite, à moins de 10 % de matières volatiles	26	%

Presque tous ces charbonnages sont neufs, bien équipés, à forte production et encore dans la période d'expansion.

Personnel et rendement.

Les charbonnages occupent 82 000 mineurs (ouvriers du fond) dont environ 30 000 en Campine, 30 000 dans le Limbourg néerlandais et 22 000 dans le district d'Aix-la-Chapelle. Ils emploient, au total, 121 000 ouvriers, dont 39 000 en Campine, 54 000 dans le Limbourg néerlandais et 28 000 à Aix-la-Chapelle. Les charbonnages de l'Etat néerlandais occupent un grand nombre d'ouvriers dans leurs fabriques de coke et de produits chimiques.

Les charbonnages campinois occupent dans les travaux souterrains beaucoup d'ouvriers étrangers, un tiers environ du total; les charbonnages néerlandais en occupent un dixième environ.

Un tableau donne le rendement des ouvriers du fond, par poste, pour chacune des dix dernières années. En Campine et dans le Limbourg néerlandais, la productivité des ouvriers du fond est à peu près la même que dans la Ruhr, elle dépasse largement celle des ouvriers du bassin sud de la Belgique.

Production en kg par ouvrier du fond et par poste:

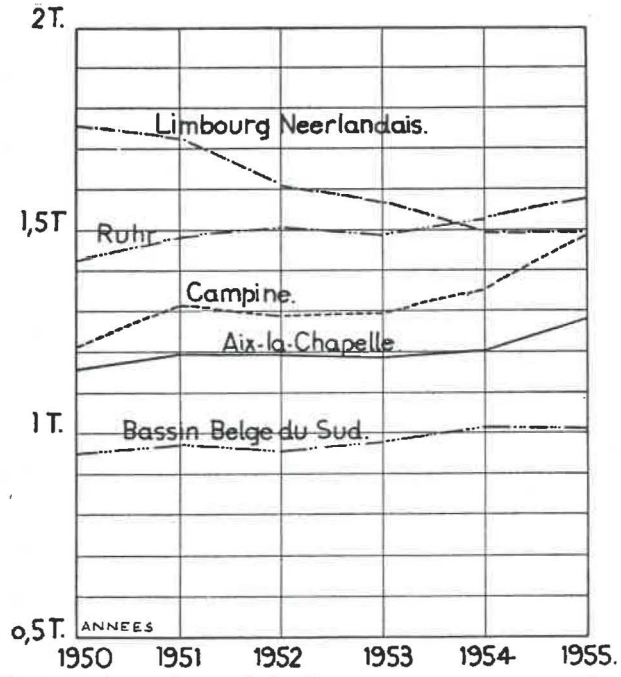


Fig. 3. — La production de houille, par poste et par ouvrier du fond, dans le bassin de la Basse-Meuse, dans le bassin belge du sud et dans la Ruhr.

	Campine	*Limbourg néerlandais*	*Aix-la-Chapelle*	*Bassin belge du sud*	*Ruhr*
1950	1 211	1 754	1 156	949	1 425
1951	1 308	1 725	1 195	968	1 482
1952	1 291	1 609	1 194	955	1 503
1953	1 298	1 567	1 186	977	1 486
1954	1 351	1 497	1 200	1 011	1 523
1955	1 484	1 486	1 279	1 028	1 572

On remarquera la progression croissante en Campine, et décroissante dans le Limbourg néerlandais, différence qui s'explique par une altération des conditions du gisement.

LA PRODUCTION DE COKE DANS LES CHARBONNAGES

Une fraction importante de la houille extraite est propre à la production du coke. En fait, une quantité de houille assez grande est cokéfiée dans des charbonnages du Limbourg néerlandais et d'Aix-la-Chapelle.

Production du coke par des charbonnages.

1 000 t	*Limbourg néerlandais*	*Aix-la-Chapelle*	*Total*
1950	2 194	685	2 879
1951	2 241	667	2 908
1952	2 477	881	3 358
1953	2 445	990	3 435
1954	2 500	1 155	3 655
1955	2 500	1 315	3 815

Les charbonnages de Campine ne cokéfient pas eux-mêmes leur charbon et l'expédient en masse aux cokeries des usines de Liège et du Hainaut, ainsi qu'à celles du canal de Bruxelles au Rupel, du canal de Gand à Terneuzen et de la côte dont le coke est destiné au Luxembourg et à la Lorraine.

Deux mines de l'Etat néerlandais fabriquent du coke : la mine Maurits à Geleen, près de ses puits, la mine Emma à Beek, près du canal Juliana et à côté de la mine Maurits. Les cokeries du Limbourg néerlandais produiront bientôt plus de 3 millions de t par la mise à feu d'une nouvelle batterie. Elles vendent du coke en grande partie à l'étranger, du gaz transporté à longue distance et distribué dans toute la partie des Pays-Bas située au sud du Rhin, elles fabriquent des engrais azotés, distillent du goudron et vendent quantité de produits : elles fabriquent l'acide sulfurique qui leur est nécessaire.

Deux charbonnages d'Aix-la-Chapelle exploitent une cokerie. Carl Alexander produit annuellement une centaine de milliers de t de coke très pur pour électrodes; Eschweiler Bergwerks-Verein cokéfie, au siège Anna à Alsdorf, la partie de sa production de houille destinée à l'usine luxembourgeoise de l'Arbed, à Esch-sur-Alzette (Belval), dont elle est la filiale.

L'EXPLOITATION DU LIGNITE

Les lignites du Rhin, dont le gisement repose en partie sur celui de la houille, ont une telle importance sur le développement de la région et sur les

moyens de transports, qu'il est utile de leur consacrer quelques lignes (12).

Le gisement de lignite s'allonge suivant une bande de 20 à 30 km de largeur, dans la direction nord-ouest, entre le Rhin et la Meuse. On l'exploite sur son bord est, où il affleure, le long des hauteurs de Ville, suivant la vallée de l'Erft, entre Brühl au sud et Grevenbroich au nord; on l'exploite aussi dans son affleurement, sur les deux versants de la vallée de l'Inde.

Les exploitations du lignite du Rhin sont importantes : elles produisent annuellement 75 millions de t de lignite, fabriquent 15 millions de t de briquettes et vendent plusieurs centaines de millions de kWh.

Les auteurs du Westlandkanal, dont il sera question plus loin, évitent intentionnellement, dans leur projet, les zones d'exploitation du lignite où la construction du canal serait difficile et stériliserait une partie du gisement. Le Westlandkanal s'approche cependant des exploitations de la vallée de l'Inde et de celles de Neurath-Grevenbroich.

La Société Zukunft exploite à ciel ouvert du lignite à Weisweiler, à 4 km à l'est d'Eschweiler, et un peu plus loin, à Lucherberg (Lamersdorf), dans la vallée de l'Inde. Elle en extrait annuellement 6,5 millions de t, fabrique 1,5 million de t de briquettes et produit 1 373 millions de kWh qu'elle déverse en grande partie dans le réseau de la Rheinisch-Westfälisches Electrizitätswerk. Ces exploitations sont sur les lignes ferrées d'Aix-la-Chapelle à Cologne et à Düsseldorf. Elles seraient à 25 km d'un canal passant à l'ouest d'Aix-la-Chapelle et à 30 km du Westlandkanal à Geilenkirchen. Elles sont à 75 km de Wesseling, port rhénan du lignite.

A Reydt, le Westlandkanal passerait à 15 km des exploitations de lignite de Frimmersdorf où la Braunkohlen- und Briketwerke extrait 1 400 000 t et des exploitations de Neurath, où la Braunkohlenbergwerk Neurath produit plus de 3 millions de lignite et 750 000 t de briquettes.

Si le lignite extrait dans la vallée de l'Inde pouvait atteindre la voie d'eau aussi facilement que le lignite de la vallée de l'Erft atteint le Rhin à Wesseling, il n'est pas douteux que l'exploitation à Weisweiler-Lucherberg se développerait, le marché belge lui serait ouvert, marché qui, l'an dernier, n'absorbait que 248 000 t de lignite du Rhin.

LE MARCHE

Son évolution — Ses perspectives.

Depuis le début de ce siècle, le marché charbonnier a évolué avec une rapidité déconcertante. Au début, le charbon britannique dominait en Europe. Dans la suite, il fut détrôné par le charbon allemand, celui de la Ruhr qui descendait en masse le Rhin vers la plaine maritime. On voyait bien, en ce temps là, en face de Ruhrort, quelques bateaux chargés de houille britannique ou polonaise remonter le Rhin, mais cette anomalie s'expliquait par la politique du Kohlensyndikat qui maintenait, dans certaines zones, ses prix à l'extrême limite que pouvait atteindre le charbon étranger. Il renforçait, par un système de compensation, sa puissance de pénétration sur des marchés lointains et contestés. Mais le charbon de la Ruhr était « Roi », par le Rhin, dans toutes les régions qu'il pouvait atteindre par ce fleuve.

Bouleversé par les guerres, le marché charbonnier n'a pas retrouvé son équilibre. La Ruhr n'a pas encore repris la place que lui valent ses ressources. En 1938, elle occupait 229 000 mineurs (ouvriers du fond) dont le rendement était de 1 970 kg par jour et produisait 127 millions de t de houille. En 1946, elle n'avait plus que 183 000 mineurs, au rendement de 1 208 kg et ne pouvait plus extraire que 50 millions de t. En 1954, elle employait 301 000 mineurs, dont la productivité s'était élevée à 1 523 kg, et produisit 119 millions de t. La Ruhr pourra certainement, dans les prochaines années, renouveler son outillage, recruter et former professionnellement des mineurs et par conséquent améliorer le rendement et augmenter la production.

Depuis 1945, la production est passée de 33 à 119 millions de t. Mais la consommation a grandi plus rapidement que la production, surtout en ces trois dernières années. L'insuffisance de la production explique un renversement des trafics, notamment sur le Rhin.

Au cours des années 1930-40, 15 à 20 millions de t de houille descendant le Rhin passaient la frontière germano-néerlandaise à Lobith; en 1932-33, au plus fort de la crise, ce tonnage était tombé à 12 millions de t. En sens inverse, 1,2 million de t remontait le Rhin.

En ces toutes dernières années, 5 à 7 millions de t seulement de charbon de la Ruhr descendent le Rhin à Lobith, tandis que les tonnages à la montée augmentent. L'année dernière (1955), les charbons « montants » l'emportent sur les charbons « descendants » à cause de l'arrivée du charbon des Etats-Unis.

(12) Cf. la description de l'industrie du lignite du Rhin dans les *Annales des Mines de Belgique* de mars 1950 :
DELMER, André : Le gisement lignitifère;
STENUIT, R. : Exploitation et utilisation du lignite.

Trafic de la houille sur le Rhin, à Lobith, à la frontière germano-néerlandaise
en milliers de t

	à la descente	*à la montée*
1937	21 940	1 719
1954	7 752	1 167
1955	5 550	5 560
1956 (9 mois)	*2 685*	*5 598*

Il n'est pas douteux que le charbon de la Ruhr, dont la production va fortement augmenter, reconquerra les marchés allemand, néerlandais, belge et français et le trafic sur le Rhin reprendra les directions qu'il avait en 1937 et avant 1914. L'importation en masse du charbon américain est une anomalie qui ne saurait durer. Si, aux Etats-Unis, le rendement des ouvriers est élevé, par contre les salaires y sont très hauts : les transports terrestres sur 500 km, les transbordements et la traversée de l'Atlantique, aux taux actuels des frets, augmentent singulièrement le prix du charbon américain.

Dans un marché rétabli, le charbon de la Basse-Meuse trouvera, plus encore qu'aujourd'hui, ses débouchés dans les anciennes régions industrielles de l'Escaut, de la Sambre et de la Meuse dont les charbonnages s'épuisent et dans le centre et l'est de la France et dans le Luxembourg.

LES TRANSPORTS

Les charbons seront donc transportés vers l'ouest et vers le sud; ils le seront en grandes quantités car ni la houille ni le coke ne sont consommés près des charbonnages de la Basse-Meuse.

LE CHEMIN DE FER

Le réseau ferré qui couvre la région charbonnière est serré et donne aux mines et aux cokeries la possibilité de faire des expéditions dans toutes les directions. Les transports massifs se font principalement vers l'ouest, c'est-à-dire vers la France du nord et Paris, et surtout vers le sud, vers le Grand-Duché de Luxembourg et la Lorraine.

Pour ces dernières expéditions, les charbonnages d'Aix-la-Chapelle utilisent la ligne Aix-la-Chapelle - Pepinster - Trois Ponts - Luxembourg, ligne qui met la cokerie d'Alsdorf (Eschweiler Bergwerks-Verein) à 220 km de l'usine de l'Arbed (Belval) à Esch. Aix-la-Chapelle expédie chaque année plus de 300 000 t de houille vers la Lorraine et 800 000 t de coke à Esch.

Les charbonnages et cokeries du Limbourg néerlandais expédient de la houille et du coke vers le sud, par la ligne Maastricht - Liège - Marloie et Arlon, ligne qui met Lutterade à 226 km de Longwy. Ils envoient 300 000 t de coke au Grand-Duché de Luxembourg et autant en France.

Les charbonnages de Campine sont reliés à la région ferrifère luxembourgeoise-lorraine par la ligne Genk - Liège - Marloie et Arlon, qui met Genk à 224 km de Longwy. Ces charbonnages livrent plus de 300 000 t de houille à la Lorraine.

A ces expéditions par fer, vers le sud, de coke et de houille du bassin de la Basse-Meuse, il faut ajouter celles des cokeries du Brabant, du canal de Terneuzen à Gand et de la côte qui carbonisent en grande partie du charbon de la Campine et du Limbourg néerlandais. Les expéditions se font, en ordre principal par la ligne électrifiée Ostende - Bruxelles - Arlon. Sluiskil expédie vers la France de l'est près de 400 000 t et Zeebrugge près de 100 000 t.

Les charbonnages du bassin de la Basse-Meuse sont avantageusement situés pour ravitailler le Grand-Duché de Luxembourg, la Lorraine et même la Sarre; ils sont, comme on vient de l'indiquer, à 220 - 226 km des usines luxembourgeoises et lorraines, tandis que les charbonnages de la Ruhr en sont à 363 km.

LES VOIES NAVIGABLES

Le canal Albert, la Meuse et le canal Juliana desservent des charbonnages, qui y ont embarqué, en 1955, 8 803 00 t de houille.

Les ports du canal Albert.

Le long du canal Albert et du Zuidwillemsvaart, les charbonnages de Campine ont construit et exploitent quatre ports, ils y ont embarqué en 1955, 5 592 000 t de houille, soit 53,6 % de leur production.

A Tervanter Heide (Beringen), le charbonnage de Beeringen a embranché sur le canal Albert, à 59 km d'Anvers et à 70 km de Liège, une darse de 400 m de longueur et 70 m de largeur, reliée à son siège de Kleine Heide par un raccordement privé de 2,4 km de longueur. Il y a embarqué, en 1955, 1 145 000 t de houille, soit 61,5 % de sa production.

A Genebosch (Lummen), sur le canal Albert, à 66 km d'Anvers et 63 km de Liège, le charbonnage d'Helchteren-Zolder a creusé une darse de 500 m de longueur et 80 m de largeur. Il y a embarqué, en 1955, 480 000 t de houille, soit 30,3 % de sa production.

Le charbonnage de Houthaelen et les trois charbonnages de Genk : André Dumont (Waterschei), Les Liégeois (Zwartberg) et Winterslag (Winterslag) se sont associés pour construire et exploiter en commun le port de Langerloo (Genk), sur le

canal Albert, à 89 km d'Anvers et à 40 km de Liège. Ce port est constitué par une darse de 950 m de longueur et de 80 m de largeur et peut être doublé par une seconde darse prévue. Les raccordements des charbonnages au port commun sont desservis par la Société nationale des Chemins de fer belges. Ils ont, comme longueur, 17,4 km pour Houthalen, 7,6 km pour Winterslag, 10,8 km pour Zwartberg et 12,2 km pour Waterschei.

Les quatre charbonnages associés ont embarqué en 1955, 1 262 000 t de houille, soit 58,7 % de leur production.

Le port du Zuidwillemsvaart

Le charbonnage de Limbourg-Meuse a ses puits à Eisden, à 400 mètres du canal de Maastricht à Bois-le-Duc (Zuidwillemsvaart) et y a construit et équipé un mur de quai de quelques centaines de mètres de longueur. Ce port charbonnier est à 117 km d'Anvers et à 42,9 km de Liège, par la jonction Briegden-Neerharen. Ni cette jonction, ni le Zuidwillemsvaart, ne sont navigables pour bateaux de plus de 600 t. Les aménagements de la Meuse en territoire néerlandais, aux environs de Maastricht, la construction décidée d'une grande écluse à Lanaye et un simple élargissement avec approfondissement du Zuidwillemsvaart, sur une distance de 11 km, de Neerharen à Eisden, mettraient le port du charbonnage Limbourg-Meuse dans le réseau des voies navigables de 1 350 t et raccourciraient quelque peu sa distance à Liège (41,7 km).

Ce charbonnage a embarqué, en 1955, 1 055 000 t de houille, soit 63 % de sa production.

Les ports du canal Juliana.

Deux ports charbonniers, construits en bordure du canal Juliana, et le port de Maastricht sont utilisés pour l'embarquement de la houille du Limbourg néerlandais et d'Aix-la-Chapelle. Une darse, un quai sur la rive du canal élargi et un bassin de batelage constituent le port de Born, situé à 12 km de Maasbracht, extrémité du canal Juliana, et à 22 km de Maastricht, autre extrémité du canal. Le port de Stein se développe sur la rive du canal fortement élargi, à 21 km de Maasbracht et à 13 km de Maastricht. On a embarqué dans ces ports, en 1955, 3 211 000 t de houille, dont 2 905 000 provenaient des mines néerlandaises et 306 000 t des mines d'Aix-la-Chapelle.

Le port de *Stein* n'est utilisé que par les mines de l'Etat : il y est raccordé par le chemin de fer des Staatsmijnen où l'on compte la distance de :

5 km pour la mine Maurits;
10 km pour la mine Emma;
21 km pour la mine Hendrik;
25 km pour la mine Wilhelmina.

Ces mines embarquent 1 734 000 t, soit 22,8 % de leur production.

Le port de *Born* est utilisé par les mines privées, accessoirement par les mines de l'Etat et par des charbonnages d'Aix-la-Chapelle. Il est raccordé aux charbonnages par la ligne du chemin de fer néerlandais, qui descend du plateau de Heerlen par la vallée de la Geleen pour arriver à Born en passant par Sittard.

Les longueurs du raccordement ferré des mines au port sont :

Oranje-Nassau I	24 km
Oranje-Nassau II	29 km
Oranje-Nassau III	27 km
Oranje-Nassau IV	28 km
Laura	30,5 km
Julia	32 km
Mine domaniale	37 km
Willem-Sophia	40 km

Ces charbonnages ont embarqué à Born, et accessoirement à Maastricht, en 1954 :

Oranje-Nassau 572 000 t, soit 24,7 % de la production.

Laura et Vereeniging 119 000 t, soit 32,5 % de la production.

Mine Domaniale 118 000 t, soit 23,6 % de la production.

Willem-Sophia 63 000 t, soit 16,7 % de la production.

Les charbonnages d'Aix-la-Chapelle sont à 37 - 48 km du port de Born. Ils n'ont embarqué, en 1955/56, que 306 000 t, soit seulement 5,2 % de leur production.

Le port de *Maastricht* peut être avantageux pour les mines du sud du bassin houiller; celles de Willem-Sophia et Domaniale, qui sont respectivement à 28 et 30 km, par chemin de fer de la vallée de la Geul, et celles des mines d'Aix-la-Chapelle, de Laurweg et Gouley, qui en sont à 33 et 36 km. Les mines du plateau de Heerlen, plus rapprochées de 2 km de Maastricht que de Born, n'utilisent presque pas le port de Maastricht.

Quelques bateaux ont chargé du charbon d'Aix-la-Chapelle à *Visé*, sur la Meuse.

Les mines sont sur le plateau, à 50, 60 et 70 m au-dessus du niveau du canal Juliana, et le transport du charbon se fait à la descente.

La distance de certaines mines aux ports constitue un handicap pour la navigation.

Les trafics par bateaux.

Trafic vers le sud. Des 9 millions de t embarquées, 4 ont été transportées par le canal Albert, de Lanaye à Monsin, non compris le charbon embarqué à Herstal (Liège) à destination de la Meuse liégeoise et française et de la Sambre belge et française. Ces 4 millions de t totalisent 14 rela-

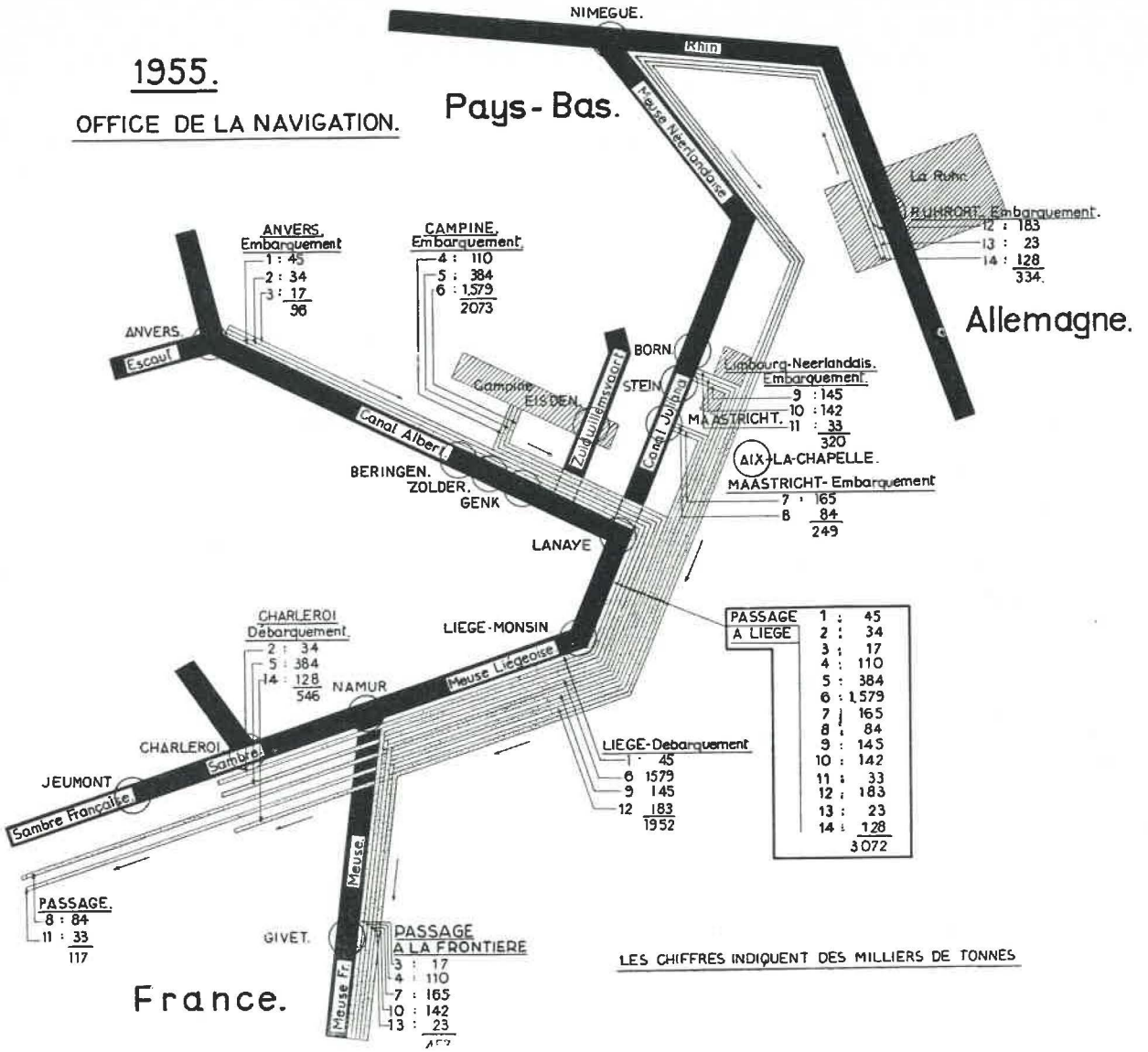


Fig. 4. — Décomposition, suivant les provenances et les destinations, du trafic de charbon arrivant du nord par le canal Albert, dans la Meuse liégeoise.

tions principales figurées sur le cartogramme (fig. 4).

100 000 t, provenant en grande partie des Etats-Unis et transbordées à Anvers, sont déchargées sur la Meuse liégeoise et sur la Sambre belge ou sont entrées en France par la Sambre, à Jeumont, ou par la Meuse, à Givet. Ces trafics augmentent avec l'importation du charbon américain.

2 073 000 t de houille, embarquées en *Campine*, à Beeringen, à Zolder, à Genk et à Eisden, sont destinées à la Meuse liégeoise (579 000), à la Sambre (384 000) ou sont exportées en France par Givet (110 000). 249 000 t, provenant en grande partie d'*Aix-la-Chapelle* et embarquées à Maastricht entrent en France par la Meuse à Givet (165 000 t) ou par la Sambre, à Jeumont (84 000 t).

320 000 t de charbon du *Limbourg néerlandais*, embarquées sur le canal Juliana, à Stein et à Born, ont été débarquées sur la Meuse liégeoise ou sont entrées en France par la Meuse, à Givet (142 000 t) ou par la Sambre, à Jeumont (33 000 t).

284 000 t de charbon de la *Ruhr* sont arrivées par le Rhin et la Meuse néerlandaise et ont été déchargées sur la Meuse liégeoise (133 000 t) et sur la Sambre, à Charleroi (128 000 t) ou sont entrées en France par Givet (23 000 t).

Trafic vers l'ouest. 3 644 000 t de houille arrivent à Anvers par le canal Albert, provenant principalement de la Campine (2 672 000 t) et du bassin de Liège (757 000 t), et accessoirement de Maastricht (67 000 t) et du canal Juliana (59 000 tonnes) (fig. 5).

La très grande partie de ce charbon remonte l'Escaut (2 255 000 t) et est acheminée vers le Brabant et la Flandre (2 134 000 t), où se trouvent les cokeries, ou arrive dans le nord de la France (121 000 t). Ces transports seront prochainement

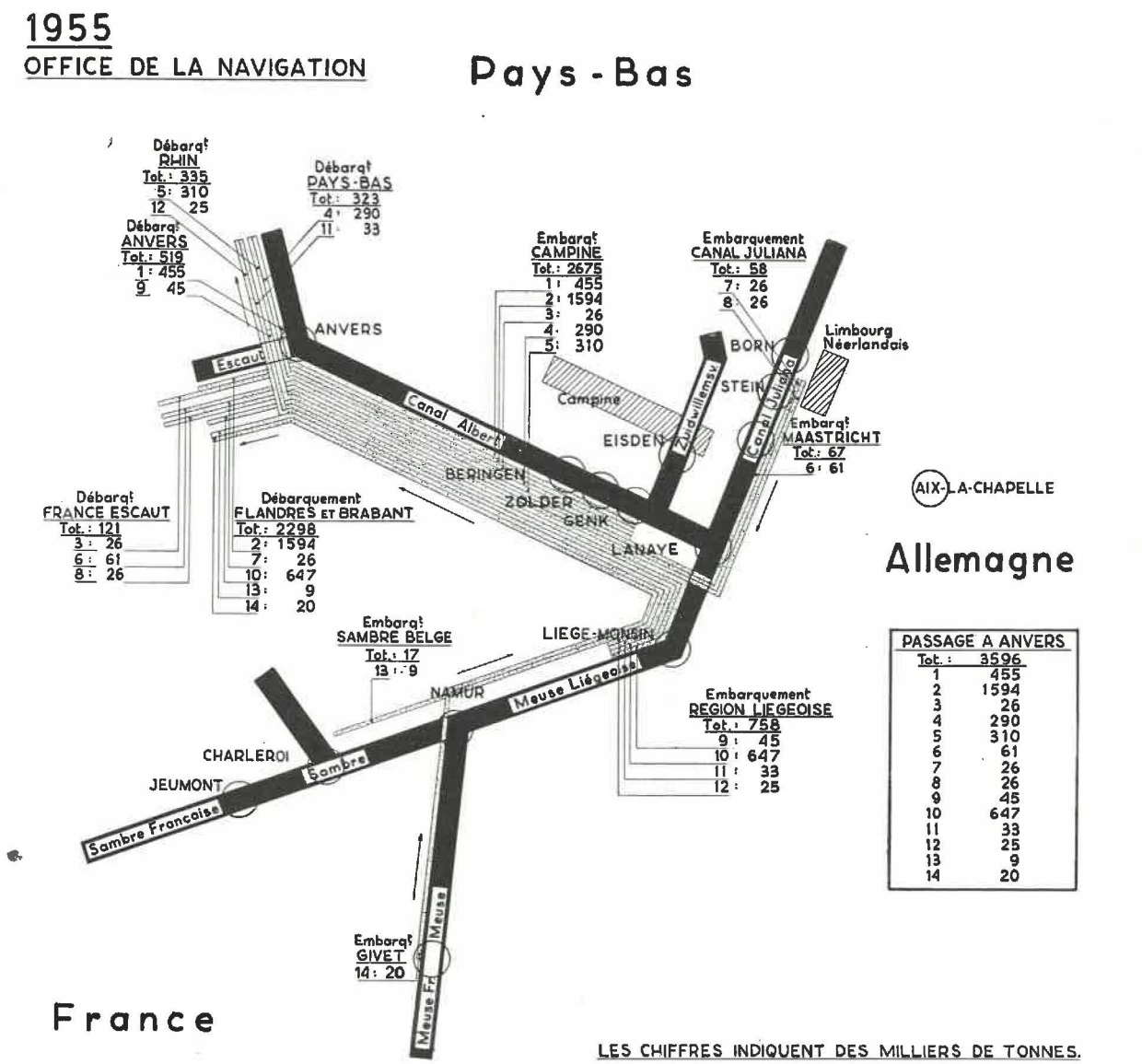


Fig. 5. — Décomposition, suivant les provenances et les destinations, du trafic de charbon arrivant de l'est, par le canal Albert, à Anvers par l'Escaut.

améliorés par la jonction de la Nèthe (Vierset-Duffel).

434 000 t de houille exportées par mer sont embarquées à Anvers.

Une autre partie descend l'Escaut (460 000 t) pour être débarquée dans les villes néerlandaises (323 000 t) ou pour atteindre le Rhin (335 000 t) et le remonter à destination de l'Allemagne (158 000 t) et de la Suisse (170 000 t).

On le voit, le charbon du bassin houiller de la Basse-Meuse descend vers le nord, par des voies largement ouvertes; il va, en beaucoup plus grandes quantités, vers le sud et l'ouest par des voies où la navigation est, par endroits, resserrée et inaccessible aux grands bateaux, comme à Lanaye, à Neuville-sous-Huy, sur la Sambre et sur le canal de Charleroi à Bruxelles. Ces défauts disparaîtront bientôt et, dès lors, le système mosan des transports que nous voyons naître prendra une ampleur dont seuls peuvent se rendre compte ceux qui contrôlent les trafics aux « goulots » actuels de la navigation.

CONSTITUTION DU SYSTEME MOSAN

LA LIAISON MEUSE-RHIN

La distribution du charbon mettra en mouvement un nombre toujours plus grand de bateaux dans plusieurs directions et fera naître, en de multiples lieux, des occasions de transports peu coûteux de minerais, de matières premières et de produits fabriqués. Les grands ports d'Anvers, de Rotterdam et d'Amsterdam seront ainsi reliés à leur

arrière-pays et les régions industrielles se compléteront mutuellement par des échanges. Il se créera ainsi une véritable communauté mosane, comparable à la communauté rhénane.

Pour enrichir cette communauté, il faut y incorporer la région charbonnière et industrielle d'Aix-la-Chapelle qui, bien que située dans le bassin hydrographique de la Meuse, n'en est pas encore reliée par voie navigable. Cette liaison est indispensable tant pour le système mosan que pour le développement de la région d'Aix-la-Chapelle. Elle est aussi indispensable que le sont les canaux qui, partant du Rhin, traversent le bassin houiller rhéno-westphalien : les canaux Rhin-Hern et Wesel-Dattelm le long de la Lippe. Ces canaux participaient, en 1954, au trafic du Rhin avec un tonnage de 23 400 000 t. Sans ces canaux, ni le mouvement sur le Rhin, ni l'activité dans la Ruhr ne seraient aujourd'hui ce qu'ils sont.

Des projets ont été dressés pour relier la Meuse au Rhin en desservant les charbonnages, les exploitation de lignite, les usines et les fabriques d'Aix-la-Chapelle. Nous en avons retenu deux qui sont indiqués sur la carte : le canal Visé-Aix-la-Chapelle-Neuss et le canal Born-Geilenkirchen-Neuss dont la partie allemande commune est le Westlandkanal.

Le canal allemand part de la frontière belgo-allemande à l'ouest d'Aix-la-Chapelle, descend la vallée de la Wurm jusqu'au delà de Geilenkirchen, traverse la vallée de la Roer, à Erkelenz, près des charbonnages de Hückelhoven, passe près des villes industrielles de Rheydt et de Mönchengladbach et atteint le Rhin à Neuss, en face de Düsseldorf.

Le canal en territoire belge Visé-Aix-la-Chapelle, qui relierait le canal Albert au Westlandkanal, a été étudié par un technicien d'une grande valeur, M. l'Inspecteur Général des Ponts et Chaussées L. Bonnet (13). Ce tracé évite le territoire néerlandais, mais au prix de grandes difficultés. Le canal Visé-Neuss aurait 102 km de longueur, dont 25 km en territoire belge et 77 en territoire allemand. Il aurait l'avantage de passer non loin de la vallée de l'Inde où se trouvent, à Weisweiler et à Lucherberg, de grosses exploitations de lignite et à Eischweiler et Stolberg, d'importantes fabriques de produits chimiques. Ce canal passerait également près des charbonnages du sud du bassin qui produisent de l'anthracite.

Une autre liaison, empruntant le territoire néerlandais, Born-Geilenkirchen, pourrait relier le canal Juliana au Westlandkanal; elle passerait près de Sittard, monterait la vallée du Rodebeck pour arriver à la Wurm. Elle aurait 25 km de longueur, dont 8 aux Pays-Bas.

Le canal Born-Geilenkirchen-Neuss aurait 77 km de longueur; il relierait directement à la Meuse les nouveaux charbonnages qui produisent du charbon à coke; Carolus Magnus, Carl Alexander, Emil Mayrisch, Adolf et Anna. Pour atteindre la région d'Aix-la-Chapelle proprement dite, il faudrait construire un canal qui remonterait la Wurm à partir de Geilenkirchen.

La jonction Born-Geilenkirchen est rentable. Elle coûterait, d'après une évaluation faite aux Pays-Bas, un milliard de francs belges; elle serait parcourue par un trafic de plus de 10 millions de tonnes, d'après une estimation allemande justifiée. Il faudrait donc immobiliser 100 FB par tonne annuellement transportée. Cent francs, aux taux d'intérêt et d'amortissement de la dette publique, représentent une charge annuelle de 6 F, charge que pourrait facilement supporter une marchandise pour atteindre un puissant système de transport. Ce simple calcul démontre qu'il vaut la peine d'étudier le problème.

Un canal Meuse-Rhin rattacherait aux deux grands fleuves, non seulement l'industrie charbonnière d'Aix-la-Chapelle, mais encore le gisement de lignite et les centres industriels d'Aix-la-Chapelle, d'Eschweiler, de Rheydt et de Mönchengladbach.

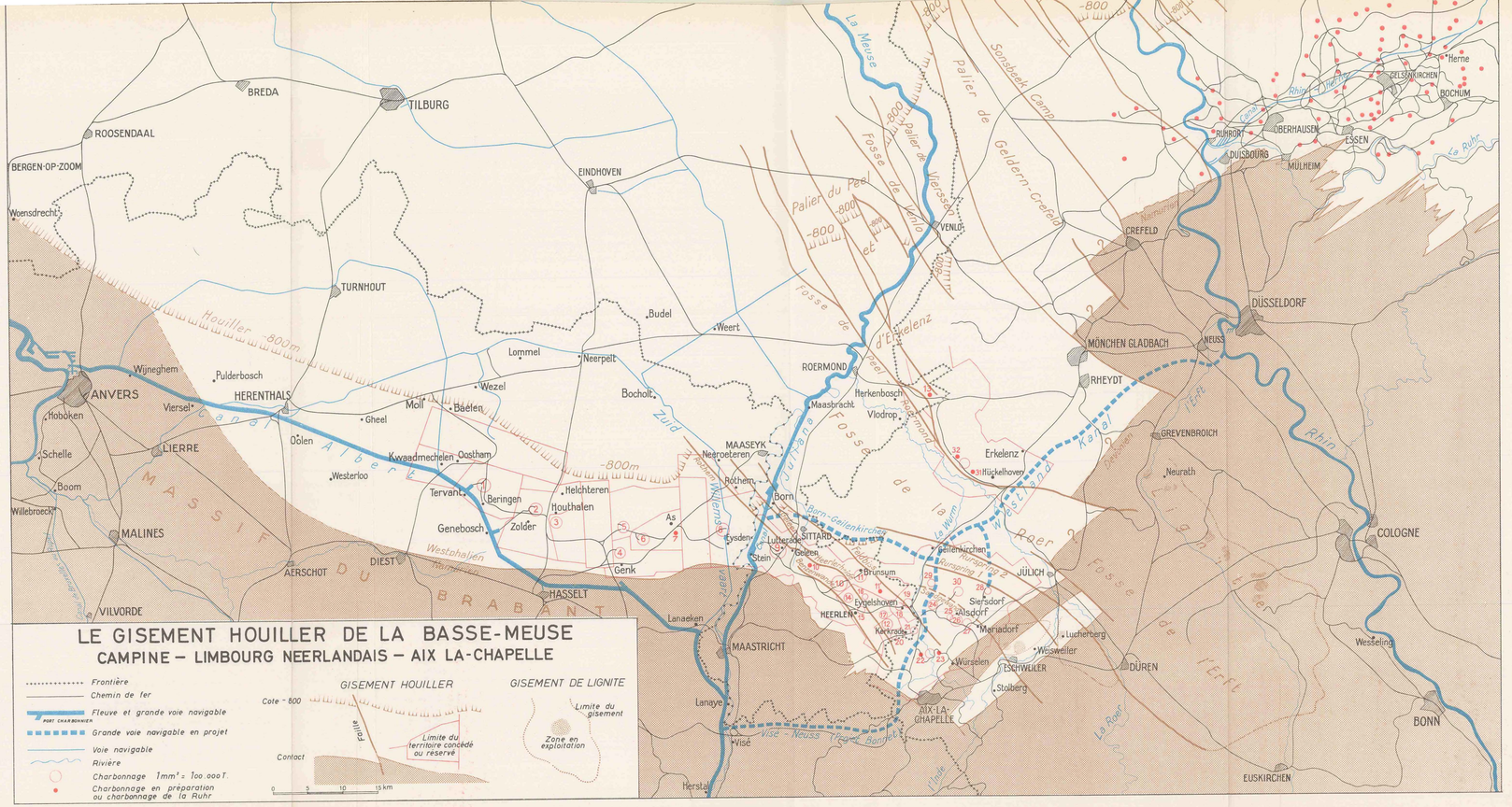
Il ferait coopérer la Meuse à la distribution du charbon de la Ruhr en Belgique, dans le centre et l'est de la France. Par la Meuse, améliorée en France et prolongée jusqu'à Charency-Vezin, le grand bateau, partant de Duisbourg-Ruhrort sur le Rhin, n'aurait à franchir que 435 km pour arriver près des mines et des usines de la Chiers, à Longwy, Athus, Rodange et Differdange, tandis que, chargé de charbon de la Ruhr, il devrait remonter le Rhin et la Moselle sur 458 km pour atteindre Thionville, près des usines du versant oriental de Lorraine.

Ce canal serait le maillon qui manque aujourd'hui à la chaîne des voies navigables qui relient les centres charbonniers et industriels qui se succèdent de l'ouest à l'est : Escaut, Nord et Pas-de-Calais, Haine-Sambre-Meuse, Basse-Meuse et Ruhr.

CONCLUSION

Le bassin de la Basse-Meuse, en pleine expansion, produit déjà 30 millions de t de houille et pourrait, dans un très proche avenir, en produire 45 millions. Il devient, pour la sidérurgie de la C.E.C.A., un pourvoyeur d'autant plus important que presque rien de sa production n'est consommé près de ses charbonnages. L'an dernier, il a embarqué 10 millions de t à distribuer par la Meuse et les canaux qui en dépendent.

(13). Canal Visé-Aix-la-Chapelle-Rhin, Annales des Travaux publics de Belgique, juin et août 1953.


LE GISEMENT HOUILLER DE LA BASSE-MEUSE
CAMPINE – LIMBOURG NEERLANDAIS – AIX LA-CHAPELLE
Frontière
Chemin de fer
Fleuve et grande voie navigable
PORT CHARBONNIER
Grande voie navigable en projet
Voie navigable
Rivière
Charbonnage 1mm² = 100.000 T.
Charbonnage en préparation ou charbonnage de la Ruhr
GISEMENT HOUILLER
Cote -800
Faille
Contact
Limite du territoire concédé ou réservé
0 5 10 15 km
GISEMENT DE LIGNITE
Limite du gisement
Zone en exploitation
MASSIF DU BRABANT
Houiller -800m
-800m
Canal Albert
Canal Anvers-Escaut
Canal Bocholt-Herentals
Canal Dessel-Turnhout-Escaut
Canal Meuse-Escaut
Canal Zuid-Willemsvaart
Canal Wessem-Nederweert
Westhalen Kanaal
Canal Maas-Waal
Canal Juliana
Canal Wessem-Nederweert
Canal Maas-Roer
Canal Roer-Wurm
Canal Gand-Terneuzen
Canal Ghent-Terneuzen
Canal Ghent-Bruges
Canal Bruges-Zeebrugge
Canal Bruges-Ostende
Canal Ostende-Nieuport
Canal Nieuport-Dunkerque
Canal Dunkerque-Calais
Canal Calais-Aire
Canal Aire-La Bassée
Canal La Bassée-Lens
Canal Lens-Pas
Canal Pas-Arras
Canal Arras-Douai
Canal Douai-Scarpe
Canal Scarpe-Escaut
Canal Escaut-Sambre
Canal Sambre-Oise
Canal Oise-Aisne
Canal Aisne-Marne
Canal Marne-Rhin
Canal Rhin-Rhône
Canal Rhin-Herne
Canal Dortmund-Ems
Canal Mittelland
Canal Elbe-Lübeck
Canal Elbe-Seitenkanal
Canal Elbe-Havel
Canal Havel-Oder
Canal Oder-Spree
Canal Spree-Neisse
Canal Berlin-Stettin
Canal Stettin-Oder
Canal Oder-Vistule
Canal Vistule-Bug
Canal Bug-Dniepr
Canal Dniepr-Dvina
Canal Dvina-Volga
Canal Volga-Don
Canal Don-Volga
Canal Volga-Baltique
Canal Baltique-Mer Blanche
Canal Mer Blanche-Mer Noire
Canal Mer Noire-Mer Caspienne
Canal Mer Caspienne-Mer d'Aral
Canal Mer d'Aral-Mer de Chine
Canal Mer de Chine-Mer du Japon
Canal Mer du Japon-Mer d'Okhotsk
Canal Mer d'Okhotsk-Mer de Béring
Canal Mer de Béring-Océan Pacifique
Canal Océan Pacifique-Océan Atlantique
Canal Océan Atlantique-Mer du Nord
Canal Mer du Nord-Mer Baltique
Canal Mer

Le réseau mosan est constitué de tronçons de voies navigables d'inégale valeur et imparfaitement reliées entre elles. Compléter et mettre ce réseau en état de remplir le rôle de distributeur de charbon est l'ouvrage le plus urgent, le plus nécessaire, le plus expéditif et le moins coûteux qui s'impose au quatre pays intéressés : les Pays-Bas, la Belgique, l'Allemagne et la France.

Pour promouvoir cette œuvre, le *Comité Européen pour l'Aménagement de la Meuse et de la Liaison Meuse-Rhin* a réuni des groupes : Anvers, Liège, Charleroi, Aix-la-Chapelle, l'Ardenne Française et fait appel aux autres groupes intéressés.

Ce Comité se félicite de voir le Gouvernement belge s'engager à mettre au gabarit de 1 350 t les principales voies navigables du pays et notamment la Meuse. Un « planning » de travaux doit permettre, sans retarder d'autres ouvrages, d'achever ce qui est nécessaire pour ouvrir la Meuse, de la Mer à Givet, à la grande navigation par l'achèvement simultané, vers 1960 de l'écluse de Lanaye, du barrage-écluse de Neuville-sous-Huy avec les ouvrages complémentaires et de l'adaptation de la Meuse namuroise aux bateaux de 1 350 t.

Le Comité a appris avec satisfaction que la *Conférence Européenne des Ministres des Transports* avait confié à un collège d'experts l'étude d'une liaison Meuse-Rhin desservant les charbonnages d'Aix-la-Chapelle.

Le Comité espère que le Gouvernement français trouvera le moyen de commencer sans tarder l'amélioration de la Meuse en amont de Givet pour rapprocher les usines ardennaises et lorraines de leur port naturel : Anvers et des charbonnages de la Basse-Meuse d'où elles font venir quantité de charbon et de coke et où elles ont pris de puissants intérêts.

MATERIEL MINIER

Notes rassemblées par INICHAR

APPLICATION DU RACLAGE

1) Au creusement des bouveaux plantants et des descenderies en couche.

Le creusement des descenderies est avant tout un problème de chargement et de transport des produits.

Les engins de chargement habituellement utilisés en bouveaux ou en voies de niveau, tels que les chargeuses à bennes ou les duck-bills, ne sont pas d'application dans les galeries descendantes.

Diverses solutions ont été adoptées pour mécaniser ces travaux et leur enlever leur caractère pénible et fatigant.

1°) *L'emploi d'un scraper avec estacade de chargement mobile.*

Une solution de ce genre a été appliquée au Charbonnage du Centre de Jumet et décrite en détail par Inichar (1). Ce Bulletin donne la technique adoptée et les résultats obtenus dans un bouveau plantant de 250 mètres de longueur, creusé avec une pente de 24°.

Dans cette application, le transport par berlines reste; par conséquent toutes les mesures de précaution que ce genre de transport impose ont été prises, à savoir : les barrages de rondins, les barrières formant sas, la fourche, etc...

De plus, pour éviter toute fausse manœuvre, le machiniste du treuil est relié téléphoniquement à l'équipe des fronts. En tenant compte de l'équipement complet du plan, l'avancement fut de 0,95 m par poste, soit environ 16 cm par homme/poste dans une galerie revêtue de cadres Toussaint-Heintzmann du type A.

2°) *L'emploi du scraper pour le chargement et le transport jusqu'en tête du plan.*

Au Groupe de Lens-Liévin dans le Nord de la France, on a adopté le scraper, non seulement pour le chargement, mais aussi pour le transport jusqu'en tête du plan (2).

Le procédé est couramment appliqué au creusement des descenderies en veine. On a voulu donner à ces chantiers les possibilités d'avancement, la facilité et la sécurité du travail en bouveaux plats. Le chantier dispose de deux installations de raclage indépendantes, travaillant en série. La première assure le ramassage des déblais du tir et les recule à petite distance des fronts. La seconde reprend ces déblais, les remonte en tête et les charge en berlines.

L'installation des fronts comprend un treuil à deux tambours et un scraper-houe de 500 litres qui pèse 500 kg (fig. 1).

Le treuil est électrique, sa puissance est de 24 ch, il est placé sur le côté de la galerie, à faible distance des fronts.

Une poulie de renvoi d'un diamètre de 200 mm est fixée à front en couronne, à l'aide de coins d'ancrage; une poulie de contrainte, également de 200 mm, est intercalée sur le trajet du câble tracteur, à 4 m du treuil pour que la houe amène son chargement sur le trajet des appareils de la deuxième ligne.

La distance de transport est comprise entre 5 et 45 m et le transport s'effectue à même le sol.

Chaque fois que les fronts progressent de 40 m, le creusement est interrompu, le treuil et la poulie de contrainte sont ravancés, la seconde installation de raclage est allongée et l'avancement reprend.

La seconde installation est constituée d'une ligne de caisses en série. Un treuil de 60 ch, installé en amont de la voie de déblocage, imprime un mouvement de va-et-vient à une série de racloirs « Caisse », placés à intervalle de 40 m le long du trajet à débloquer, et circulant à l'intérieur de couloirs.

Les matériaux cheminent ainsi de racloir en racloir jusqu'au sommet de la descenderie, où ils se chargent en berlines grâce à une estacade qui franchit la voie de roulage.

Le débit d'une telle installation est saccadé, mais indépendant de la distance de transport; les caisses repétantes conviennent donc bien au creusement des longues descenderies.

(1) Bulletin technique « Mines » Inichar, n° 56 — novembre 1952.

(2) Ce texte est extrait d'une note de M. H. Thuillier intitulée : « Le raclage dans le creusement des descenderies au Groupe Lens-Liévin ». Revue Industrie Minérale, décembre 1955, p. 1295 à 1304.

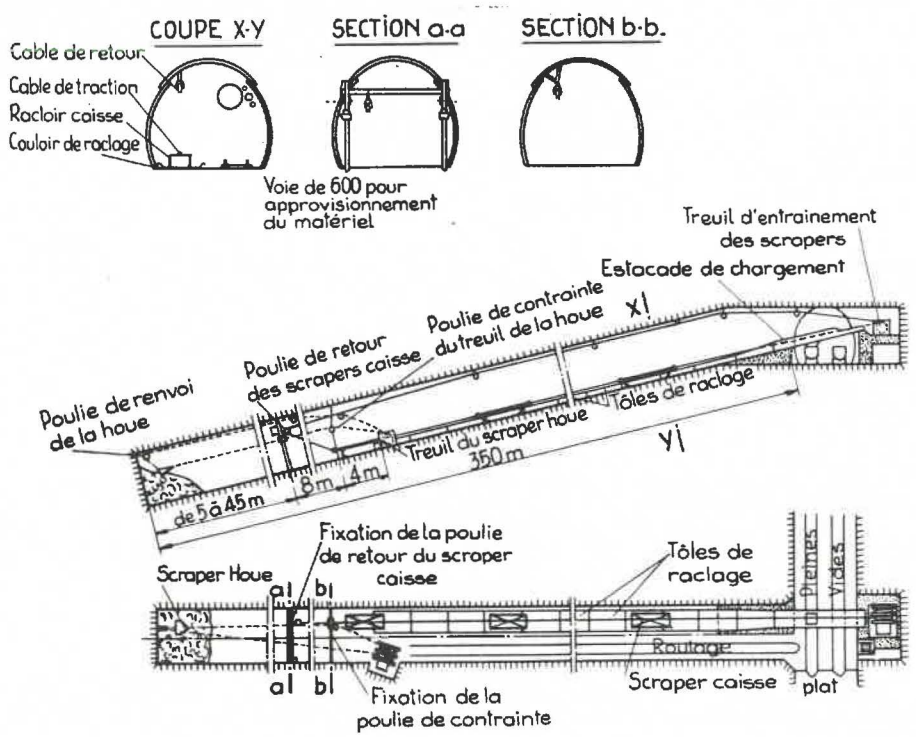


Fig. 1. — Chargement et transport des pierres par scraper dans une descenderie en creusement au Groupe de Lens-Liévin.

Les câbles s'usent assez peu, l'allongement des câbles ne pose plus de problème depuis qu'on dispose de poulies supports de faible encombrement, permettant le passage d'un nœud droit sur câble de 13 mm.

Une particularité de l'installation est la possibilité de stocker des matériaux en arrière des fronts.

La poulie de renvoi de la ligne de caisses se trouve à 8 m en avant de la poulie de contrainte du treuil des fronts. La houe et la première caisse ont ainsi un trajet commun de 8 m. En cas de manque à vides, il est possible de stocker, entre les deux installations, 20 m³ de déblais qui pourront être repris sans intervention nouvelle de la houe. Si cette capacité s'avère insuffisante, il est encore possible de stocker d'autres matériaux sur le trajet de la houe. Ainsi les deux installations sont indépendantes, elles peuvent sans inconvénient avoir des capacités de déblocage différentes et un manque à vides, même prolongé, n'entraîne pas de perte d'avancement.

Ceci suppose toutefois que la première caisse soit suffisamment lourde et convenablement profilée pour s'enfoncer dans des déblais partiellement tassés. On utilise à cette place une caisse spéciale; son poids est de 420 kg pour un volume de 500 litres, alors que les caisses normales ne pèsent que 180 kg pour une capacité à peine inférieure.

Le ravancement du treuil des fronts et l'allongement de la ligne de caisses, qui ont lieu tous les 40 m, demandent deux postes et nécessitent dix journées d'ouvrier. Cela revient donc à une journée d'ouvrier par 4 mètres d'avancement.

Les résultats obtenus et les prix de revient pour le creusement de quatre descenderies creusées par ce procédé sont résumés dans le tableau I.

TABLEAU I.

Descenderies	*1*	*2*	*3*	*4*
Ouverture de la veine	0 à 0,90 m	0 à 1,20 m	0 à 1,30 m	2 m
Pente	10 à 20°	8 à 16°	6 à 12°	6°
Section creusée	9,2 m²	9,2 m²	9,2 m²	7,25 m²
Soutènement	cadres T-H	cadres T-H	cadres T-H	chapeaux métalliques sur montants de bois
Avancement journalier moyen	2,75 m	3,74 m	3,76 m	11,10 m
Nombre de postes de travail/jour	2	2	2	3
Avancement par homme/poste				
Ouvriers à l'avancement	0,46 m	0,64 m	0,63 m	1,12 m
Compte-tenu des rouleurs et boute-feux.	0,31 m	0,42 m	0,42 m	0,655 m
Prix de revient du mètre de galerie creusé	32,108 FF	29,774 FF	29,086 FF	12,950 FF

Le tableau II donne les frais d'équipement d'une installation de ce genre et l'incidence de ces frais sur le mètre de galerie creusé.

TABLEAU II.

	Capital immobilisé	*Dépenses par jour de travail*	*Dépenses rapportées au m creusé*
Treuils de raclage 60 et 24 ch	2 500 000 F	2 080 F	
2 moteurs électriques et 2 coffrets	1 750 000	560	
Le câble électrique alimentant le treuil houe (1 = 140 m)	420 000	465	
70 couloirs de raclage	435 000	455	
4 caisses de raclage dont 1 spéciale pour prise au tas	172 000	447	
1 houe de 500 l	156 000	344	
16 poulies de raclage	244 000	640	
Ancrages, estacade et divers	60 000	200	
	5 737 000	5 191	1 380 F
Consommation de câble			580
Energie électrique			180
Total			2 140 F

Les sommes indiquées dans la deuxième colonne comprennent :

— l'amortissement, calculé d'après la vie probable des engins;
— le loyer du capital, au taux de 6 %;
— les frais d'entretien.

Plusieurs variantes du procédé furent appliquées. Nous en citerons deux :

a) Au bas d'une descenderie de 332 m, il fallait creuser une voie transversale sensiblement de niveau, de 150 m de longueur. Elle fut creusée sans treuil supplémentaire en faisant parcourir aux caisses la descenderie et la transversale en creusement. Le schéma des câbles est repris à la figure 2.

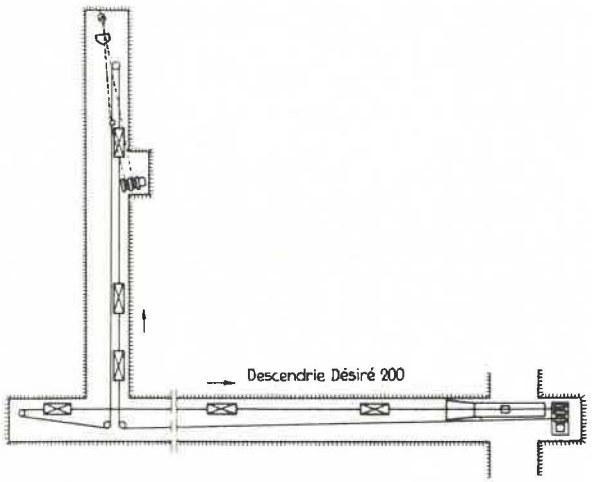


Fig. 2. — Desserte d'une descenderie et d'une voie transversale en creusement par une même installation de scrapage.

Les caisses des deux galeries ne sont pas sur le même brin de câble; au trajet en charge dans la descenderie correspond un trajet à vide dans la transversale, et vice-versa.

b) Après 80 m de creusement, une descenderie est venue se perdre dans une zone failleuse. Pour sortir de cette zone sans rien abandonner de ce qui était creusé, il a été décidé de poursuivre l'avancement en faisant tourner la direction de 16° et en guidant les caisses dans la courbe de raccordement. La trajectoire des caisses est matérialisée par les couloirs et par un rail courbé au rayon voulu, fixé à 1 m au-dessus de ces couloirs (fig. 3). Ce rail est orienté patin vers le haut et sert de chemin de glissement à des mains-courantes portant le câble tracteur. A raison d'une main-courante tous les 3 m, le câble tracteur épouse en permanence la trajectoire imposée aux racloirs. Il suffit de suspendre les racloirs à ce câble par des chaînes très courtes pour leur faire suivre cette trajectoire.

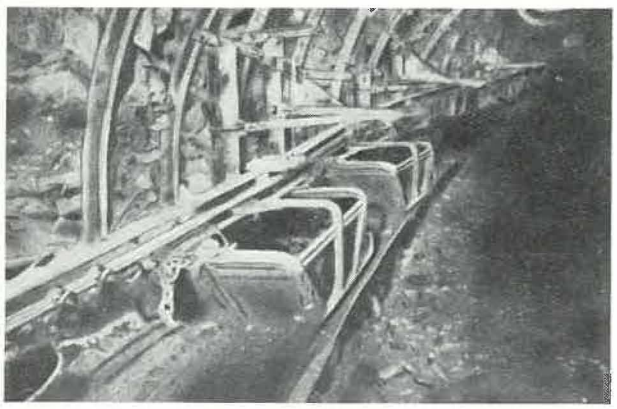


Fig. 3. — Installation de raclage en courbe. Une main courante est fixée au câble tracteur tous les 3 m et glisse le long d'un rail qui épouse la forme de la courbe. Les racloirs sons suspendus au câble tracteur.

Le matériel utilisé est simple et robuste, sa mise en place est facile, il peut être confié à un personnel de force et de qualification moyennes, et notamment à un personnel inapte à ces mêmes creusements dans leur forme ancienne.

3°) *L'emploi d'un scraper avec estacade pour le chargement à front et transfert des produits par convoyeur métallique à écailles.*

Une application de ce procédé est actuellement en cours au charbonnage de Wérister (bassin de Liège) et nous espérons pouvoir donner prochainement une note détaillée sur l'organisation du travail et les avancements réalisés dans ce chantier.

2) Aux voies en direction.

Dans le Bassin houiller du Nord et du Pas-de-Calais, les voies en direction ne sont généralement pas de niveau par suite de l'allure plus ou moins ondulée du gisement.

Quand les pentes varient de + 15° à — 15°, on utilise le raclage à courte distance avec bande glissante (3).

Dans ce procédé, le machiniste du scraper travaille toujours à vue. Les produits raclés sont déversés au moyen d'une estacade mobile sur une bande glissante. Cette bande n'a qu'une portée de 150 mètres. Si la distance à creuser est plus grande, on installe, dans la partie déjà creusée, un matériel ordinaire de déblocage pour exécuter de nouvelles progressions.

L'ensemble estacade et magasin de répartition est composé de deux parties articulées déplaçables en bloc sur roues et patins. Le poids et l'encombrement permettent de les utiliser dans une galerie de 1,50 m d'ouverture et de 2,80 m de largeur avec un profil irrégulier. Le débit maximum est de 60 t/h.

Le convoyeur à bande glissante utilise des bandes récupérées de 350 à 500 mm de largeur. L'in-

(3) Texte extrait d'une note de M. Pequignot intitulée : « Creusement des voies en direction avec raclage à courte distance au Groupe d'Hénin-Liétard ». — Revue de l'Industrie Minérale, novembre 1955, p. 1143 à 1217.

frastructure constituée principalement par de la tôle de 3 mm en couloirs de forme semi-elliptique, ne comporte pas de rouleau. Un dispositif d'évacuation des fines ou des petits cailloux, près du tambour de déversement évite l'amoncellement des fines sous la bande, cause de son usure rapide (fig. 4).

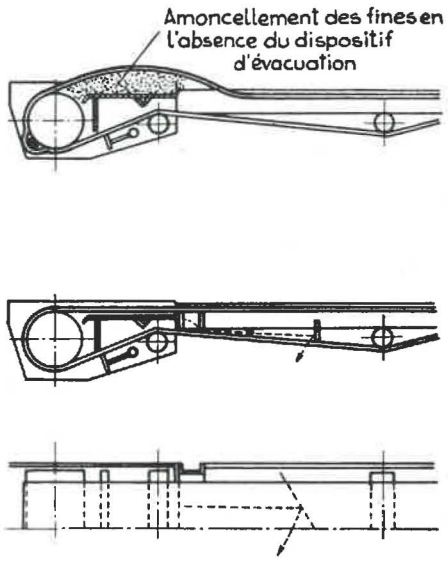


Fig. 4. — Bande glissante. Dispositif d'évacuation des fines entraînées par le brin supérieur.

Un tronçon de raccordement spécial unit les éléments à la tête motrice (fig. 5).

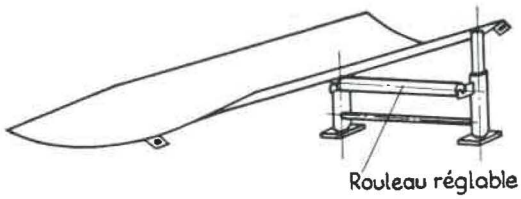


Fig. 5. — Tronçon de raccordement entre les éléments de la bande glissante et la tête motrice.

Treuil et estacade peuvent être ancrés par boulons spéciaux récupérables pour diminuer la durée des déplacements. Pour déplacer les installations, on effectue d'abord le nettoyage dont la durée est fonction de la distance séparant les fronts de l'estacade. Elle varie de 5 à 250 minutes pour des distances variant de 5 à 40 m. Il faut 4 à 5 heures à 3 ouvriers pour déplacer les installations. Il faut prévoir en plus le personnel nécessaire pour l'allongement du convoyeur et éventuellement la pose des tuyaux et des canars.

La distance maximum économique de raclage peut varier indifféremment entre 0 et 35 m. Si l'on adopte une valeur inférieure, le temps perdu pour les déplacements est supérieur au temps gagné sur les chargements effectués à faible distance, et c'est évidemment l'inverse dans le cas contraire.

Pour des chantiers à pousser rapidement et ne pouvant être équipés qu'à deux postes, il peut être intéressant de déplacer plus souvent les installations au troisième poste. On augmente ainsi l'avancement du chantier, mais le nombre total de journées par mètres creusés est un peu plus élevé.

L'évacuation des produits doit permettre pendant tout le chargement des débits de 30 à 50 t/h.

Il est intéressant de réaliser une autonomie partielle du chantier en matériel. De cette façon, pour chaque période de creusement, entre deux déplacements d'installation, on n'a besoin que du matériel de soutènement et de l'explosif. S'il faut aménager un roulage pour la phase future d'exploitation, on le prolongera à chaque déplacement jusqu'à la nouvelle position du treuil. Si, au contraire, le roulage n'est pas nécessaire ultérieurement, on peut utiliser un monocable dont la pose et la dépose sont très rapides et qui permet de transporter couramment des charges de 300 à 350 kg.

Les avancements normaux réalisés varient de 2 à 4 m/poste.

Le raclage à courte distance s'applique dans des cas où les chargeuses à godets et les duck-bills ne sont pas utilisables à cause des changements de pente.

COURROIES ININFLAMMABLES

Vu le danger que présente la courroie en caoutchouc au point de vue incendie, plusieurs firmes se sont efforcées depuis plusieurs années déjà de fabriquer des courroies incombustibles.

Le Bultec « Mines » Inichar, n° 33, du 1er août 1952, donnait les caractéristiques des différentes courroies ininflammables utilisées jusqu'à ce jour, leurs avantages et leurs inconvénients.

Depuis lors, les fabricants n'ont cessé d'essayer d'améliorer les qualités de leurs courroies. Dans les foires récentes, quelques firmes ont présenté de nouveaux types. Citons :

1) La courroie Englebert en néoprène. Cette courroie a déjà été signalée par M. Andrien aux Journées techniques sur les Applications du Caoutchouc dans les Mines de Houille, les 2 et 3 mai 1955, à Liège (4).

2) La courroie Rayoplast de la firme Laroche-Lechat (Gand) (fig. 6). L'âme résistante de la courroie est constituée par un pli de forte épaisseur réalisé en cablé rayonne de haute résistance et dont la texture est telle que le mélange de P.V.C. traverse de part en part l'âme en textile formant ainsi des entretoises reliant les deux couches extérieures de chlorure de polyvinyle. On obtient ainsi une bonne cohésion qui évite les dé-

(4) « Les courroies transporteuses ininflammables » par A. Andrien, Ingénieur en Chef aux Usines Englebert et Cie, Liège — Annales des Mines de Belgique, 1955, septembre, p. 873.

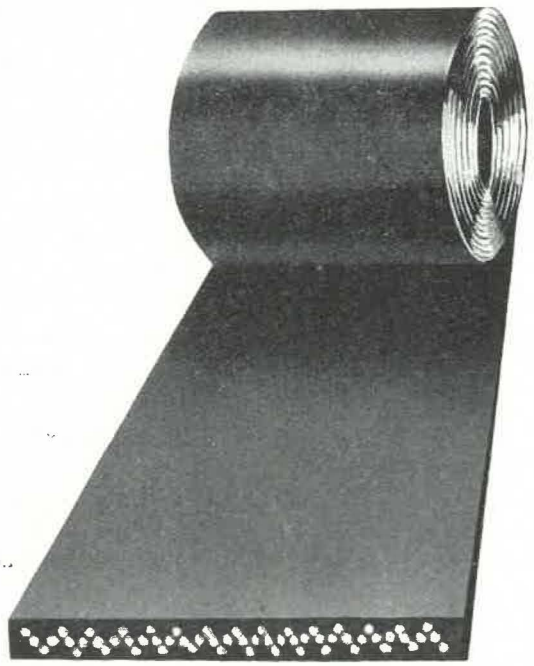


Fig. 6. — Courroie « Rayoplast » de la firme Laroche-Lechat.

collements entre plis ou entre le revêtement et l'âme en textile.

Ce type de courroie est fabriqué en deux épaisseurs, 8 mm et 10 mm, répondant aux caractéristiques ci-après :

	8 mm	10 mm
Résistance à la rupture au dm de largeur (en plein corps)	3 500 kg	4 500 kg
Allongement à la rupture. .	18 %	18 %
Température d'utilisation. .	10 à 50°	10 à 50°
Ininflammabilité	totale	totale

La résistance à l'abrasion est sensiblement supérieure à celle des courroies classiques en caoutchouc. Elle résiste très bien à l'effort des attaches et son adhérence serait au moins égale à celle des meilleures courroies en caoutchouc.

3) La courroie Scandura de la British Belting et Asbestos Ltd.

Cette courroie est tissée d'une seule pièce, c'est-à-dire que les différents plis sont effectivement reliés entre eux par tissage et ne dépendent donc en aucune façon pour leur adhérence réciproque des propriétés adhésives de l'enduit plastique. Ceci lui assure une plus grande résistance pour une épaisseur et un poids moindres. Le revêtement en P.V.C. rend la bande ininflammable, lui procure une bonne résistance au vieillissement et à l'usure par abrasion et la rend insensible à l'action de la plupart des huiles et des produits chimiques. Elle résiste bien à l'effort des attaches.

Le dernier type de courroie transporteuse pour charbonnage possède en plus d'un revêtement plastique important une âme tissée d'une seule pièce en fils individuellement imprégnés, ce qui ajoute encore à ses qualités de résistance à l'abrasion et au feu. En faisant varier les composés de P.V.C., il est possible de réaliser des courroies résistant à des températures descendant jusque — 70° C ou s'élevant jusqu'à + 100° C environ. Dans des applications spéciales, le coton de l'âme originale tissée d'une seule pièce est remplacé par des fibres synthétiques qui assurent une plus grande résistance et une parfaite immunité aux effets de l'humidité.

TELEPHONES ET LAMPES DE SIGNALISATION POUR L'EXPLOITATION

Il n'existait jusqu'à présent aucun moyen d'appel pour les téléphones à capsules dynamiques sans batterie utilisés dans le fond (5).

La signalisation se faisait au moyen de l'éclairage électrique semi-fixe de la taille quand il existait ou au moyen de coups frappés suivant un code déterminé sur les conduites à air comprimé.

Actuellement, l'appel est possible en intercalant dans le circuit de chaque appareil téléphonique une lampe électrique portative spéciale de la firme Friemann et Wolff (fig. 7), vendue en Belgique par la Compagnie Auxiliaire des Mines.

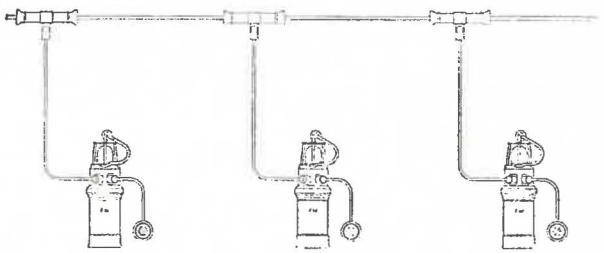


Fig. 7. — Réseau téléphonique avec appareils sans pile et système d'appel par lampe de mine Friemann Wolff.

Un dispositif spécial incorporé dans la tête de cette lampe permet de la raccorder au moyen de fiches, d'une part avec la ligne téléphonique et d'autre part avec le combiné (fig. 8).

Une pile miniature de 1,5 V est incorporée dans la fiche de chaque combiné. Un bouton poussoir permet l'ouverture et la fermeture du circuit de la pile. Lorsque les deux fiches sont introduites dans la tête de la lampe et que le bouton est au repos, c'est-à-dire que le circuit de la pile est ouvert, le combiné est en liaison directe avec la ligne téléphonique. Aucun courant ne parcourt le

(5) « Liaison téléphonique au chantier d'abattage par capsules dynamiques sans batterie » par Dr. Ing. Schunke — voir traduction dans Annales des Mines de Belgique, mars 1951, p. 271/278.



Fig. 8. — Lampe de mine 700 K de la Cie Auxiliaire des Mines, avec tête adaptée pour la signalisation.

réseau et la communication existe entre tous les postes comme si la lampe n'était pas intercalée.

Deux relais groupés en cascade sont disposés dans le couvercle de la lampe; l'un est alimenté par la pile, l'autre par l'accumulateur. L'armature du second sert d'interrupteur dans le circuit de la lampe.

Si on appuie sur le bouton poussoir d'un poste, la pile débite un courant extrêmement faible dans le réseau. Les deux relais de chaque poste fonctionnent et le circuit d'éclairage de chaque lampe est fermé. Toutes les lampes s'allument en même temps. Des signaux émis d'un poste quelconque en appuyant sur le bouton correspondant à ce poste sont transmis à tous les autres.

Le réseau n'est jamais parcouru par le courant des accumulateurs des lampes. Le système est de sécurité intrinsèque et le câble ne doit pas être antigrisouteux.

La lampe est normalement éteinte, elle ne s'allume que lorsqu'on émet des signaux. La décharge de la batterie de la lampe est très lente et de ce fait la lampe peut séjourner plusieurs jours au fond.

La Compagnie Auxiliaire des Mines à Uccle a standardisé pour la Belgique le type de lampe 700 K agréée sous Ind. 4/55/112/2663 du 4 août 1955.

Ses caractéristiques sont :

Poids : 4,4 kg
Hauteur : 325 mm
Ampoule : 2,5 V - 0,5 A
Accumulateur alcalin : 15 A/h
Durée d'éclairage en régime continu : 30 heures.

Revue des expériences sur l'inflammation du grisou par les étincelles de friction

par H. TITMAN, B. Sc., Ph. D.

(Institut de Recherches sur la Sécurité des Mines Buxton)

Traduction de « Transactions of the Institution of Mining Engineers », avril 1956

par L. DENOEL

Professeur émérite de l'Université de Liège.

SAMENVATTING

Overzicht van de proeven uitgevoerd in het verleden — De aard der proeven werd tot nu toe steeds bepaald door de ongevallen die zich hadden voorgedaan. — De moderne ontginningsmethoden hebben nieuwe oorzaken van gevaar doen blijken, hetgeen de hervatting van proefnemingen heeft uitgelokt, voornamelijk op gebied van de wrijvingsgensters metaal op metaal.

Deze gensters nemen verschillende vormen aan en verscheidene ontvlammingsmechanismen zijn mogelijk — Het gevaar van lichte legeringen vindt b.v. zijn voornaamste oorzaak in de snelle verbranding van het metaal — Verschillende beproevingsmethoden zijn dus noodzakelijk om de waarschijnlijkheid van ongevallen toe te schrijven aan de verschillende materialen te beoordelen. Verschillende typen van van proefnemingen en hun resultaten worden beschreven.

Er zijn weinig statistische gegevens voorhanden over de ontsteking door de gensters steen op steen en op het huidig ogenblik is het niet mogelijk besluiten te trekken voortgaande op de petrografische samenstelling van het gesteente. — Er werd vastgesteld dat een breuk van metaal in sommige gevallen waterstof kan ontsteken, maar er werden tot nu toe geen proeven in voldoende aantal uitgevoerd.

RESUME

Rappel des recherches faites dans le passé. La nature des expériences a toujours été dictée par les accidents survenus le plus fréquemment à l'époque. Les méthodes modernes d'exploitation ont fait apparaître de nouvelles causes de danger et ceci a suggéré la reprise des expériences, spécialement au sujet des étincelles de friction de métal sur métal.

Les étincelles de friction prennent différentes formes et plusieurs mécanismes d'inflammation sont possibles, par exemple le danger des alliages légers est surtout dû à la rapide combustion du métal. Plusieurs modes d'expérimentation sont donc nécessaires pour bien apprécier la probabilité des accidents attribuables à divers matériaux. On décrit quelques types d'essais et leurs résultats.

Il y a peu d'informations statistiques sur l'inflammabilité par les étincelles de roche sur roche, et il n'est pas possible actuellement de tirer des conclusions de la composition pétrographique des roches. Une rupture de métal peut dans certaines conditions enflammer un mélange d'hydrogène, mais on n'a pas fait d'essais assez nombreux.

I. — INTRODUCTION

Le danger des étincelles d'acier sur roches siliceuses a été dénoncé par Volta en 1777. L'explosion de Wallsend en 1785 a été attribuée à cette cause. En France, des expériences ont été faites par Devillaine, Mallard et le Chatelier, Chesnau, à partir de 1880 par Edwards, Stirling, Cadman et Mayer (Autriche) en 1896.

A partir de 1923, le Comité d'Etudes du Safety in Mines s'est occupé à plusieurs reprises de la question des étincelles. Les pics de haveuses et les pics à main donnent des étincelles de choc contre les roches et les pyrites. La catastrophe de Easington serait due à cette cause. Dans ces deux dernières années, on a eu trois inflammations de grisou par les métaux légers, y compris les chapeaux de soutènement. En Amérique, 4 inflammations par les pics du Continuous Miner frappant sur du grès ou de la pyrite.

Des étincelles se produisent inévitablement en beaucoup d'occasions : dérapage de roues calées, frottement des câbles traînants, chutes de pierres ou de marteaux-pics, projections de mines, remblayage pneumatique. Si le changement d'énergie qui accompagne tous ces frottements est suffisamment rapide, il se forme des étincelles ou des surfaces chaudes. Cependant, toutes les étincelles ne sont pas également susceptibles d'enflammer les mélanges d'air et de méthane et il a fallu beaucoup de recherches pour démontrer le danger des étincelles produites dans différentes conditions. Mais la nature nocive de l'étincelle ne suffit pas pour apprécier le degré de danger qu'elle présente dans les mines, il faut encore considérer la probabilité qu'elle puisse venir en contact avec le gaz explosible. Ainsi une étincelle spécifiquement très dangereuse, mais qui a peu de chances de se produire dans la mine, ou qui ne se produit qu'au mur des galeries ou dans les voies d'entrée d'air, causera moins d'accidents qu'une autre qui se présente fréquemment et près du toit au front du foudroyage. Néanmoins, toutes les étincelles doivent être évitées parce qu'elles indiquent une usure excessive du matériel mécanique.

Une complication provient de la diversité du mécanisme de l'inflammation du gaz. Un couple de matériaux, qui paraît très dangereux dans certains essais, se trouve au contraire parfaitement résistant dans d'autres, d'où résulte la nécessité de différentes méthodes d'épreuves.

II. — ETINCELLES DE CHOC OU DE FRICTION DE ROCHE SUR ROCHE

L'emploi de remblayeuses mécaniques à grande vitesse a rendu nécessaire la vérification de cette cause de danger. Bien qu'un remblai complet écarte la probabilité d'un gisement de grisou dans les vides de l'exploitation, il peut y avoir des éboulements et des fissurations du toit et le nombre de chocs pendant le soufflage est immense. On ne peut se baser sur les résultats d'essais de friction de pierre sur pierre et un appareil a dû être conçu pour étudier l'effet du choc.

Les essais de friction ont été faits par Burgess et Wheeler (1928) au moyen d'une meule tournant à 7 m/s dans une enceinte grisouteuse et d'un caillou pointu de la même roche, maintenu en contact sous des pressions variables correspondant à des poids agissant sur un levier. Un dynamomètre permettait de mesurer l'énergie dépensée pendant l'essai.

On a essayé trois sortes de grès et on a obtenu facilement des inflammations avec des énergies peu considérables. Les mélanges à faible teneur en CH_4 s'allument plus aisément que les mélanges riches. La cause de cette inflammation se trouve dans la haute température atteinte par la pointe du caillou fixe; des éclats de celui-ci projetés en vitesse dans l'atmosphère peuvent aussi enflammer le gaz.

L'inflammation est favorisée par les grandes vitesses de rotation et les fortes pressions. Ainsi, on a pu réaliser une inflammation en 0,2 s avec un grès du puits Maindy, avec une pression correspondant au poids de 45 kg et une énergie de 27,6 kgm. Ceci peut être réalisé par une pierre pointue tombant d'une hauteur de 1,30 m à 2,70 m. On a pu aussi obtenir des inflammations avec un caillou de pyrite agissant sur la meule de grès, mais c'est plus difficile. On suppose que l'inflammation se produit, soit par la surface, soit indirectement par des particules chaudes quand la température atteint un certain degré, alors le temps de contact requis pour chaque roche est en raison inverse de la vitesse d'échauffement de la surface. Ainsi à un accroissement de puissance doit correspondre une diminution du temps. La vitesse avec laquelle

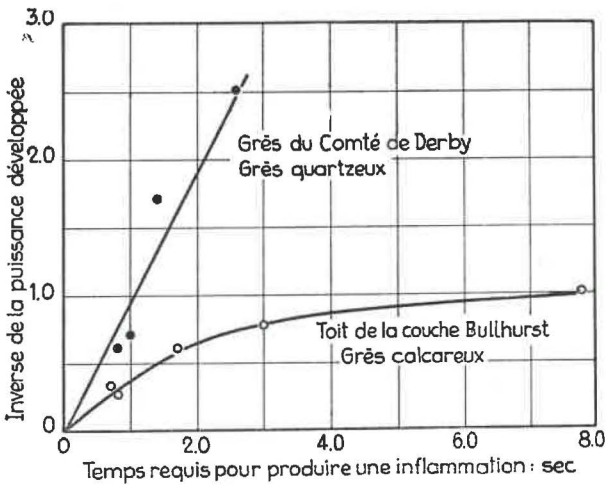


Fig. 1. — Relation entre la puissance développée et le temps requis pour produire une inflammation.

la puissance agit au contact dépendra du frottement et des propriétés mécaniques de la roche, telles que la résistance à la compression et au cisaillement. La figure 1 représente les courbes de Burgess et Wheeler pour deux sortes de grès. Dans chaque cas, la vitesse de la meule restant constante, la puissance consommée a augmenté et le temps a diminué. Pour la même charge, le grès calcareux demande deux fois plus de travail que le quartzite et on pourrait s'attendre à ce que le temps soit plus court. On voit cependant qu'à faible charge le temps est beaucoup plus long pour le grès calcareux, tandis que les temps se rapprochent aux fortes charges.

La température d'équilibre et la vitesse d'échauffement dépendent donc de différents facteurs, y compris la conductibilité thermique. On n'a pas fait d'expérience pour vérifier l'importance relative de ces facteurs et aucun calcul ne peut être fait en se basant simplement sur les caractères pétrographiques.

III. — ETINCELLES DE CHOC ET FRICTION DE METAL SUR ROCHE

a) Acier sur roche, friction.

Burgess et Wheeler ont fait des expériences en pressant des blocs d'acier de 5 cm de largeur contre une meule en carborundum, 30 cm de diamètre et 5 cm de largeur, tournant à différentes vitesses. Quatre types d'acier ont été choisis comme représentant des pics de haveuse alors en usage. La charge entre le bloc et la roue était de 45 kg et les vitesses 750, 350 et 250 tours/min. Des étincelles très lumineuses étaient produites, mais jamais on n'a enflammé des mélanges de 6,5 à 9 % de CH_4, même en projetant les étincelles sur un écran d'asbeste pour prolonger le contact.

Les étincelles ont aussi été projetées dans des vapeurs à plus basse température d'inflammation que le CH_4, sulfure de carbone, éther, pentane, acétone, alcool ethylique et benzine. Le sulfure de carbone seul a pu être enflammé, et aussi bien par les étincelles d'acier doux que d'acier dur.

Burgess et Wheeler ont fait aussi des expériences avec un outil pointu et une meule en quartzite de Maindy Pit. Vitesse 7,20 m/s, pression variable de 21 à 45 kg. Quatre sortes d'acier ont été éprouvées. Bien que les étincelles diffèrent très fortement d'aspect, elles ont toutes donné des inflammations et on n'a pu établir aucune différence entre les quatre sortes d'acier. La puissance dépensée dans ces essais a été à peu près la même que dans les essais décrits ci-dessus, mais le temps requis pour l'inflammation a été beaucoup plus long. On pouvait s'y attendre puisque le bloc d'acier en repos élimine par conductibilité beaucoup plus de chaleur qu'un caillou.

Les mêmes aciers ont été aussi essayés sur des meules en grès du Derbyshire et en carborundum, mais il n'y a pas eu d'inflammation de CH_4, pas plus que dans les essais de friction roche sur roche de même provenance.

Dans d'autres essais, Burgess et Wheeler se sont servis d'un disque en acier de 3 mm d'épaisseur, biseauté à la périphérie et creusant une rainure dans un bloc de roche. Le silex, le quartzite de Maindy Pit et le grès du Derbyshire n'ont donné aucune inflammation de grisou. Ce mode d'essai a été repris plus tard par le Comité du Safety in Mines. L'échantillon de roche était maintenu contre la machine par une griffe portée sur une vis à main et on n'a fait aucune mesure de pression ni de travail. On a fait tourner le disque à différentes vitesses et on a toujours trouvé que l'inflammation se produisait plus facilement aux grandes vitesses. Avec toutes les roches, toutes siliceuses, on a eu quelques rares inflammations du CH_4 à 8 %, à la vitesse de 230 m/min, et aucune à 135 m/min. Ce mélange s'allume plus aisément avec la pyrite et on a eu une inflammation à 38 m/min avec une pyrite des charbonnages de Manchester. Cette expérience prouve que l'inflammation n'est pas due à l'échauffement de friction, mais à la combustion de la pyrite qui débute à 240° C.

D'autres mélanges ont été allumés facilement : air et H_2 21 % — air et sulfure de carbone 7,5 %, avec tous les matériaux, graviers, calcaire, granit, basalt et béton de pavage. Les mélanges à 3 % de pentane ont été allumés par les cailloux de gravier, mais pas par les autres substances.

Avec la même méthode, on a recherché l'effet de l'humidité. Un disque en acier doux tournant aux vitesses de 135 à 150 m/min a été alimenté en pyrite à la vitesse de 3,5 mm/min. Un mélange à 8 % de CH_4 a toujours été allumé en moins de trois minutes. Un jet de liquide refroidissant était dirigé, soit sur le contact à la sortie, soit sur celui de l'entrée dans la roue. Le liquide était une solution à 5 % d'huile soluble dans l'eau, comme on en emploie pour le graissage des machines-outils à raison de 50 litres/heure. Cette solution a été choisie de préférence à l'eau pure parce qu'elle ne rouille pas le métal.

Avec le jet dirigé sur le point où la roue quitte l'échantillon, il y a eu un cas d'inflammation sur cinq essais, avec le jet dirigé sur le point où la roue attaque l'échantillon, il y a eu deux inflammations sur quatre essais. Le jet a donc diminué le risque, mais ne l'a pas supprimé.

b) Métal sur roche, friction ou choc.

Des essais sont en cours pour étudier l'effet d'un poids de 20 kg en métal tombant d'une hauteur de plusieurs pieds sur la roche, ainsi que sur

le danger de fragments de roche ou de métal butant sur des cibles en roche à des vitesses allant jusqu'à 30 m/s.

Jusqu'à présent, la plupart des essais systématiques ont été faits avec de petites sphères en métal projetées avec des vitesses de 152 à 915 m/s contre la roche. La figure 2 représente l'appareillage.

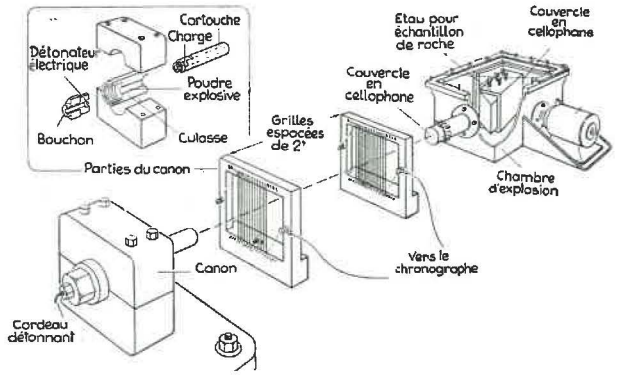


Fig. 2. — Appareillage pour l'étude des étincelles de chocs de métal sur métal.

Une balle de 1 g est lancée par un canon court et lisse avec une charge propulsive. A sa sortie, la balle traverse deux grilles de graphite assez près l'une de l'autre pour être sûr qu'au moins un barreau sera brisé dans chacune. Quand le premier barreau est brisé, un enregistreur électronique calibré en millisec entre en jeu et agit tant que le deuxième barreau n'est pas brisé. Le temps de passage de la balle entre les deux grilles est ainsi enregistré et on peut calculer la vitesse. La balle passe ensuite à travers une fenêtre en cellophane dans une chambre d'explosion à atmosphère déterminée et vient frapper une face plane de l'objectif. L'angle de la ligne de tir avec cette surface peut être modifié à volonté.

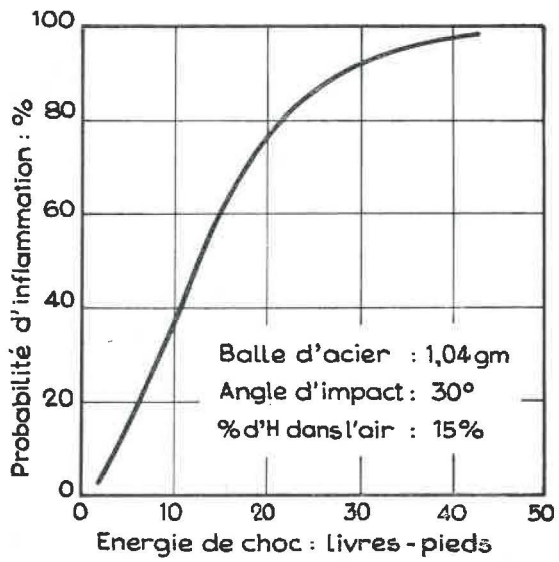


Fig. 3. — Rapport entre l'énergie du choc et la probabilité d'inflammation par des balles d'acier choquant des grès.

Avec cette technique, le mélange à 7 % de grisou n'a pas été enflammé par des balles d'acier heurtant le grès de Stancliffe avec une énergie de 60 kgm, non plus qu'avec des balles plus lourdes et une énergie de 200 kgm. Des inflammations de H_2 à 15 % réussissent facilement, quels que soient la roche et l'angle d'incidence.

Dans tous les cas, le risque augmente avec l'énergie cinétique de la balle. La figure 3 en donne un exemple. Avec ces résultats, on peut déterminer l'énergie nécessaire pour une probabilité d'inflammation de 50 % et les limites de sécurité pour chaque essai et, en faisant varier les conditions du tir, on peut faire des comparaisons quantitatives.

L'inflammation s'obtient le plus facilement avec le tir rasant; dans la comparaison des différentes roches, on s'est toujours basé sur un angle de choc de 30° qui est le plus petit angle pratiquement réalisable. Une série de roche différant par la teneur en silice, la grosseur du grain, le ciment, ont été examinées et on peut classer les résultats en deux groupes. Dans le premier groupe, il y a une probabilité de 50 % d'allumer le mélange d'air et de H_2, 15 % avec une énergie de 5,4 kgm, tandis que dans le deuxième groupe, il faut au moins 32 kgm. Malheureusement, il n'y a pas de relation évidente entre la nature de la roche et la facilité d'inflammation et il faudra encore, pour élucider cette question, beaucoup de recherches sur des matériaux artificiels de composition simple.

Avec des balles de bronze contre des grès, on peut aussi obtenir facilement des inflammations. L'eau présente à l'intérieur de la roche a une grande efficacité contre l'inflammation par les étincelles. La simple aspersion du grès de Stancliffe empêche l'inflammation du mélange air-hydrogène par des balles qui donnent 50 % de risque avec la roche sèche et une énergie cinétique dix fois moindre. Avec d'autres roches, on a trouvé que le risque dépend de la quantité d'eau absorbée par la roche arrosée.

c) Inflammations par les coups de pics luisants.

Burgess et Wheeler ont montré que des coups luisants d'un marteau léger sur une pierre maintenue dans un étau, dans une petite chambre contenant 6,50 à 9 % de CH_4, donnent quelquefois des inflammations quand le coup est dirigé d'une certaine façon. Le coup efficace est celui dans lequel la surface est frappée en plein par la pointe du pic au premier choc, la surface devient luisante sur une certaine longueur avant l'arrêt du pic. Un seul coup sec suffit pour provoquer l'inflammation. Un coup de cette sorte sur une roche propice produit une espèce d'étincelle stationnaire; il n'y a pas de gerbe projetée dans l'air, mais une lueur jaune au moment du choc et sur

l'étendue de la surface de contact. Quand il y avait une gerbe d'étincelles, il n'y avait pas d'inflammation. Des lueurs de cette sorte se produisent avec les quartzites ou des roches contenant des inclusions de quartz et la fréquence des inflammations est de l'ordre de 1/100. Les rognons de fer ne produisent pas l'inflammation. De brillantes gerbes d'étincelles sortent des pyrites, mais il n'y a pas d'éclair localisé et l'inflammation se produit une fois sur 300 coups. Mais le nombre d'essais n'a pas été assez grand pour qu'on puisse être certain de l'inocuité de la pyrite ou conclure qu'elle est moins dangereuse que le quartzite.

Dans ces essais, on a employé deux pics; l'un de 2,5 kg (pic d'ouvrier à la pierre) et l'autre de 2,7 kg fabriqué spécialement en bronze et supposé inapte à tirer des étincelles. Essayé sur le grès de la mine Canavan, le pic normal a donné 7 inflammations sur 669 coups et le pic spécial, 6 sur 1 082 coups. La différence n'est pas très grande et la nature des étincelles fut sensiblement la même. Pendant les essais, les pics ont dû être réaffûtés à plusieurs reprises et on a eu des inflammations avec les pics émoussés et avec les pics pointus. Plus tard, des essais ont été faits avec un pic spécial en acier NiCr, réputé aussi comme inapte aux étincelles, et l'inflammation s'est produite avec la même facilité qu'avec le pic ordinaire. On peut en conclure que ce n'est pas tant le genre de pic que la nature spéciale de la roche qui est le facteur déterminant l'inflammation.

d) Inflammation par pics de haveuses.

Des essais préliminaires ont été faits par Burgess et Wheeler en montant des pics de haveuses sur une roue tournant à 190 m/min et des charges variant de 45 à 200 kg; la vitesse de havage était faible et le travail dépensé de l'ordre de 1 ch. Des inflammations de grisou 6,5 % ont pu être obtenus avec certains grès et un certain mur réfractaire siliceux, mais jamais avec de la pyrite. Avec les grès du Derby, on a observé que les pics pointus donnent des gerbes continues d'étincelles d'un jaune clair, mais jamais d'inflammation, tandis que les pics émoussés donnent peu d'étincelles, mais font apparaître une lueur claire sur la surface raclée et il y a des inflammations. Des essais ultérieurs avec la pyrite n'ont pas donné d'inflammation avec les pics pointus, mais bien quand les pics commencent à s'émousser et que la vitesse est de 38 m/min ou plus. La nature du métal des pics n'a pas d'influence.

M'Combe a exécuté des essais similaires en étendant sur une plus grande échelle le choix des roches houillères et les variations de vitesse. Comme ses prédécesseurs, il a trouvé que le quartzite est le plus dangereux et que la qualité de l'acier est indifférente. Bien que la pyrite ait donné quelques inflammations, il conclut qu'elle est beaucoup moins dangereuse que le quartzite et que la vitesse est un facteur très important. On n'a pas eu d'inflammation à (90 - 108 m) mais elles sont fréquentes à partir de 150 m/min.

Burgess et Wheeler ont étendu leurs recherches à de vraies haveuses. La vitesse de la chaîne était de 145 m/min et la vitesse de havage 0,45 m/min. La largeur de la rainure et le nombre de pics par rangée et le nombre de rangées ont varié.

En mesurant le courant électrique fourni à la machine à différents moments, on a trouvé que le travail dépensé effectivement dans le havage varie entre 3 et 11 ch. Des inflammations du mélange à 6,5 % CH_4 ont été obtenues avec des grès siliceux ou micacés avec inclusions de quartz, le temps nécessaire variant entre 1 et 30 s après la mise en marche. Le fin charbon restant dans la rainure n'empêche pas l'inflammation.

e) Prévention des accidents pendant le havage.

Burgess et Wheeler ont constaté que le risque d'inflammation est fortement réduit par un jet d'acide carbonique contre les pointes des pics. Les essais ont été faits avec un moteur à courant continu 500 V et une haveuse à chaîne comportant 22 pics, travaillant dans une chambre close à 6 à 9 % de CH_4 contre des roches reconnues comme donnant des étincelles dangereuses. L'acide carbonique à l'état solide était fourni par une bonbonne adaptée à la machine et le débit était réglé par des lumières réparties sur une longueur de 40 cm dans le tuyau de distribution à la tête du châssis.

Dans ces essais, 6 inflammations, sur 10 cas, se produisent quand l'afflux de gaz est de 38 litres/min, mais il n'y eut aucune sur 14 essais avec 43 litres/min. En l'absence du CO_2, il y eut 12 inflammations sur 34 essais. On peut conclure de ces essais qu'on pourrait empêcher les inflammations en munissant la haveuse d'un réservoir « Drikold », type standard, contenant une charge suffisante pour la durée du poste avec un débit de 43 litres/min.

Des essais, non encore publiés, ont été faits à Houghton Main avec un appareil lançant l'acide carbonique à l'arrière de la rainure. Le débit était de 70 litres/min au minimum et une charge de 22 kg ne suffisait pas pour la durée du poste. Des prises d'essai de gaz ont été faites à intervalles à la profondeur de 0,30 m dans la rainure. Près du châssis, mais pas au point d'attaque, la concentration de CO_2 dans l'atmosphère était de 1 %. Cet appareil est encombrant et peu pratique, car un homme doit constamment régler le débit à la main, ce qui retarde considérablement le travail de havage.

On a fait des expériences pour déterminer la quantité de CO_2 nécessaire dans un air grisouteux pour empêcher l'inflammation par les étincelles. Une roue a été disposée pour tailler dans la pyrite de telle façon que l'inflammation se produise toujours 3 min après le démarrage. La teneur en CH_4 était maintenue constante à 7 % et on introduit le CO_2 par tranches de 5 % et, à chaque étape, on a fait 60 essais d'une durée de 30 min. La probabilité d'inflammation diminue à mesure que la dose de CO_2 augmente et il faut 25 % pour qu'il n'y ait plus aucun danger.

Des expériences dans les travaux souterrains ont été fait par Manchester Cie Ltd, en collaboration avec I.C.I.L. et Anderson Boyes and Co Ltd. On a trouvé qu'un débit de 43 litres/min de CO_2 maintenait une concentration de 5 % à 10 % sous la chaîne, mais jamais on n'a trouvé 25 %. Pour assurer cette concentration, il faudrait un débit bien plus considérable et qui représenterait une consommation de 12 à 25 kg/h de Drikold. L'appareil serait lourd et non maniable, les frais d'exploitation très élevés et il faudrait beaucoup de temps pour recharger au fond les réservoirs vides. Pour toutes ces raisons le procédé ne paraît pas pratique.

Emploi de l'eau. — Le danger des poussières a centré l'attention sur la nécessité d'un dispositif d'arrosage des haveuses. La vapeur d'eau est aussi efficace que le CO_2 pour diminuer l'inflammabilité des mélanges grisouteux, mais on ne peut réaliser la proportion nécessaire qu'à la température de 65° C. On sait cependant qu'un brouillard d'eau peut éteindre une explosion et on recherche la meilleure manière d'utiliser l'eau, tant pour prévenir le danger des poussières que pour éteindre une explosion déclenchée.

Dans quelques cas, un courant d'eau est directement dirigé sur les pics de haveuses, mais ce système, bien qu'atténuant le risque d'explosion, ne le supprime pas entièrement.

Action de l'air. — Avant de ventiler la rainure, il faut connaître la quantité de CH_4 émise par la veine en l'unité de temps. Des recherches faites par les inspecteurs des mines et plus tard par le N.C.B., montrent que le chiffre est très bas et qu'un souffle d'air de 0,570 m^3/min suffirait à diluer le grisou en dessous de la limite d'inflammabilité. La ventilation doit être telle que cette dilution existe en tout temps dans la rainure même et dans un espace ambiant de 1,50 m de rayon.

Action de l'air et de l'eau. — Un système de vaporisateur d'air et d'eau a été adopté à la mine Holditch et décrit par Walker et d'autres. L'efficacité de la méthode, en ce qui concerne l'atmosphère dans la rainure de havage, a été examinée ultérieurement par Beilby.

Dans ce système, deux jets d'eau se forment sur le bâti de la haveuse en dehors de la rainure et sont dirigés dans celle-ci de chaque côté de la chaîne. Ainsi, l'efficacité de ces jets à faire sortir le gaz du fond de la rainure dépend du bruillard qui enveloppe les pics en mouvement et les havries. Les recherches de Beilby montrent que, derière le cadre et dans les conditions de la mine Holditch, la ventilation de la rainure était convenable, mais il ne semble pas qu'on ait fait des prises d'essai en avant des couteaux, là où l'inflammation pourrait se produire.

En même temps qu'à Holditch, John a essayé à Manvers Main Colliery une méthode pour introduire le bruillard d'air et d'eau au fond de la rainure d'une haveuse pivotante. L'air comprimé et l'eau étaient amenés séparément dans une petite chambre à l'intérieur du bâti vers l'extrémité. La sortie se faisait par deux trous de 5 mm de diamètre, dans le trajet de la chaîne, et on n'a pas eu d'ennuis résultant de l'obstruction de ces trous. Des prises d'essais ont montré que la ventilation était bonne, mais malheureusement ces prises ne pouvaient se faire qu'en arrêtant la machine et on ne connaît pas les conditions existant pendant la marche.

Un autre appareil imaginé dans ce but par un membre de notre Institut a été examiné récemment. Il pourrait être adapté avec très peu de modification à un châssis Whale et, dans une étendue limitée, les jets d'eau semblent donner une immunisation parfaite. L'appareil est assez simple de construction, mais pourrait sans doute être encore simplifié.

L'emploi de l'air seul dans la rainure peut être une précaution suffisante dans les circonstances normales, et il est possible aussi de produire un brouillard d'eau sans recours à l'air, mais chacune des deux méthodes peut être mise en défaut dans des circonstances exceptionnelles. Une combinaison des deux, dans laquelle le nuage d'air et d'eau est introduit au fond de la rainure, a des avantages, mais toutes les méthodes éprouvées jusqu'ici exigent une consommation d'air à haute pression et la majorité des chantiers n'est pas équipée dans ce but. Il y a donc nécessité de monter un surcompresseur qui pourrait être commandé par le même courant électrique que la haveuse.

IV. — ETINCELLES DE CHOC OU DE FRICTION DE METAL SUR METAL

Les progrès les plus remarquables réalisés dans notre connaissance du danger des étincelles ont été réalisés par les expériences récentes sur les frottements entre métaux et elles ont conduit le N.C.B. à imposer des restrictions à l'emploi des alliages légers dans les travaux du fond.

α) Frottement d'usure.

Burgess et Wheeler ont rapporté des expériences au moyen d'une roue de 40 cm de diamètre

frottant sur un rail d'acier. Avec une charge de 1 t, une vitesse périphérique de 25 m/sec et injections fréquentes de sable sur le rail, on n'a pas enflammé le grisou à 8 %, l'essai ayant duré 20 minutes. Cependant, si l'on pose sur le rail quelque objet sur lequel buttent les étincelles, il peut y avoir inflammation. Les étincelles provenant d'une foreuse rotative n'ont jamais donné d'inflammation.

Des expériences ultérieures avec une barre d'acier doux et un disque tournant à la vitesse de 150 m/min ont montré qu'on pouvait obtenir l'inflammation d'un air grisouteux enrichi en oxygène, mais on a conclu d'une série d'essais avec des teneurs variables en oxygène que l'inflammation du mélange CH_4, air atmosphérique, était virtuellement impossible. Les mêmes essais ont été répétés avec des aciers diversement carburés. Le degré d'inflammabilité, apprécié par la teneur en oxygène nécessaire pour avoir une probabilité de 50 % d'inflammations, augmente avec la teneur en carbone des aciers.

La vitesse de la roue a été portée à 550 m/min et on a pu obtenir alors des inflammations du mélange air-méthane sans oxygène. A cette même vitesse, un barreau en métal léger sur la roue d'acier donne des inflammations, tandis qu'il n'en donne pas à faible vitesse.

Des expériences du même genre ont été faites en Allemagne par Schultze-Rohnhof. Il en résulte qu'un acier frottant sur un disque d'aluminium siliceux produit une réaction analogue à celle de la thermite, que des particules d'aluminium brûlent dans l'air et allument le grisou. On a aussi constaté que le frottement entre alliages d'aluminium n'engendre pas d'étincelles.

b) Inflammations par les effondreurs de piles.

Un cas particulier de frottement à petite vitesse, mais sous pression considérable, se présente dans la reprise à coups de marteau des piles de rails. Au moment où le décaleur s'échappe, il s'établit une très forte pression sur une petite surface, avec une déformation plastique de l'acier, et on observe des étincelles. On a voulu y voir une explication de l'explosion d'Easington et le rapport sur cet accident suggérait de faire des expériences et d'étudier des systèmes d'effondreurs qui ne donneraient pas d'étincelles. Des essais ont été faits en conséquence, mais on n'a jamais pu obtenir aucune inflammation par l'effondrement des piles, quelle que fut la charge.

Ces essais n'ont pas été poursuivis. La plupart avaient été faits avec le même effondreur, mais en passant à un autre on a eu les mêmes résultats. Pour obtenir une inflammation, il est nécessaire d'ajouter de l'oxygène à l'air grisouteux. Sous une charge de 60 t, on réalise la probabilité à 50 % en ajoutant 7 % de CH_4 au mélange de 2 d'azote pour 1 d'oxygène. A 29 % d'oxygène, il n'y a pas d'inflammation. Sous une charge de 40 t, il n'y a pas d'inflammation avec le mélange à 33 % d'oxygène. On a trouvé qu'une inégale répartition de la charge sur la pile, la présence de poussières de charbon sur les surfaces, la présence de bois ou de remblai dans la pile n'ont aucune importance.

L'analyse statistique des résultats montre que le risque de danger dû à cette cause est très faible. Cependant, étant donné que la fréquence au chantier de l'opération est très grande, il paraît désirable de supprimer si possible cette cause d'étincelles. Des essais ont été faits avec un effondreur ayant une des surfaces doublée de stellite, le risque n'a pas été diminué. Des essais sont en cours avec les deux faces doublées de stellite, mais les résultats provisoires indiquent qu'il n'y a aucune amélioration.

Il faudrait peut-être modifier la construction du verrou ou le mode de décalage. La pile hydraulique ne présente aucun danger.

c) Chocs à grande vitesse et ruptures.

Le procédé employé pour examiner le choc du métal sur la roche a servi aussi pour l'étude du choc des balles d'acier sur des cibles d'autres métaux. Des inflammations de grisou ont été obtenues avec des cibles en acier et en aluminium; la probabilité de 25 % correspond à une énergie de 65 ou 11 kgm respectivement. On se rappellera que le même mélange air-méthane n'est pas inflammable dans ces conditions par le choc de la balle sur la roche. Les mélanges d'air et d'hydrogène sont aussi plus sensibles et il a été possible d'étudier les effets de l'angle de tir et de déterminer la nocivité relative des étincelles de différents métaux.

Dans l'essai sur roche, avec une énergie donnée, la probabilité d'inflammation d'un mélange à 15 % d'hydrogène augmente à mesure qu'on se rapproche du tir rasant. Ceci ne se vérifie pas dans le choc sur métal et, s'il y a quelque chose à noter, c'est que l'inflammation est plus facile avec le choc normal. Dans ce cas et avec le mélange air-hydrogène le plus inflammable, on a trouvé que l'inflammation la plus facile se fait avec le métal électron à 93 % de magnésium. La probabilité de 50 % correspond à des énergies se rangeant dans l'ordre suivant : 1, 2, 4, 4,5, 4,5 et 6 pour l'électron, l'alliage d'aluminium, l'acier doux, le cuivre, le zinc et le plomb. Les résultats obtenus avec la cible en plomb sont intéressants parce que tout-à-fait inattendus; ils ont toujours coïncidé avec une rupture de la balle dans l'obstacle et il est probable que cette rupture est la cause première de l'inflammation. On en a eu confir-

mation en brisant des balles à coups de marteau dans l'atmosphère d'air-hydrogène.

On a eu de fréquentes explosions, mais jamais avec le mélange d'air et de méthane ou de pentane. On pense qu'on pourrait en avoir avec les mélanges de ces gaz avec l'oxygène.

d) Chocs à faible vitesse.

On a élaboré une technique reproduisant les conditions de l'explosion survenue au charbonnage Hawkins en novembre 1950. L'appareil représenté à la figure 4 consiste en une chambre cubique munie d'un long tube vertical de 10 cm

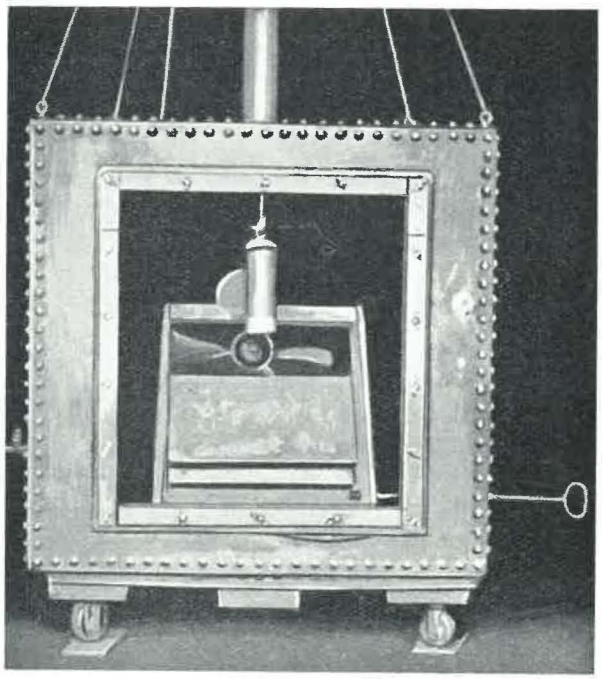


Fig. 4. — Chambre d'explosion, vue de face.

de diamètre, suivant lequel un poids cylindrique en laiton tombe d'une hauteur déterminée sur une plaque d'acier inclinée. A la base de ce poids, on peut ajuster un disque du métal à essayer; le poids total est habituellement de 16 kg, mais peut varier. La plaque d'acier est amovible et, à chaque essai, le point de choc est rafraîchi et on peut aussi faire varier l'inclinaison.

Ces variations d'inclinaison ont été étudiées avec des alliages légers et avec un acier rouillé. Les angles les plus propices à l'inflammation sont compris entre 35 et 55°. Ce résultat diffère de celui des essais avec la balle d'acier.

On a recherché le comportement de divers mélanges gazeux. On sait en effet que le degré d'inflammabilité varie avec la nature de la source d'inflammation. Avec des alliages légers tombant sur l'acier rouillé, le mélange le plus inflammable est celui d'air avec 6,4 % de méthane. Avec le pentane, la proportion est de 3,2 %, c'est un peu plus que le mélange stoechiométrique. Pour un très grand nombre d'alliages légers différents, la probabilité d'inflammation est la même qu'avec le grisou. Avec l'hydrogène entre 10 et 20 %, la probabilité ne varie pas beaucoup. Celle du mélange à 15 % est du même ordre que celle du grisou; avec un poids d'acier, le mélange d'hydrogène s'allume, mais pas le grisou. En fait, ce dernier mélange n'a jamais été enflammé au cours de centaines d'essais avec des poids d'acier, zinc et bronze d'aluminium.

Ce système d'essais permet de déterminer la probabilité d'inflammation en fonction des énergies cinétiques et on peut ranger le risque des métaux d'après les énergies correspondant à une même probabilité. Dans la figure 5 les courbes

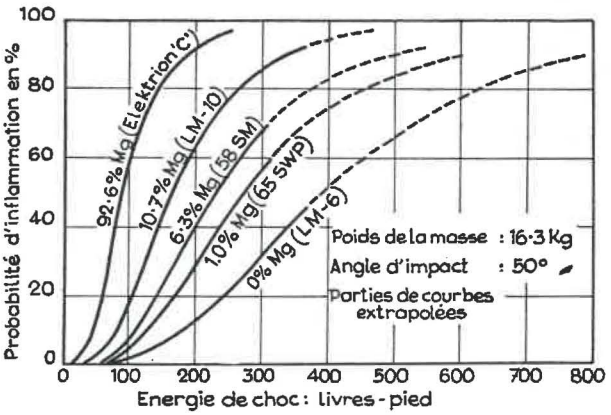


Fig. 5. — Probabilité d'explosion du mélange d'air-méthane 6,4 % par le choc lumineux de l'acier sur les alliages légers.

Abscisses - Energie livres-pied - Ordonnées - Probabilité sur 100.

en traits pleins se rapportent au mélange d'air et 6,4 % de méthane et à des alliages légers, les énergies étant portées en abscisse. C'est le magnésium qui est le plus dangereux et, dans les alliages d'aluminium, l'inflammation est d'autant plus aisée que la proportion de magnésium est plus forte. La différence est surtout sensible aux faibles énergies, mais elle diminue progressivement puisque tous les métaux tendent vers la probabilité 100 avec grandes énergies. Les derniers essais ont fait découvrir que le titane est encore plus dangereux que le magnésium.

Un autre procédé pour produire des étincelles est basé sur la différence de dureté entre l'acier et les alliages légers. Si l'on frotte un objet en acier rouillé avec un barreau en alliage léger, une pellicule de ce dernier reste sur la rouille comme un lubrifiant. Quand on frappe sur cette surface graissée, avec un objet dur, on obtient une large étincelle brillante qui est apte à allumer les mélanges gazeux de méthane pentane et hydrogène. La figure 6 reproduit les photographies de ces étincelles qui sont du même type que celles des

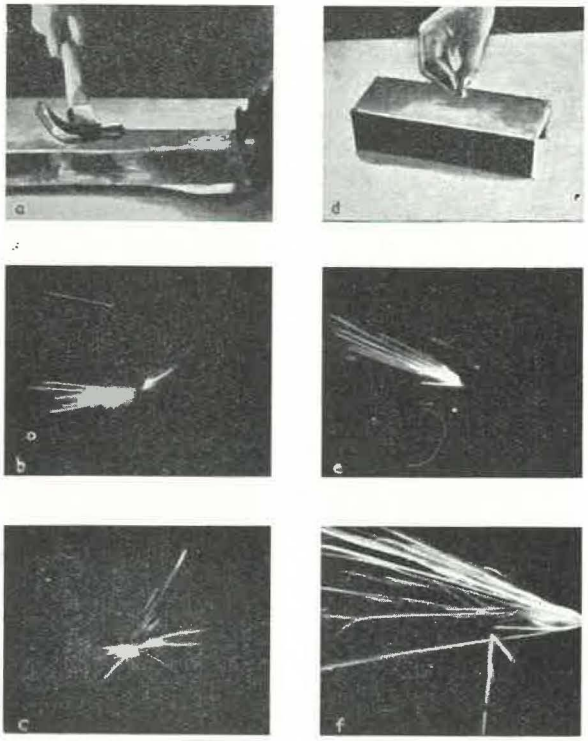


Fig. 6. — Etincelles de friction de barres d'acier frotté d'aluminium.
a) Marteau frappant un coup luisant sur un étançon coulissant;
b) et c) étincelles suivant le coup sur la surface luisante;
d) lubrication par frottement d'un alliage d'aluminium sur une surface rouillée;
e) étincelle produite par un coup luisant sur cet acier frotté;
f) éclair produit par l'expulsion d'un coin ainsi frotté hors d'une bêle Schloms.

peintures d'aluminium. Une forme particulière de ce graissage se constate fréquemment sur l'acier des bêles Schloms. Si l'on fait sortir un coin pendant que la liaison entre les deux rallonges est sous pression, ce graissage prend feu et donne des étincelles brillantes (fig. 6).

e) Alliages binaires.

Des essais ont été entrepris pour rechercher la possibilité d'écarter le danger d'étincelles en ajoutant aux alliages légers quelque métal « inerte ». On a essayé le zinc, l'argent et le cuivre. Les résultats semblent très compliqués par des facteurs tels que la dureté, le point de fusion, etc., mais une chose est certaine, c'est que le risque est une fonction directe de la proportion d'aluminium. Avec un alliage à 35 % Al et 65 % Zn, la probabilité d'inflammation est encore de 3 %; dans les mêmes conditions d'essai, celle de l'aluminium 97 % est de 50 %. Ce même alliage employé comme lubrifiant donne aussi des lueurs. D'autre part, les avantages pratiques de la légèreté disparaissent avec ces sortes d'alliages. Il y a donc peu d'espoir d'arriver à un résultat satisfaisant par l'introduction d'un métal inerte.

f) Mécanisme de l'inflammation par les alliages légers.

On pense que la connaissance du mécanisme de l'inflammation pourrait fournir la clef du problème de la prévention. Des recherches ont donc été faites et il semble en résulter que le danger ne pourrait être atténué que si l'on trouvait un alliage notablement plus dur que l'acier ou un inhibiteur de la réaction de la thermite. Dans les conditions de l'essai, on n'obtient pas d'inflammation du grisou à 6,4 % par le choc du magnésium sur un acier bien décapé par voie chimique, mais des étincelles dangereuses se produisent dès qu'il y a un peu de rouille. Quand on asperge la plaque avec du minium de plomb, du nitrate ammonique, ou si la plaque est enduite d'un vernis clair de collodion, des inflammations se produisent très facilement. Quand on asperge avec de la silice amorphe, du quartz ou du grès pulvérisé, il y a aussi des inflammations, mais bien plus rares qu'avec la plaque rouillée. Il n'y a pas d'inflammation si l'on sème de la poussière de calcaire ou de charbon. De tout cela, il résulte que la présence d'un corps contenant de l'oxygène et capable de réagir avec le métal léger est requise pour enflammer les gaz.

La température d'inflammation des alliages Mg + Al, sous l'action de la balle et de la pression, en présence d'oxydants donnant lieu à la réaction thermite, a été déterminée. En général, pour ces deux métaux, la fréquence des inflammations de gaz dans les essais au poids tombant est en relation avec la température de réaction du mélange du type « thermite »; à une basse température correspond une haute fréquence des inflammations de gaz. Ainsi il apparaît que, pendant le choc, un mélange intime d'une particule rapée d'alliage léger et du corps oxydant se produit et s'enflamme. Cette petite inflammation locale dégage assez de chaleur pour que le reste du métal arraché brûle aussi et produise le grand éclair qui provoque l'explosion du gaz.

V. — CONCLUSIONS FINALES

Il y a plusieurs moyens de produire des étincelles de friction. En général, il semble que les étincelles séparées volant à travers l'atmosphère ne sont pas dangereuses dans un air grisouteux, à moins qu'elles ne soient arrêtées. Il y a exception à cette règle quand les particules brûlent rapidement et ont une très haute température. Les étincelles sous forme d'éclair compact sont d'ordinaire dangereuses. Cependant, il est impossible de dire qu'une étincelle est ou n'est pas dangereuse rien que par son aspect, et toutes doivent être suspectes tant qu'on n'a pas fait des essais spécifiques.

Il est clair qu'il y a divers mécanismes du déclenchement d'une explosion. Dans le cas de chocs à faible vitesse ou de frottements sur les alliages légers, le mécanisme est celui d'une combustion chimique et les éclairs à haute température, aussi bien que les étincelles, sont capables d'amener des explosions de n'importe quel gaz. Quand il n'y a pas de réaction chimique, les étincelles ou les points chauds sont dus à l'abrasion ou à une rapide déformation plastique des matériaux. Dans ces cas, il y a de très grandes différences dans la facilité d'explosion de différents gaz. Il faut donc les soumettre à des essais différant par le mode de production des étincelles. Les résultats d'un essai particulier ne doivent pas être généralisés.

Les différentes formes d'essais applicables à l'étude des étincelles entre deux métaux ont été assez clairement définies et plusieurs métaux ont pu être classés dans l'ordre du danger que présentent leurs étincelles au contact de l'acier. Avec les roches, on n'a fait que peu de mesures quantitatives et il n'est pas encore possible de déduire d'un examen pétrographique l'aptitude d'une roche à produire des étincelles dangereuses dans des circonstances spécifiées.

Les services de surface dans les charbonnages du Bassin de Charleroi-Namur

par E. LEFEVRE et G. JANSSENS

Directeur divisionnaire des Mines à Charleroi — Ingénieur en Chef des Mines à Charleroi.

Cette étude est la suite de celles publiées sur les opérations en chantier et les services généraux du fond dans les charbonnages du Bassin de Charleroi-Namur. Nous en donnons ci-après les conclusions.

Pour tous les charbonnages du Bassin de Charleroi-Namur, le personnel occupé à la surface est de 8.608 ouvriers, ce qui donne un indice de 35,9 ouvriers pour 100 tonnes nettes et de 20,8 ouvriers pour 100 tonnes brutes.

Si l'on ne tient pas compte des salaires payés les dimanches et jours fériés, les salaires des ouvriers de surface représentent en moyenne une dépense de $35,9 \times 2,5 = 90$ F environ par tonne nette.

Rappelons que les indices donnés ci-dessus se rapportent à une journée normale d'extraction et ne tiennent pas compte des prestations des jours de chômage : les indices moyens mensuels des charbonnages sont donc supérieurs.

La dispersion entre les indices de surface est grande; le minimum est de 26,1 et le maximum de 54,6.

Les indices peuvent se classer comme suit :

Valeur de l'indice	Nombre charbonnages	Nombre sièges	Production totale nette t	Production moyenne nette		Indice moyen pour 100 t nettes
				par siège t	par charbonnage t	
30 et moins	4	5	3.782	756	945	28,0
30,1 à 35	4	18	9.772	543	2.443	33,1
35,1 à 40	5	13	4.983	383	997	37,3
40,1 à 45	3	7	3.012	430	1.004	42,0
45,1 à 50	2	5	1.715	343	858	46,2
50,1 à 55	1	3	736	242	736	54,6
	19	51	24.000	471	1.263	35,9

Examinons maintenant les variations de l'indice total de surface suivant :

1) la production nette totale des charbonnages;

2) la production nette moyenne par siège des charbonnages.

1) Indices de surface d'après la production nette totale des charbonnages.

Production par charbonnage	Nombre charbonnages	Nombre sièges	Production nette		Production brute totale	Nombre ouvriers	Indices par 100 t		
			totale	moyenne par charbonnage			nettes		brutes
moins de 600 t	4	4	2.058	514	3.517	858	41,7	40,1	24,4
601 à 900 t	6	13	4.583	764	7.762	1.804	39,4		23,2
901 à 1 200 t	4	8	4.308	1.077	7.039	1.414	32,8	34,2	20,1
1 201 à 1 500 t	—	—	—	—	—	—	—		
1 501 t et +	5	26	13.051	2.610	22.984	4.532	34,7		19,7
	19	51	24.000	1.263	41.302	8.608	35,9		20,8

2) Indices de surface d'après la production moyenne nette par siège des charbonnages.

Production moyenne par siège	Nombre charbonnages	Nombre sièges	Production nette totale	Production nette moyenne par siège		Production brute totale	Nombre ouvriers	Indices par 100 t nettes		Indices par 100 t brutes
300 t et moins	3	10	2.734	273	325	4.999	1.294	47,3	40,6	25,9
301 à 400 t	5	14	5.065	362		8.615	1.870	36,9		21,7
401 à 500 t	—	—	—	—		—	—	—		—
501 à 600 t	6	19	10.191	536	600	17.728	3.642	35,7	33,6	20,5
601 t et +	5	8	6.010	751		9.960	1.802	30,0		18,1
	19	51	24.000	470		41.302	8.608	35,9		20,8

Ces deux tableaux permettent de se rendre compte, en ce qui concerne les services de surface, de l'influence de la concentration au charbonnage (tableau 1) et de la concentration au siège (tableau 2).

Concentration au charbonnage. — Les indices moyens diminuent lorsque la concentration au charbonnage augmente; il y a cependant une anomalie pour les indices par 100 tonnes nettes lorsqu'on passe des productions de 901 à 1 200 t (indice 32,8) aux productions de plus de 1 500 t (indice 34,7), mais cette anomalie n'est qu'apparente car elle disparaît aux indices par 100 tonnes brutes (indice diminuant de 20,1 à 19,7). Cela prouve simplement que les charbonnages extrayant plus de 1 500 tonnes ont un charbon plus sale.

Lorsqu'on passe des charbonnages extrayant moins de 900 tonnes (deux premières lignes du tableau 1) aux charbonnages extrayant plus de 900 tonnes (deux dernières lignes du même tableau), l'indice net passe de 40,1 à 34,2, soit un gain de 6 points d'indice ou 15 F environ par tonne nette.

Concentration au siège. — Les indices moyens diminuent régulièrement lorsque la concentration au siège augmente.

Lorsqu'on passe d'une production nette moyenne par siège de 325 t (2 premières lignes du tableau 2) à une production moyenne de 600 t (2 dernières lignes du tableau 2), l'indice passe de 40,6 à 33,6, soit une diminution de 7 points, ce qui représente 17,5 F environ par tonne nette.

Remarquons que l'indice moyen est particulièrement élevé (47,3) pour les productions moyennes par siège de moins de 300 tonnes.

Il est à noter que ces diminutions d'indice sont obtenues pour des concentrations au siège relativement peu importantes et qu'il est certain qu'en ce qui concerne les indices de surface, des diminutions plus importantes doivent pouvoir être obtenues pour de gros sièges de 2 000 tonnes et plus.

Sélection de fiches d'Inichar

Inichar publie régulièrement des fiches de documentation classées, relatives à l'industrie charbonnière et qui sont adressées notamment aux charbonnages belges. Une sélection de ces fiches paraît dans chaque livraison des Annales des Mines de Belgique.

Cette double parution répond à deux objectifs distincts :

a) *Constituer une documentation de fiches classées par objet,* à consulter uniquement lors d'une recherche déterminée. Il importe que les fiches proprement dites ne circulent pas; elles risqueraient de s'égarer, de se souiller et de n'être plus disponibles en cas de besoin. Il convient de les conserver dans un meuble ad hoc et de ne pas les diffuser.

b) *Apporter régulièrement des informations groupées par objet,* donnant des vues sur toutes les nouveautés.

C'est à cet objectif que répond la sélection publiée dans chaque livraison.

A. GEOLOGIE. GISEMENTS. PROSPECTION. SONDAGES.

IND. A 23 Fiche n° **16.255**

G. BRELIE et U. REIN. Die Möglichkeiten pollenanalytischer Orientierung in mächtigen Flözen am Beispiel des rheinischen Hauptflözes in der Ville und in der Schachtanlage Morschenich. *Les possibilités d'orientation en couches puissantes (de lignite) par l'étude des pollens montrées par l'exemple de la couche principale à Ville et au puits Morschenich.* — **Braunkohle, Wärme und Energie,** 1956, juin, p. 209/219, 10 fig.

Depuis 1947 (début des études sur les pollens fossiles), le service géologique de Krefeld a étudié plus de 1000 coupes de fouilles et sondages et recueilli plus de 25.000 échantillons de lignite. Les échantillons bien conservés sont traités par le peroxyde d'hydrogène, la potasse caustique et le perborate de soude; on obtient ainsi une concentration de pollen qu'on passe sous le microscope à lumière transmise (grains de 0,1 à 0,02 mm). De l'association des pollens dans un horizon (spectre des pollens), on déduit des conclusions sur l'âge des végétations en des points éloignés.

De l'examen d'un ensemble de gouttes sous le microscope, on obtient des valeurs statistiques. Jusqu'à présent, 100 groupements de pollen ont été identifiés et la proportion de chaque pollen représentée par une barre horizontale proportionnelle à son pourcentage rapporté à un groupement principal.

Les variations dans la distribution sont un élément essentiel dans les comparaisons. On en distingue trois types : 1) les oscillations périodiques - 2) les transformations lentes et progressives - 3) les apparitions et les disparitions de certaines espèces pendant une longue durée.

Ici aussi, on utilise des sortes d'échelles stratigraphiques : le profil au nord de Ville a notamment été normalisé. Des exemples montrent le parti que l'on peut tirer de ces profils pour détecter des renflements, des failles normales et des pendages dans ces couches puissantes de plus de 100 m, parfois du Miocène et du Pliocène, où l'on serait normalement dérouté en exploitation souterraine.

C. ABATAGE ET CHARGEMENT.

IND. C 420 et Q 1131 Fiche n° **16.327**

R. LANSDOWN. Thin seam mechanization. *Mécanisation des couches minces.* — **Iron and Coal T. R.,** 1956, 28 septembre, p. 779/783.

Pour diverses raisons, la mécanisation des couches minces dans la division des Midlands a un

peu traîné en 1955. Pour le quatrième trimestre, 10,8 % de la production mécanisée proviennent de couches de moins de 90 cm, alors qu'en 1953 la production totale venant de couches de moins de 90 cm était de 21,2 %. Naturellement, les tailles sont plus courtes, la proportion de voies en pierre est plus élevée et la production au m² plus faible. Par contre, la tenue des terrains est meilleure.

L'auteur discute la longueur des tailles (à chargement manuel : 80 à 90 m, les mécanisées : 135 m), la profondeur de havage (vitesse faible donc havée profonde, ou bien rabot-scraper), soutènement (intérêt du soutènement marchant); avec de grandes avances de taille, le remblayage par scraper est recommandable.

Statistique des machines en service au quatrième trimestre 1955, avec production moyenne du trimestre par machine et rendement : haveuses (59), Gloster-Getter (15), chargeuses Huwood (12), rabots-scrapers (7), rabots rapides (6), abatteuses-chargeuses à plusieurs bras (6), rabots lents (4), Anderton (2), rabot multiple Gusto (1). Quelques renseignements sur les chargeuses par palettes et autres machines. Machines à l'essai : l'abatteuse continue Korfmann; l'abatteuse-chargeuse Eickhoff G 1 pour couches minces; le Midget Miner qui s'apparente à la Korfmann et au UKT 1 russe; le rabot percutant du M.R.E.

Méthodes à l'essai : l'infusion propulsée (étude sur le forage rapide des longs trous) - l'Auger (qui perd de son intérêt par suite de l'accumulation du grisou dans les trous).

Exigences pour l'avenir : abatteuses-chargeuses à grandes passes - revue des convoyeurs pour couches minces : le Cuylen, le brin inférieur porteur, le brin unique va-et-vient.

Discussion.

IND. **C 4225** Fiche n° **16.152**

J. TEBBS. The « Huwood » slicer loader at Easington colliery. *Le rabot activé Huwood à la mine Easington.* — **Colliery Guardian,** 1956, 30 août, p. 249/255, 5 fig. — **Iron and Coal T.R.,** 1956, 14 septembre, p. 679/683, 4 fig.

Exploitation dans la couche Low Main : ouverture 1,50 m avec 45 cm de charbon dur au milieu et 15 cm de très dur au mur, bon toit, bon mur (la couche inférieure est partiellement exploitée). Profondeur 470 m. Il y a deux tailles de 180 m à environ 1400 m du puits : convoyeurs dans les chassages et, jusqu'au puits, traînage à câble supérieur de 500 ch.

Description du rabot activé avec son équipement : il est destiné à des couches dures de 1,20 m minimum et prend des passes de 35 cm. L'engin proprement dit comporte deux lames verticales disposées de part et d'autre de la machine et portant des pics animés d'un mouvement d'oscillation, il s'appuie sur un convoyeur blindé au moyen de quatre galets horizontaux et quatre verticaux. Le convoyeur est lui-même poussé vers la couche par des poussoirs pneumatiques. Le charbon abattu par les pics est écarté du front par la forme en coin des deux lames et chargé sur le convoyeur par des bourroirs spécialement étudiés. Jusqu'à présent, il faut un préhavage, mais on étudie l'application de taillants rotatifs des deux côtés de la machine pour remédier à cette sujétion.

Détails sur : la tête motrice du convoyeur (2 × 50 ch) - les sections de convoyeur - le treuil du rabot - le fonctionnement général - les chaînes.

Exigences du rabot activé : loges de 11 et 8 m de long, front dégagé, travaille mieux en descendant.

A Easington, le préhavage se fait à un poste séparé et donne 110 t.

Détails sur le soutènement, d'abord étançons Schwarz et bêles Schloms, actuellement étançons Dowty, épis de remblai. Placement de la main-d'œuvre. Débit du rabot : 2 à 3 t/minute.

Granulométrie (44 % > 50 mm - 30 % < 12 mm) - Capital investi - Prix de revient comparés - Sécurité.

D. PRESSIONS ET MOUVEMENTS DE TERRAINS. SOUTENEMENT.

IND. **D 231** Fiche n° **16.239**

R. CŒUILLET. Le comportement des toits raides et la résistance des matériaux. — **Revue de l'Industrie Minérale,** 1956, août, p. 435/469, 31 fig.

En France, le Bassin de Provence est pratiquement le seul à être affecté de coups de toit. Ils se caractérisent (à l'inverse des coups de charge) par une action brutale sans affaissements rapides et importants du toit : soit avant, soit après, la couche avance en masse entre toit et mur avec production de menu (et parfois de gaz) et un bruit d'explosion. Il y a aussi les secousses qui se manifestent par l'expulsion d'un stot en bloc resté en retard dans la taille.

Comportement des toits raides : au-dessus de l'arrière-taille, les gradins renversés des bancs qui sont restés après le foudroyage forment la voûte de foudroyage, d'autant plus plate que les bancs de toit sont raides. Cet aspect est expliqué en s'appuyant sur la théorie des cercles de Mohr.

Influence du temps : le diagramme ordinaire de Young n'est en fait qu'une coupe dans une surface d'un espace où la troisième coordonnée est la vitesse du phénomène; si l'on opère rapidement un essai d'extension ou d'écrasement sur une roche donnée, il donne des valeurs très différentes d'un essai lent; il en résulte que, dans une taille à avancement rapide, la voûte de foudroyage est plus surbaissée vers les déblais et, faute d'un bon soutènement, il y a risque de coups de charge.

Influence du soutènement : il est à peu près prouvé qu'une portance immédiate élevée améliore l'état du toit dans les allées de travail. Le soutènement de l'arrière-taille est étudié dans les trois cas : foudroyage complet, épis de remblai, stot de charbon.

Effets sur la couche : culées avant et arrière, en avant du front, sur les piliers abandonnés.

Rôle du pendage - Tenue des voies en couche.

Incidents dynamiques en toit raide : les secousses - le coupement d'une taille à l'aval d'un foudroyage ancien - les secousses en traçage et en exploitation.

Les coups de toit simples, complexes - influence d'une couche égide - protection.

Résumé.

IND. **D 47** Fiche n° **16.202**

C. TREHARNE JONES. Mechanized roof support at the coal face. *Soutènement mécanisé au front de taille.* — **Iron and Coal T.R.**, 1956, 31 août, p. 509/537, 31 fig. — Résumé dans **Iron and Coal T.R.**, 1956, 1er juin, p. 789/794.

Exposé au Congrès annuel de la National Association of Colliery Managers (30 mai 1956) comportant une étude très poussée de la question dans son état actuel.

Difficultés inhérentes au déplacement mécanique du soutènement : irrégularité du toit, surtout du mur. Les principes mis en œuvre pour le déplacement : déplacement proprement dit du soutènement (Winkhaus et modèle du bassin de Kouznets), soutènement sur châssis mobile pouvant rouler, par exemple chenillé (Hamel, Joy en service aux E.-U., Ritchie abandonné en Grande-Bretagne), soutènement formé de deux parties déplaçables l'une par rapport à l'autre (Houillère Grimberg, Dowty premier modèle, Klockner pour couches inclinées), bouclier (diverses solutions en U.R.S.S.), appareils faisant avancer le soutènement (modèles soviétiques MPK), dispositifs où une partie du soutènement est déplacée par des vérins, l'autre partie effectue un mouvement relatif par rapport à la première (Schlobach, Klockner pour couches en plateure, Bolton, Isleworth-Dowty, Sahe-Somemi).

Tableaux synoptiques des trois installations ayant fonctionné ou fonctionnant en Grande-Bretagne et de celles projetées; caractéristiques des appareils, des procédés et appareils d'abattage et de transport, du terrain.

Renseignements détaillés sur des systèmes : la pile Seaman, construction, mise en œuvre, canalisations hydrauliques; résultats observés dans les deux houillères où elles sont en service.

Détails sur le système Dowty en service dans la troisième installation.

Bibliographie, 1 référence. Discussion.

(Résumé Cerchar Paris).

IND. **D 5121** Fiche n° **16.204**

R. BELL. Slusher packing. Application in longwall workings. *Remblayage par scraper. Emploi dans les exploitations en longues tailles.* — **Iron and Coal T.R.**, 1956, 14 septembre, p. 663/669, 11 fig.

Le remblayage en taille des pierres de bosseyement par scraper est un procédé très économique, surtout en petites couches; il ne peut se comparer avec le remblayage hydraulique ou pneumatique, mais on doit le considérer comme un complément.

Le treuil doit être peu encombrant, donc à train d'engrenages planétaires, le service ne durant que deux ou trois heures au grand maximum; des moteurs électriques à régime uni-horaire élevé ont été étudiés (25 ch en régime normal prévaut 30 ch pendant le damage). La commande peut aussi être à air comprimé.

Les bennes sont de deux types, selon que la couche est plus grande ou plus petite que 60 cm; au crochet d'attache avant, un bourroir est prévu.

Le bosseyement doit être étudié pour ne pas produire de trop grosses pierres : bosseyement en deux plis; des essais sont en cours à ce sujet en collaboration avec la Imperial Chemical Industries Ltd. Joy a notamment créé un support de perforateur avec béquilles montées à l'avant du treuil de scrapage, monté lui-même sur patins. On arrive ainsi à forer dix trous de mine de 1,80 m sur environ une demi-heure.

Le personnel requis pour le remblayage comporte : un machiniste au treuil, un homme au bosseyement et un autre au point de remblai, il doit disposer d'un bon dispositif de signalisation. Le mieux est de prendre le bosseyement dans le toit, au droit de l'allée à remblayer. Divers exemples d'application sont décrits. Dans une mine du Yorkshire, notamment, à un bosseyement, il y avait cinq remblayeurs montant 7 m à l'amont et 12 m en vallée; la moitié à peu près des pierres remontaient à la surface. Le scrapage a permis la remise complète des pierres (7 m à l'amont et 36 m en vallée) avec un homme en moins.

IND. **D 53** Fiche n° **16.313**

E. RICH. A new process for pneumatic stowing; its development and introduction at the Rio Tinto mines (Spain). *Un nouveau procédé de remblayage pneumatique; son développement et son introduction aux mines de Rio Tinto (Espagne).* — **Institution of Mining and Metallurgy**, 1956, septembre, p. 517/544, 17 fig.

L'exploitation par chambres et piliers avait fait craindre des affaissements en masse. On est passé à l'exploitation par tailles. Celle-ci n'était possible, dans les conditions du gisement, qu'avec un bon remblai. Les premiers essais de remblayage pneumatique datent de 1930. La consommation d'air comprimé étant trop importante, dans une quatrième tentative, en 1934, on a adopté le principe du canon (gob stower). Les essais avaient été abandonnés pour différentes raisons et en particulier parce qu'on devait éliminer le 0-6 mm. Ils ont été repris avec un matériel qui débite 23 m^3/h de remblai, permet un bon remblayage à une distance de 30 m et avec des longueurs de tuyauterie de 45 m, ne consomme en air que 45 à 60 fois son volume de remblai.

Histoire de la machine avec les premiers doseurs; actuellement, la machine comporte essentiellement : un canon projeteur qu'alimente en déblais un distributeur en entonnoir dans l'axe duquel tourne une vis sans fin d'alimentation. Elle est actionnée par un moteur rotatif par l'intermédiaire d'un train d'en-

grenages coniques et d'un embrayage à fourche calé par ressort. Lorsque la vis a distribué suffisamment de pierres, elle oppose une grande résistance qui débraye la fourche et fait ouvrir un piston distributeur d'air comprimé; celui-ci agit sur un équipage composé de la soupape d'un réservoir à air comprimé, reliée par une tige à un piston d'équilibre coulissant dans un petit cylindre à l'intérieur du réservoir. Le déplacement du piston distributeur ouvre la soupape à air comprimé qui, quittant brusquement le réservoir, chasse la charge de remblais hors du canon.

Le réservoir étant vide, le piston cesse d'agir et un ressort rappelle la soupape.

IND. **D 65** Fiche n° **16.322**

J. CARVER et T. JONES. Modern hydraulic props at a roadhead. *Etançons hydrauliques modernes à une voie de tête.* — **Colliery Guardian,** 1956, 4 octobre, p. 401/405, 5 fig.

Les voies de tête des chantiers sont, plus particulièrement que tout autre endroit de la mine, sujettes à deux sortes d'accidents : coups de grisou dus à des fissures traversant les trous de mines (étudiés par un comité de la division N-E) et chutes de pierres à l'avant des bosseyements (44 % des accidents mortels en ces endroits). Si l'on arrive à renforcer le soutènement en ces points, il est vraisemblable qu'on y réduira le taux des accidents. Les essais ont eu lieu dans la couche Ten Feet (1,80 m d'ouverture, mais on laisse 30 cm au toit à cause des irrégularités pour protéger le bras de havage au toit); au mur, on enlève 15 cm de faux mur et on boise sur 50 cm de charbon sale. En dessous, il y a cinq couches exploitées, il n'y a pas de couche exploitée au-dessus. Le gisement pend à 14° et la taille a 180 m. On prend quatre allées de 1,50 m par semaine. En taille, il y a des étançons métalliques rigides avec bêles W laminées. En galerie, le soutènement provisoire en avant du bosseyement est en poutrelles de 100 mm jumelées (avec fourrures en chêne) sur étançons en bois redoublés (les poutrelles sont couchées, de sorte qu'on s'appuie sur les fourrures). Les essais ont porté sur le remplacement des étais en bois par des étançons hydrauliques.

Les appareils de mesure ont comporté des indicateurs de convergence, des capsules dynamométriques (Wöhlbier-Ambatiello), un introscope Foster (décrit dans Transactions of the Inst. of Min. Eng. 1947, n° 1) et des méthanomètres M.S.A.

En conclusion, on a constaté que l'emploi des étançons hydrauliques réduisait considérablement la séparation des bancs de toit, bien que l'on se trouve devant un cas difficile à cause des cinq couches exploitées sous la couche Ten Feet. La pratique de couper le mur pour y enfoncer le treuil d'une chaîne à raclette est défavorable au soutènement, ou bien il faut aussi enlever ce mur à l'endroit des étançons.

E. TRANSPORTS SOUTERRAINS.

IND. **E 122** Fiche n° **16.270**

K. GROSS. Grenzen der Wirtschaftlichkeit für zweiketten-Kratzförderer. *Limite économique d'emploi du convoyeur blindé.* — **Glückauf,** 1956, 29 septembre, p. 1153/1158, 5 fig.

L'auteur a relevé, dans divers cas de la pratique, le personnel nécessaire pour amener et installer un convoyeur blindé de 200 m. Lorsqu'on connaît le nombre d'ouvriers par jour qu'on économisera par l'installation du convoyeur, un diagramme donne le tonnage nécessaire et la longueur à chasser pour amortir les frais d'installation.

A l'occasion du remplacement d'un convoyeur à bande et remblayage par fronde, par un convoyeur blindé et foudroyage, on a constaté, dans deux cas, un accroissement de rendement qui n'était pas dû au foudroyage (celui-ci exigeant plus de personnel que le remblayage). Dans les deux cas cependant, le front n'était pas dégagé et il fallait avancer le convoyeur manuellement. Dans ces deux chantiers, on a économisé respectivement 3,1 et 3,6 postes aux 100 t.

L'auteur reprend ensuite la question au point de vue dépenses et traduit le problème en abaque.

IND. **E 31** Fiche n° **16.343**

X. Die Probleme der Versatzförderung in Haupt- und Blindschächten. *Les problèmes du transport du remblai dans les puits et burquins.* — **Bergfreiheit,** 1956, septembre, p. 335/341, 3 fig.

Article restant dans des principes très généraux et connus. Comparaison des procédés permettant de transporter par les mêmes appareils (cages, skips) ou par des installations différentes indépendantes, le charbon et les schistes du remblai.

Emmagasinage des schistes de remblai dans les deux cas et dépenses d'énergie.

Aménagement des skips à remblai, descenseurs, tubes verticaux et chutes en cascade utilisables pour le transport des schistes.

(Résumé Cerchar Paris).

IND. **E 412** et **H 42** Fiche n° **16.329**

F. HOELTERS. Stromrichter für Fördermaschinenantriebe. *Redresseur de courant pour commande de machine d'extraction.* — **Schlägel und Eisen,** 1956, septembre, p. 549/558, 18 fig.

Les moteurs à vitesse variable fonctionnent le mieux en courant continu. Pour utiliser le courant alternatif du réseau, on a besoin d'un dispositif de redressement qui peut être, soit une machine tournante, soit un redresseur. Le groupe Léonard exige un groupe intermédiaire qui est coûteux, tandis que le redresseur constitue une installation fixe utilisant les propriétés de semi-conducteur de la vapeur de mercure. Alors que ces derniers se sont beaucoup développés dans les laminoirs, ils en sont encore à leur début dans les installations d'extraction, mais

le développement des installations automatiques leur réserve un bel avenir.

L'inversion du sens de marche et le freinage électrique imposent des dispositions spéciales assez variées qui assurent la stabilité. Ces dispositifs de contrôle par grille et autres sécurités ont tellement progressé ces dernières années qu'elles répondent actuellement aux exigences des inversions à très grand écart de tension et fortes puissances de pointe.

Des détails sont donnés sur le principe des installations de redressement et des exigences auxquelles ils répondent, des dispositifs d'inversion, du choix du redresseur, de la grille de contrôle, du choix du dispositif de réglage.

IND. **E 45** Fiche n° **16.501**

L. BRISON et J. SAUCEZ. L'allègement du matériel d'extraction, une application dans une mine belge à grande profondeur. — **Annales des Mines de Belgique,** 1956, septembre, p. 834/846, 11 fig.

L'Institut de Recherches économiques du Hainaut a décidé de subsidier un essai de cages légères pour une extraction intensive au siège n° 2 de Rieu du Cœur, à 1350 m sous le niveau du sol.

La première partie de l'article constitue l'étude préliminaire sur laquelle s'est fondée l'intervention susdite.

La limite de la capacité d'extraction d'un puits est recherchée en tablant sur les données des installations existantes à simple câble, dont le câble rond, plus avantageux, ne dépasse pas 75 mm : raisons de fabrication. On arrive ainsi à des charges limites en fonction de la profondeur, qui ne laissent plus qu'une échappatoire : l'allègement du matériel d'extraction (cf. Lahoussay 1933 : Note technique n° 198 du Comité central des Houillères de France). Le poids mort gagné peut être remplacé par un surcroît de charge, de profondeur ou occasionner une économie d'énergie et de poids des câbles.

Pour ce faire, on peut : rationaliser la construction (acier coulé, soudure au lieu de rivure) - utiliser des aciers à haute résistance ou bien des alliages légers à caractéristiques proches de celles de l'acier; ce dernier point est spécialement développé : Avantages : caractéristiques d'installations à l'étranger - possibilités d'approfondissement - Autres avantages. Conclusion : solution ni compliquée, ni coûteuse.

Deuxième partie (J. SAUCEZ) : Résultats acquis après un an d'utilisation de cages en alliage léger - Données techniques : puits de 6 m de ϕ à 4 cages à respectivement 4 et 6 paliers (2 berlines de 780 litres/palier), taquets Davies au jour et balance hydraulique au fond. Vue des cages en alliage appelé AG5 en France (composition), poids comparé avec la cage en acier (allègement : 33 et 41 %), prix environ trois fois plus élevé, avantages compensatoires.

F. AERAGE. ECLAIRAGE.

IND. **F 11** Fiche n° **16.253**

L. BRISON et P. MOISET. De l'utilisation du vélomètre pour la mesure du débit d'air dans les mines. — **Public. de la Fac. Polytechn. de Mons (A.I.Ms.),** 1956, n° 3, p. 28/32, 7 fig.

Le contrôle complet de la ventilation d'une mine implique des jaugeages de débits, mesures de pression, de température, d'état hygrométrique et de grisoumétrie.

Le Vélomètre Métrovik permet des jaugeages ponctuels du courant d'air, c'est un perfectionnement de l'ancien anémomètre à volet. L'organe essentiel est un tronçon d'anneau (d'environ 60°) creux, à section radiale rectangulaire. Dans cet espace se déplace une palette pivotant autour du centre de l'anneau. La section de la palette est un peu inférieure à celle du tore creux. La position du volet est accusée extérieurement par une aiguille solidaire. La chambre torse est pourvue d'ouvertures aux deux extrémités par lesquelles pénètre et sort le courant d'air. La poussée exercée par le vent sur la palette est équilibrée par un ressort dynamométrique en spirale dont l'allongement mesure ainsi la vitesse du vent.

Pour chaque vitesse de l'air, il existe une position de l'aiguille. La relation étant univoque, l'aiguille se déplace devant une échelle établie par étalonnage. La position du zéro est réglable. La force du vent étant proportionnelle à sa densité, les lectures doivent être multipliées par Δ/Δ_0. Le vélomètre permet des mesures plus précises et plus rapides que l'anémomètre sur une gamme de vitesses plus étendue (il accepte jusqu'à 30 m/sec). La sonde doit être placée perpendiculairement au courant d'air. En cas de pulsations du vent, il faut une dizaine de lectures toutes les 5 secondes.

IND. **F 442** Fiche n° **16.175**

H. BREUER. Ergebnisse der betrieblichen Staubmessverfahren im Steinkohlenbergbau. *Résultats tirés des mesures courantes des poussières dans les mines de charbon.* — **Glückauf,** 1956, 1er septembre, p. 1009/1021, 24 fig.

Etude statistique de données fournies par un certain nombre de mines et par la centrale de lutte contre les poussières. En particulier les mesures de routine dans 131 tailles pendant les postes d'abattage et de remblayage ont permis de classer le degré d'empoussièrement en fonction de la concentration et de la teneur en schiste des fines poussières.

Pendant l'abattage : influence du gisement et de la catégorie du charbon. La concentration en fines poussières de l'aérage croît des charbons à gaz et gisement plat jusqu'aux charbons maigres et gisement en dressant. Par contre, la teneur en schiste est à peu près constante (parce que faible concentration, mais plus forte teneur en schiste dans les charbons à gaz).

Pendant le remblayage : influence du mode de remblayage et finesse des poussières. Le poste de remblayage a une concentration plus faible (que pendant l'abattage), mais une teneur en schiste plus élevée. Le remblayage pneumatique se classe particulièrement mal : forte concentration et teneur en schiste élevée. Dispersion des résultats des mesures par suite des façons diverses de procéder.

Les *mesures de contrôle* lors de l'abattage, du remblayage pneumatique et du foudroyage collationnent celles de routine, mais en outre complètent l'étude au point de vue granulométrie et composition minéralogique. Pendant l'abattage, la granulométrie est influencée par la nature du charbon, du gisement et de la vitesse de l'air; valeur maximum entre 4 et 10 μ. Pendant le remblayage pneumatique ou le foudroyage, poussières plus fines : 1 μ pour le pneumatique.

Influence granulométrique sur la rétention dans le poumon : c'est le remblayage pneumatique qui est le plus dangereux.

Composition minéralogique des poussières : en moyenne, carbone 10 %; SiO_2 variable : pendant l'abattage et le remblayage pneumatique 9 %, pendant le foudroyage 18 %; en dressant, valeurs moindres.

Application à une mine déterminée. Comparaison du Tyndalloscope et du conimètre : influence de la granulométrie.

IND. **F 713** Fiche n° **16.252**

J. FIEVEZ. Eclairage de sécurité par lampes au casque. — **Bull. de l'Ass. des Ingénieurs de Montefiore (A.I.M.)** 1956, mai, p. 355/375, 14 fig.

Evolution des techniques : l'acier inoxydable empêche les écoulements accidentels d'électrolyte - le néoprène ne vieillit pas comme le caoutchouc, il résiste à la transpiration, au mazout, aux huiles. La bakélite est rendue moins fragile par l'incorporation d'asbeste. La glace de protection ne se casse que très rarement : 17 pour 300 lampes en trois ans.

Avantages : simplicité de conception, de mise en charge (self-service), d'entretien (1 jour sur 15) - résistance - légèreté - capacité - étanchéité - avantages du réflecteur : brillant pour l'inspection, mat pour le travail - remplissage des ampoules au Krypton (au lieu d'Argon) : flux lumineux 30 à 40 % plus élevé.

Emploi des accumulateurs au plomb-acide - avantages : tension plus stable - charge facile à potentiel constant - immobilisation de l'acide tandis que la lessive de soude fuit facilement, d'où danger de brûlures.

Organisation du self-service : types de lampisteries.

G. EPUISEMENT.

IND. **G 02** Fiche n° **16.339**

W. SEMMLER. Die Grubenwasserflüsse im Ruhrbergbau und die mit ihrer Bewältigung verbundenen Kosten. *Les venues d'eau dans les mines de la Ruhr et les dépenses qu'occasionne leur exhaure.* — **Bergbau Rundschau,** 1956, juillet, p. 347/351, 2 fig., août, p. 405/412, 2 fig.

L'auteur étudie d'abord l'histoire des venues d'eau dans la Ruhr, le maximum a été atteint en 1913 : 416 m³/min, en 1937 on est tombé à 219 m³/min pour remonter à 365 m³/min en 1946. Depuis 1951, le chiffre est tombé entre 285 et 300 m³/min. L'influence des terrains de recouvrement est ensuite examinée : le rapport du charbon à l'eau extraite est de 1/8,8 dans la région sans recouvrement, 1/2,5 dans la zone sous le Cénomanien et 1/0,7 sous le Tertiaire.

Les sinistres dus à l'eau de 1937 à 1954 : en tout 50 accidents mortels.

Influences économiques : frais d'exhaure - diminution du rendement dans les chantiers mouillés - corrosion du matériel.

H. ENERGIE.

IND. **H 10** Fiche n° **16.158**

G. PETER. Möglichkeiten zur Einsparung von Niederdruckluft im Westdeutschen Steinkohlenbergbau. *Les possibilités d'économie dans l'emploi d'air comprimé à basse pression dans les charbonnages de l'Allemagne de l'Ouest.* — **Glückauf,** 1956, 18 août, p. 951/969, 22 fig. - **Technik und Forschung, (S.K.B.V.),** 1956, n° 3.

Le rendement d'utilisation de l'électricité dans les mines atteint 65 à 70 %, celui de l'air comprimé seulement 11 à 20 %. Cependant, l'emploi de ce dernier ne cesse de se développer : raison de sécurité et nécessité technique (marteaux piqueurs, remblayage pneumatique). Il faut l'utiliser aussi économiquement que possible : 1) lors de la production - 2) éviter les pertes en tuyauteries - 3) outillage aussi efficient que possible.

L'auteur a fait des recherches statistiques sur 25 mines de la Ruhr produisant 64.245 t/j et représentant aussi proportionnellement que possible 16 % de l'ensemble du bassin.

Des tableaux sont donnés sur les conditions d'exploitation (pente, importance, production, consommation d'air comprimé, répartition des genres d'utilisation, groupement en fonction de la charge de base et le degré de mécanisation) - étude des pertes - consommation continue - aérage - pompes - turbolampes - machines de production - possibilités d'économie - dispositions organiques pour un meilleur emploi.

En résumé, sur une consommation de 352 m³ d'air aspiré par tonne de production : 34,4 % servent aux machines de travail - 25,5 % aux machines continues et 40 % sont perdus.

Comme exemple de possibilités : après deux ans d'étude dans une mine, on est arrivé à économiser 10 millions de m^3 aspirés par mois, soit environ 89 m^3 aspirés par tonne de production.

IND. **H 433** Fiche n° **16.191**

L. CABANES. Tendances nouvelles dans la construction des postes de coupure à haute tension. — **Bull. de l'Ass. des Ing. de Montefiore (A.I.M.),** 1956, juin, p. 409/441, 30 fig.

Considérations sur la réduction continue du coût des éléments actifs de la production et du transport de l'énergie électrique : générateurs, conducteurs de ligne, transfos de puissance. Intérêt de réduire les frais d'installations des postes de coupure très multipliés et à faible coefficient d'utilisation. Moyens de réduire ces frais en agissant sur le matériel, la conception, l'exécution.

Progrès dans les disjoncteurs et sectionneurs, mécanismes de commande, transfos de mesure, diviseurs de tension. Formules nouvelles en matière de tableaux et de locaux. Avantages de la préfabrication.

Deuxième partie : exposé des recherches effectuées en application à la haute tension des principes appliqués à basse tension à la Centrale des Awirs. Dispositions à travée de coupure unique : disjoncteur shunt unique avec divers schémas.

Autres suggestions concernant l'emploi des résines synthétiques dans la fabrication des disjoncteurs et des transistors dans les circuits de mesures.

IND. **H 501** Fiche n° **16.160**

B. PASSMANN. Wirtschaftlichkeit und Möglichkeit der Elektrifizierung unter Tage. *Economie et possibilités de l'électrification du fond.* — **Glückauf,** 1956, 18 août, p. 969/979, 1 fig. - **Technik und Forschung (S.K.B.V.),** 1956, n° 3.

Importance économique du problème : elle résulte d'une intervention de 13 % en moyenne (en général de 10 à 30 %) dans le prix de revient de la tonne de charbon. Un tableau comparatif montre (d'après les informations d'exploitation) l'évolution en installations et consommation d'air comprimé et d'électricité quand on passe des piqueurs et couloirs oscillants aux rabots et abatteuses-chargeuses avec les consommations de charbon impliquées. D'autres tableaux donnent la comparaison du prix de revient air comprimé et électricité dans des cas divers. En moyenne, pour l'abattage mécanique, l'air comprimé coûte 1,39 F/t de charbon et l'électricité 1,08 F/t, amortissement compris.

Situation de l'électrification du fond dans la Ruhr. Evolution depuis 1938 à la surface, au fond tout compris, puis pompes et locos exclues : en kW. Tableau détaillé par sorte de machines en unité et en kW depuis 1938 jusque 1954. Tableau comparé avec les autres pays pour les machines de travail (Belgique : 66,3 % d'air comprimé et 33,7 % d'électricité) - pour l'ensemble des machines (Belgique : 38,9 % d'air comprimé et 61,1 % d'électricité).

Perspectives : meilleur emploi de l'air comprimé - mécanisation - influence des données géologiques - le climat du fond - danger et prescriptions de sécurité.

Quelle situation finale espère-t-on atteindre? Une électrification à 80 % paraît susceptible d'être atteinte.

IND. **H 522** Fiche n° **16.190**

R. MICHOTTE. Les applications industrielles des redresseurs secs au sélénium. — **Revue des Ingénieurs et des Industriels,** 1956, juin, p. 262/272, 20 fig.

Caractéristiques et propriétés des redresseurs au sélénium.

Les redresseurs industriels se classent en quatre catégories : 1) forte intensité et bas voltage (galvanoplastie...) - 2) fortes intensités et tensions moyennes (électrolyse...) - 3) énergie électrique courante de 200 à 380 V, puissance moyenne jusque 10.000 A (signalisation, contrôle...) - 4) redresseurs à très haute tension et faible intensité (dépoussiérage...).

Comparaison au point de vue du prix de revient et rendements aux redresseurs classiques : redresseurs à vapeur de mercure, commutatrices, commutateurs rotatifs. Position du redresseur de puissance au germanium dans l'ensemble de ces redresseurs. Conclusions.

IND. **H 5312** Fiche n° **16.394**

J .DUNN et C. WOOD. Voltage drop in trailing cables. *Chute de potentiel dans les câbles traînants.* — **Mining Congress Journal,** 1956, septembre, p. 105/107, 7 fig.

On peut avoir une chute de potentiel de 20 à 30 V dans un câble, ce qui fait que le voltage à la prise est de 220-230 V, le moteur ne reçoit que 200 V et travaille à un voltage de 15 à 20 % inférieur au voltage nominal, alors qu'en principe il ne doit pas fonctionner à plus de 10 % d'écart de ce voltage.

Influence sur le voltage nominal du nombre de couches de câbles posées sur l'enrouleuse : diagramme pour diverses sections. La température des conducteurs en cuivre joue un rôle important : diagrammes pour diverses longueurs de câbles (de 75 à 175 m); remèdes à apporter; accroissement de la section du câble.

(Résumé Cerchar Paris).

I. PREPARATION

IND. **I 35** Fiche n° **16.244**

L. DESALBRES. Structure et activité des constituants des huiles de pin de flottation. — **Revue de l'Industrie Minérale,** 1956, juillet, p. 379/386.

Examen des propriétés des substances moussantes. Etude plus détaillée des composants chimiques des huiles de pin : alcools, oxydes et carbures, et de leur « degré de parenté structurelle ».

De cette étude, il résulte que le choix d'un produit moussant de flottation doit être basé sur la connaissance de quelques caractéristiques dont l'ensemble détermine les aptitudes du produit. Il s'agit notamment de l'activité écumante liée principalement, en ce qui concerne les huiles de pin, à la présence d'alcools terpéniques en $C_{10}H_{18}O$, du degré de résistance au choc des bulles, de leur persistance, de la tension superficielle de la solution, de la solubilité et de la concentration optima, du prix d'achat, etc.

IND. I 44 Fiche n° **16.305**

M. WADSWORTH et I. CUTLER. Flocculation of mineral suspensions with coprecipitated polyelectrolytes. *Floculation de suspensions de minerais par des polyélectrolytes coprécipités.* — **Mining Engineering, 1956, août, p. 830/833, 11 fig.**

La coprécipitation de polyanions adsorbés par des polycations a, sur les polyanions et polycations seuls, l'avantage de produire une vitesse de sédimentation sensiblement accélérée.

Les réactifs utilisés dans les essais sont : le Lytron 886 ou 887 comme polyanion et le Peter Cooper 1-X ou 2-X comme polycation.

Les deux réactifs doivent être ajoutés successivement, dans un ordre qui dépend de la nature des solides et du pH et dans des proportions bien définies..

IND. I 44 Fiche n° **16.306**

F. DREXLER. Vorgänge bei der Klärung des Waschwassers und ihre Beeinflussung durch synthetische Klärmittel. *Procédés de clarification de l'eau de lavoir et influence des produits de clarification synthétiques.* — **Glückauf,** 1956, 1er septembre, p. 1023/1028, 7 fig.

La vitesse de sédimentation dépend de la viscosité du liquide et de la densité et de la surface spécifique des grains. Par floculation, on augmente la surface spécifique des grains. Les nouveaux floculants sont des polymères lourds. L'augmentation de vitesse de sédimentation dépend, entre autres, de la nature et des quantités de sels dissous dans l'eau. Chaque eau de lavoir se comporte différemment, de sorte qu'une étude sérieuse doit précéder l'emploi industriel des floculants. Les possibilités de clarification dépendent très fort de la teneur en solides des eaux à clarifier; au-dessus d'une certaine teneur, la clarification devient impossible.

IND. I 44 Fiche n° **16.307**

E. TEICHMANN. Versuche und Betriebsergebnisse mit flockenden Klärmitteln bei lettenreichen Kohlenwaschwasser. *Essais et résultats industriels obtenus avec des floculants sur une eau de lavoir très argileuse.* — **Glückauf,** 1956, 1er septembre, p. 1033/1041, 13 fig.

Difficultés de clarification des eaux de lavoir dans un charbonnage de la Ruhr par suite de la teneur élevée en argile de ces eaux. Il fallait évacuer à l'extérieur le passé des cribles à schlamm grenu et le filtrat d'un filtre à vide dans des bassins à schlamm.

Essai en laboratoire d'une série de floculants. Les meilleurs résultats sont obtenus avec des floculants synthétiques (DT 120, Aérofloc, Separan).

En se basant sur les résultats du laboratoire, on a entrepris des essais industriels dans un circuit partiel des eaux de lavage. Les activités de différents floculants correspondent aux résultats obtenus en laboratoire. L'emploi de floculant s'est révélé économique.

IND. I 44 Fiche n° **16.308**

B. FRANKE. Betriebserfahrungen mit synthetischen Klärmitteln in einer Kohlenwäsche. *Essais industriels de floculants synthétiques dans un lavoir à charbon.* — **Glückauf,** 1956, 1er septembre, p. 1028/1032, 9 fig.

Essais effectués au puits 3 de la mine Auguste-Victoria. Les schistes se délaient facilement dans l'eau et, avant l'emploi de floculants, les eaux de lavage étaient très chargées (80 g/l en moyenne); bien que les eaux de filtrat du filtre à vide soient envoyées dans un bassin extérieur, le schlamm riche en argile était difficile à filtrer et les fines à coke étaient trop humides (10 à 12 %).

L'addition de floculants fournis par la Badische Anilin a amené les résultats suivants : en une semaine, la teneur en solides des eaux de circulation est tombée de 52 à 7,5 g/l, les mois suivants, elle s'est maintenue à 2 g/l et est même tombée à 0,5-1 g/l par l'emploi de floculants plus actifs. Malgré une augmentation du tonnage traité dans le lavoir (300 t/h au lieu de 200 t/h) et un séjour des fines lavées dans les tours d'égouttage réduit de 24 h à 9-10 h, la teneur en humidité de ces fines est toujours inférieure à 10 %. La capacité des filtres à vide a été doublée.

L'auteur attire l'attention sur le fait que, pour obtenir un résultat favorable, il faut disposer d'une surface de filtration suffisante. La consommation de floculant est de 0,1 à 0,2 g par m^3 d'eau de circulation, soit, pour un lavoir utilisant 8 m^3 d'eau par tonne traitée, une consommation de 0,8 à 1,6 g/t. Le floculant employé valant environ 100 F/kg, les frais s'élèvent à 8 à 16 centimes/t traitée, frais largement récupérés uniquement par la réduction d'humidité des fines à coke.

IND. I 63 Fiche n° **16.304**

R. SMITH et R. CHARLES. A method of preparing closely sized micron and submicron fractions. *Une méthode pour préparer des fractions granulométriques précises de dimensions de l'ordre du micron.* — **Mining Engineering,** 1956, août, p. 825/829, 9 fig.

Séparation de fractions granulométriques très fines par courant d'eau centripète, dans un champ de force centrifuge. L'appareil est constitué par une bouteille placée horizontalement et tournant autour d'un axe à des vitesses de 1000 à 4000 tours/min. L'eau contenant les produits à séparer en suspension est amenée sous hauteur constante à la base de la bouteille.

Les produits supérieurs à la maille de séparation restent dans la bouteille et les produits fins sont entraînés par le courant centripète et se déversent dans un chenal. La quantité de déclassés fins dans l'oversize est importante, probablement à cause de la floculation.

P. MAIN-D'ŒUVRE. SANTE. SECURITE. QUESTIONS SOCIALES.

IND. **P 1225** Fiche n° **16.274**

O. STAEHLER. Unfallgefahren und Schutzmassnahmen an Stetigförderern. *Dangers d'accidents et mesures de protection pour les convoyeurs continus.* — **Glückauf,** 1956, 29 septembre, p. 1177/1182.

Pour les mines de charbon de la rive droite du Rhin, on compte en 1955 : 98.756 accidents au fond, dont 4.942 pour les convoyeurs en général et 2.456 pour les convoyeurs à chaînes (1.283 pour les couloirs oscillants et 843 pour les bandes transporteuses).

Les dangers d'accident sont examinés, les points critiques sont passés en revue. Pour généraliser, on peut les classer d'après l'endroit : a) sur ou au-dessus du treuil de commande - b) à la station de retour - c) sur le brin de retour - d) sur la partie porteuse ou de guidage - e) aux dispositifs de retenue des produits ou autres pièces mécaniques - f) à l'extérieur, dans l'intervalle des pièces fixes. On peut citer des exemples de cas qui se sont produits, mais une énumération systématique ne découle pas d'une simple théorie : d'une façon générale, ils sont dus aux conditions techniques, aux impératifs du fonctionnement et à la continuité.

Les mesures de protection à prendre par les constructeurs et les exploitants sont examinées. Il faut évidemment y ajouter la responsabilité personnelle nécessaire à la réalisation d'un travail exempt d'accident.

IND. **P 133** Fiche n° **16.241**

E. BREDENBRUCH. Eine Flammenschutzkleidung für den Bergbau. *Un vêtement ignifuge pour la mine.* — **Glückauf,** 1956, 15 septembre, p. 1089/1094, 12 fig.

Par suite de la combustion spontanée des lignites et des incendies fréquents dans ces exploitations, les équipements ignifuges des sauveteurs y sont développés depuis environ 40 ans. Il s'agit d'équipements qui doivent permettre un travail ordinaire tout en protégeant contre les flammes d'une explosion éventuelle. Après la guerre, à la suite de brûlures occasionnées à des sauveteurs par les flammèches d'une explosion, la Centrale de Sauvetage d'Essen mit à l'étude l'obtention d'un tel équipement. La firme H. Vorndamme (Bad Meinberg) en fabriquait déjà pour l'industrie des lignites.

Pour le fond, il fallait, en plus, qu'on puisse y adapter un appareil respiratoire, l'ensemble devait répondre aux conditions suivantes : 1) embouchure et pince de nez doivent se trouver sous le heaume et être raccordés au flexible extérieur du filtre à gaz - 2)les yeux doivent être protégés des fumées - 3) pour la protection de la tête, on doit pouvoir placer le chapeau de cuir sous le heaume.

De tels équipements ont été fabriqués : le heaume qui enferme la tête et pose sur les épaules, et le reste du vêtement : veste et pantalon avec gants et jambes de pantalons serrés par tirettes. Ils font l'objet de la DIN 23325 et ont été soumis à des essais pratiques.

IND. **P 24** Fiche n° **16.155**

R. BONNARDEL. Développement en France dans le domaine de la psychologie industrielle. — **Revue Internationale du Travail,** 1956, juin, p. 632/654.

Pendant longtemps, en France, les industriels ne se sont guère montrés disposés à ouvrir les portes de leurs industries à des psychologues. Depuis une dizaine d'années, cette situation a changé, les grandes entreprises cherchent à s'assurer le concours de spécialistes pour se faire aider à résoudre les problèmes humains. L'accessibilité et la position de ceux-ci sont rarement envisagées de façon identique par les industriels et les psychologues. L'action de ces derniers dépend de leur compétence et de leur réalisme, mais aussi et surtout du degré de compréhension et des concours rencontrés au sein de l'entreprise. Un bref rappel historique fait saisir la nouveauté, l'évolution, les possibilités actuelles et les limites de ce domaine.

IND. **P 33** Fiche n° **16.325**

T. J. R. SALES. The principles of method study applied to mining. *Les principes de l'analyse fonctionnelle appliquée à l'industrie minière.* — **Iron and Coal T.R.,** 1956, 21 septembre, p. 737/743, 6 fig.

Double objet : améliorer les méthodes et mesurer les tâches en vue d'améliorer l'emploi du matériel et de la main-d'œuvre pour accroître la productivité.

L'amélioration des méthodes suppose un choix de travail à étudier, une étude détaillée, l'examen critique des faits et la mise au point d'une méthode correcte.

A ce moment, on a étudié la mesure des tâches élémentaires de cette méthode avec chronométrage.

Exemples d'emploi dans les mines à l'échelon Siège : circuit des berlines aux recettes, creusement de galeries, capacité d'extraction, mise au terril.

A l'échelon Groupe : ensachage automatique des charbons pour livraison aux emplois domestiques, entretien des véhicules.

Détails sur les exemples : mise au terril, capacité d'extraction, contrôle du matériel et du magasin. Contrôle de l'emploi de la main-d'œuvre.

Discussion.

(Résumé Cerchar Paris).

Q. ETUDES D'ENSEMBLE.

IND. Q 110 et Q 430 Fiche n° **16.318**

W. I. JONES. Research and efficiency of production. *Recherche et efficience dans la production.* — **Colliery Guardian,** 1956, 27 septembre, p. 373/376 - **Iron and Coal T.R.,** 1956, 21 septembre, p. 749/750.

Par efficience, l'auteur comprend ici divers aspects : 1) la proportion élevée du gisement que l'on récupère - 2) le taux élevé du charbon rapporté aux pierres extraites - 3) l'amélioration des techniques permettant d'exploiter des couches anciennement inexploitables - 4) la réduction des dépenses d'exploitation à un minimum.

L'auteur passe en revue les études du Mining Research Establishment, mais tout d'abord il rappelle que c'est la découverte de la lampe Davy en 1815 qui a permis d'élever la production du seuil de 10 millions de t/an, que les coups de grisou pratiquement hebdomadaires ne permettaient pas de dépasser, à 150 millions de t en 1880.

Actuellement, on recherche : 1) de nouveaux gisements, en quelques années, on a foré 300 km de sondages coûtant 4 millions de £ - 2) de nouvelles techniques d'identification, notamment les spores fossiles - 3) de plus grands avancements en galeries : annuellement, on fore 150.000 km de trous de mine; on peut forer par rotation beaucoup plus vite en accroissant la poussée, en alignant les spires du fleuret sur celle du taillant, en empêchant les fuites d'eau par des joints - 4) l'utilité du forage roto-percutant, applicable seulement aux roches dures - 5) l'amélioration de la granulométrie du charbon avec le rabot activé - 6) l'élimination du danger des trous de mine en cassures par le tir avec infusion - 7) un soutènement marchant (M.R.E.-Dowty) - 8) les inconvénients mineurs des nouvelles bandes ignifuges : charges électrostatiques (combattues par des mises de noir de fumée dans la pâte de P.V.C.) et le glissement plus élevé (compoundage et transformation des têtes motrices) - 9) l'extraction des produits par pompage - 10) l'amélioration de la ventilation par les études sur analogues (de la Notting. Univer.) dont un est en service en Russie - 11) de nouveaux grisoumètres (McLuckie, Naylorspiralarm, MSAW 8 - 12) la diminution des cas de silicose (160.000 échantillons au précipitateur thermique l'an passé - 13) la diminution de chaleur dans les chantiers profonds (plus de 900 m) - 14) une meilleure lavabilité des fines à haute teneur en matières volatiles (nouvelles cellules de flottation) et leur séchage (essorage compressif) - 15) le briquettage sans brai - 16) les combustibles sans fumée, tirés de charbon à haute teneur en matières volatiles.

IND. Q 1101 Fiche n° **16.184**

A. TERRA et R. COURTIN. La mine future à travers les journées d'études du Congrès de l'Industrie Minérale. — **Revue de l'Industrie Minérale,** numéro spécial, 2 F., 1956, juillet, p. 451/475, 10 fig.

Introduction : il faut supputer l'avenir à long terme si l'on ne veut pas créer des installations *périmées à l'origine.*

L'avenir du charbon : en Europe, la satisfaction des besoins pousse à une expansion continue malgré les réserves limitées; sous cette optique, il faut un charbonnage aussi gros que le gisement le permet. Aux E.-U., les réserves ne manquent pas, le gros charbonnage est à prévoir.

Le gros charbonnage de l'avenir : la dispersion d'après l'importance des charbonnages est très grande partout. Le rapport du plus grand au plus petit est de 1000 en Angleterre, 50 en France. Un grand siège a plus de chance d'avoir un bon rendement, mais ceci n'est pas automatique : tel siège de 1000 t en Ruhr a un rendement supérieur à un autre de 7000 t/j.

On constate des paliers. L'influence de la concentration est traduite en diagrammes pour six charbonnages français.

Le chantier de la mine future : chantier de creusement (progrès récents : forage roto-percutant, étude des explosifs) - chantier d'abattage : l'influence de la mécanisation se marque surtout dans les grosses productions : diagrammes des prix de revient : il tend vers un minimum dans les tailles à piqueurs de 300 à 400 t, dans les tailles à haveuses et rabots de 500 à 600 t/jour.

Le transport hydraulique du charbon - L'exploitation en découverte - Les nouvelles mines de fer - Les moyens intellectuels : l'esprit individualiste est dépassé, le progrès exige des « bureaux d'engineering » pour les études économiques : l'actualisation - pour le travail, les recherches opérationnelles.

IND. Q 1120 Fiche n° **16.185**

M. CADEL. Dix ans de nationalisation des charbonnages de France. — **Revue de l'Industrie Minérale,** 1956, juillet, p. 339/361.

I. — *Bases de départ :* 1) inadaptation des structures, morcellement excessif des concessions, défaut d'entente - 2) défaut d'équipement, vétusté des installations, retard dans la mécanisation des chantiers, désordres accumulés par la guerre, économie désorganisée, recours à l'emprunt public impraticable.

Climat de l'époque : programme du Conseil de la Résistance, constitution de 1946; dans la confusion de la Libération, la plupart des anciens dirigeants des houillères durent abandonner leurs fonctions, grandes grèves insurrectionnelles de 1948, énergique prise de position du ministre de l'Industrie, M. Robert Lacoste.

II. — *Comment on a procédé :* A) organisation : neuf établissements publics, les Houillères de Bassin, et un organisme central : Charbonnages de France. Conseil d'Administration dans chaque bassin avec Président nommé par le Gouvernement, gestion pratique conférée au Directeur général. La tutelle de l'Etat se manifeste sous forme de contrôles désignés à la fois par le pouvoir exécutif et le pouvoir législatif (contrôle parlementaire jugé discutable). Fonctionnement pratique : établissement central de dimensions très réduites.

B) Problème de modernisation. Méthodes : a) concentration : 109 sièges en 1947 - 83 en 1956 - objectif final 46 - b) outillage, régression du marteau piqueur au profit du havage et du rabotage, transport sur convoyeurs et grandes berlines, soutènement métallique, esprit d'initiative des cadres et du personnel, collaboration avec les constructeurs. Les étapes : en 1928, production 49 millions de t, rendement fond 1158 kg - en 1952, 59 millions de t, rendement fond plus de 1600 kg. Rendement général : 831 kg en 1938, 1050 kg actuellement.

III. — Problèmes actuels : situation financière - situation commerciale - les Houillères françaises dans la communauté : nécessité d'une plus grande liberté de gestion. - Discussion.

IND. **Q 1120** et **P 33** Fiche n° **16.242**

W. WALDNER. Neuzeitliche Betriebsführung im nordfranzösischen Steinkohlenbergbau nach Eindrücken auf einer Studienreise. *Direction modernisée dans les mines de charbon du Nord de la France, impressions d'un voyage d'étude.* — **Glückauf,** 1956, 15 septembre, p. 1094/1106, 4 fig.

Introduction sur l'évolution de la production et aperçu sur les conditions géologiques. Etude détaillée de l'organisation et de la conduite du groupe. Caractéristiques : abondance d'ingénieurs et manque de surveillants techniquement formés. Les Charbonnages de France y remédient par la création d'une école de formation professionnelle des cadres. Tableaux organigrammes de l'administration et de l'exploitation d'un groupe du nord de la France.

Etude des temps et du travail par le système Bedaux. Les salaires de chaque groupe de mines sont calculés par un seul bureau, avec un ingénieur administratif comme directeur. Ceci nécessite des études très poussées et des chronométreurs que fournit une société d'étude du travail pourvue d'engins modernes de mesure. Le salaire est calculé journellement, ce qui, psychologiquement, est avantageux. Un contrôle centralisé assure une rétribution exacte et une analyse des dépenses.

Par une délimitation précise des responsabilités, les travaux de l'ingénieur de chantiers et de l'ingénieur administratif se différencient nettement. Des conférences des ingénieurs administratifs entre eux et avec les ingénieurs d'exploitation améliorent le climat de l'entreprise. Un roulement des services évite les discordes et les ignorances. Les questions administratives difficiles sont soumises à la C.I.O. (Compagnie d'Ingénieurs en Organisation). La qualité visible des dirigeants des mines françaises, c'est la facilité de conception et de réalisation : peu importe la façon, seul compte le résultat.

R. RECHERCHES - DOCUMENTATION

IND. **R 21** Fiche n° **16.266**

X. Vortragsveranstaltung des Ausschusses Förderer beim S.K.B.V. am 3 Mei 1956 in Essen. *Conférence du Comité des Convoyeurs par la S.K.B.V. le 3 mai 1956 à Essen.* — **Glückauf,** 1956, 29 septembre, p. 1137/1183.

K. Notthoff : Activité et buts du Comité des Convoyeurs (f. 16.267 - E 10).

A. Ewers : Généralités sur le choix et emploi des convoyeurs dans les plateures (f. 16.268 - E 10).

H. Meiners : Emploi et économie des convoyeurs à brin inférieur porteur (f. 16.269 - E 1315).

K. Gross : Limites économiques d'emploi des convoyeurs à raclettes à deux brins de chaîne (f. 16.270 - E 122).

D. Wussow : Considérations sur le transport en chassage en gisements inclinés (f. 16.271 - E 20).

E. Verenkotte : Quelques données théoriques sur l'emploi des convoyeurs continus (f. 16.272 - E 1310).

W. Sardemann : Qualité et réception des bandes de convoyeurs, spécialement des fabrications récentes (f. 16.273 - E 1311).

O. Stähler : Dangers d'accidents et mesures de protection pour les convoyeurs continus (f. 16.274 - P 1225).

B. Passmann : Conclusion.

Bibliographie

W. RAACK, P. SCHORN, E. SCHROEDTER. — **Jahrbuch des deutschen Bergbaus 1956** - Annuaire de l'industrie minière allemande 1956 - Verlag Glückauf, 1440 pages - 28 DM. - Reliure toile 16 × 21 cm.

La présentation de l'Annuaire des Mines allemandes, dont l'édition 1956 vient de paraître, n'est plus à faire; il est reconnu à juste titre comme la publication annuelle la plus représentative de l'ensemble des mines de l'Allemagne occidentale. Nous l'avons détaillé dans une bibliographie antérieure (cf. A.M.B. janvier 1956, p. 157).

Presque tous les chapitres ont été enrichis par de nouvelles informations, en outre les modifications apportées dans les contributions particulières sont nombreuses et étendues : la structure d'une branche de l'économie allemande, aussi grande et importante que celle des mines, est en évolution continue.

En ce qui concerne la réincorporation de la Sarre dans la République Fédérale, l'Annuaire ne pouvait pas anticiper sur l'évolution politique; cependant de nombreuses transformations et groupements sont déjà signalés, tels par exemple que la fusion de la Mülheimer Bergwerksverein et de la Diergardt-Mevissen Bergbau avec la S. A. des Steinkohlenbergwerke Mathias Stinnes.

Dans l'édition précédente, une plume autorisée avait montré l'importance des mines de charbon pour la vie économique allemande. Dans l'édition 1956, le Dr.-Ing. H. Wisselmann publie une monographie remarquable sur l'évolution des mines de potasse au cours de leur cent premières années d'existence : c'est en effet en 1856 que le fonçage du puits Manteuffel, à Stassfurt, a marqué le début des exploitations souterraines. L'auteur, qui occupe une place dirigeante dans ces mines, assume depuis 1956 la présidence du Conseil de la Kaliverein à Hannover. Sa contribution sur l'évolution économique et technique de ces mines sera certainement appréciée des lecteurs.

La fidélité et la rapidité avec lesquelles l'annuaire suit l'évolution impliquent une somme de travail qui explique la parution parfois un peu tardive, mais manifestent en même temps la supériorité incontestable de l'Annuaire dans l'Europe occidentale.

METALLGESELLSCHAFT A. G. — **Tableaux statistiques** : aluminum - plomb - cuivre - zinc - étain - cadmium - magnésium - nickel - mercure et argent - 43e publication 1946-1955 - Francfort/Main - Octobre 1956 - Relié toile, format 22 × 31 cm, 220 pages, nombreux tableaux, abaques et diagrammes en couleurs.

Les tableaux statistiques concernant les métaux ont été publiés pour la première fois en 1893, l'entreprise qui s'y intéresse vient d'atteindre ses 75 ans. A cette occasion, un aperçu historique a paru indiqué.

Quoique l'histoire de certains métaux remonte à plusieurs milliers d'années avant J.-C., on ne possède des données de statistiques comparables et relevées d'une façon continue en ce qui concerne les métaux non ferreux que depuis le début du XIXe siècle. Jusqu'à ce moment, le mode de vie correspondait d'ailleurs à une consommation de métaux très faible par rapport aux besoins actuels. Au total, dans cet intervalle de plusieurs milliers d'années, on a consommé moins de métaux que dans les dix années écoulées entre 1945 et 1955. Tandis que, depuis 1800 jusqu'à présent, la population mondiale a triplé, la production et la consommation des métaux ont été multipliées par 230. Ceci est dû au fait que les méthodes d'extraction et de préparation ont été constamment améliorées et rationalisées et aussi parce que l'on a pu créer les conditions nécessaires pour découvrir et exploiter à grande échelle des gisements de minerais situés en dehors d'Europe. On a même construit en Europe et aux Etats-Unis des usines ne dépendant d'aucun gisement particulier, qui se chargeaient de la préparation des métaux à grande échelle en partant des minerais importés. Mais, au fur et à mesure du développement économique des pays miniers d'Outre-Mer, les conditions permettant la construction d'usines de traitement des métaux ont été réalisées. A la suite des guerres mondiales, il s'est développé une tendance au regroupement de la production métallurgique sur les lieux de travail. Dans les dix années à venir, on doit compter sur un accroissement rapide de la consommation des métaux du fait des progrès rapides de l'industrialisation dans les pays jusqu'ici sous-développés. En tablant sur une consommation de métaux égale à la moitié de celle des pays industriels, on aurait une consommation supplémentaire de dix millions de tonnes de métaux par an. Les groupements d'exploitations minières et transformatrices, la récupération des vieux métaux et la découverte de nouveaux matériaux de base, tels que les plastiques, sont autant d'éléments qui influent dans des sens divers sur l'évolution du commerce des métaux envisagés.

Les chiffres de production, de consommation et de prix sont disposés de façon très systématique à divers points de vue : métaux, pays, avec des regroupements par continent et, pour le monde, des graphiques condensent l'évolution et matéria-

lisent les rapports de masse et de prix. La consultation est aisée et rapide.

L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

Les « Annales des Mines de Belgique » ont le grand plaisir de saluer ce jour la naissance d'un jeune confrère. Il s'agit de « L'Industrie Charbonnière », publication trimestrielle éditée par la Fédération Charbonnière de Belgique.

Elle se présente sous forme d'une élégante brochure, mince et de ligne très moderne. Le papier est agréable et l'impression soignée. Les articles sont courts, on les lit sans fatigue d'un bout à l'autre.

L'objectif est précisé comme suit dans l'éditorial :

« Aujourd'hui encore on exige énormément de » l'industrie charbonnière et, avant tout, qu'elle » fournisse un maximum de matière à des prix » fixés d'autorité, sans souci suffisant du niveau » réel des coûts de production. A ces exigences, » comme aux exigences du progrès social et du » progrès technique, les exploitations charbonnières se sont efforcées de faire face, dans l'intérêt de la Nation.

» Elles l'ont fait peut-être avec trop de discrétion, dans la satisfaction du devoir accompli. » Ainsi règne dans l'opinion une regrettable ignorance des conditions de vie de notre industrie » n° 1. Cette ignorance a pu susciter des malveillances injustifiées vis-à-vis de ceux qui, à l'admiration des techniciens étrangers, conduisent la » perpétuelle évolution de nos exploitations » houillères.

» Il a donc paru nécessaire qu'à l'exemple des » autres fédérations de producteurs, la Fédératon » Charbonnière de Belgique publie un organe. » Celui-ci paraîtra tous les trois mois et sera » adressé aux élites de la Nation. Il ne s'agit pas » là d'une entreprise de justification car l'industrie charbonnière n'a aucunement à se justifier, » mais il s'agit d'une œuvre d'information qui » rapprochera l'opinion publique du monde de » la mine tout entier ».

Les Annales souhaitent longue vie et prospérité à cette nouvelle publication.

LES ANNALES DES MINES DE FRANCE - Décembre 1956.

M. P. SEYER donne la suite de son mémoire sur les *laveries gravimétriques françaises*, dont la première partie a paru dans le numéro d'octobre et a suscité un vif intérêt.

Les géologues trouveront, sous la signature de M. H. PELISSONNIER une intéressante *étude tectonique du champ filonien de Chibraz*. Elle donne une interprétation des différentes fractures observées, ainsi que des recommandations précises sur les recherches minières à entreprendre.

Ce que tout ingénieur devrait connaître en matière de génie atomique se trouve condensé dans l'article de M. G. BESSE : *Quelques notions de génie atomique*.

La Chronique habituelle des métaux, minerais et substances minérales diverses ainsi que des notes bibliographiques complètent la livraison.

LES ANNALES DES MINES DE FRANCE - Janvier 1957.

Le mémoire de M.P. SEYER sur les *Laveries gravimétriques françaises*, dont les deux premières parties ont paru dans les numéros d'octobre et de décembre 1956, se termine par l'étude de la mine d'étain d'Abbaretz.

Les différents aspects, techniques et économiques, de *la production salinière française* font l'objet d'un article solidement documenté de M. J. CREISSELS.

Des prévisions de consommation d'énergie dans les foyers domestiques ont été demandées par le Commissariat Général au Plan de modernisation et d'équipement à M. VENTURA, rapporteur de la Commission de l'Energie. Il a paru d'actualité d'en donner connaissance aux lecteurs des *Annales des Mines*.

La chronique habituelle des métaux, minerais et substances minérales diverses ainsi que des notes bibliographiques et des informations complètent la livraison.

OFFICE INTERNATIONAL DU CAOUTCHOUC — Journées techniques sur les applications du caoutchouc dans les mines de houille.

Les Journées Techniques sur les Applications du Caoutchouc dans les Mines de Houille ont eu lieu en mai 1955 à Liège, dans le cadre de la Foire Internationale.

Les textes des communications ont paru dans les Annales des Mines de Belgique, livraisons de juillet, septembre et novembre 1955.

Ces communications sont réunies dans une seule brochure qui vient de sortir de presse. Elle compte 80 pages 210 × 297 et n'est pas dans le commerce. Les personnes qui désirent l'obtenir, peuvent s'adresser à l'Office International du Caoutchouc, 134, avenue Louise, Bruxelles. Le prix en a été fixé à 50 F. Paiement au C.C.P. 4359.07 de la Fondation du Caoutchouc (compte O.I.C.B.), Bruxelles; indication sur le talon de l'ordre de paiement: Publication R.S. 10.036, Journées Liège. La provision est très limitée.

Communiqués

CENTRE BELGE D'ETUDE ET DE DOCUMENTATION DES EAUX A.S.B.L.

Programme provisoire des journées du CEBEDEAU à Liège, du 9 au 11 mai 1957.

I^er^ THEME : *Eaux pour chaudières.*

Les températures-limites optima dans les tubes de chaudières au double point de vue sécurité et économie, et les conséquences quant au traitement et au contrôle des eaux.

II^e^ THEME : *Eaux résiduaires saisonnières.*

Le traitement économique des eaux résiduaires des industries saisonnières (sucreries, conserveries de légumes, rouissage, etc...).

III^e^ THEME : *L'incidence des activités biologiques dans les domaines :*

1°) eaux de qualité (alimentation et industries alimentaires) ;

2°) eaux résiduaires.

CORROSION

Les problèmes de la corrosion par l'eau seront traités dans leurs rapports avec les thèmes cités, au cours des trois journées.

PRIX LUCIEN DENOEL

Le Professeur Lucien DENOEL a enseigné l'exploitation des mines à l'Université de Liège et a formé quarante générations d'ingénieurs qui exercent leur profession dans le monde entier.

En témoignage de reconnaissance, ses anciens élèves ont fondé le Prix Lucien DENOEL. Il est décerné, sans distinction de diplôme ou de nationalité, à l'auteur d'un travail relatif à l'exploitation ou à l'exhaure ou à la ventilation des mines ou à l'emploi des explosifs dans la mine ou à la préparation mécanique du charbon. Le travail doit témoigner d'un véritable esprit scientifique, comporter une part importante d'originalité et n'avoir pas fait l'objet d'une publication antérieure.

Le Prix est de 60 000 FB. Il sera accordé quatre fois, dont la première en 1957.

Les mémoires doivent être rédigés dans l'une des langues française, néerlandaise, allemande ou anglaise, et comporter au maximum 10 000 mots, figures comprises. Ils doivent être établis en trois exemplaires et être adressés au Jury du Prix Lucien DENOEL, c/o A.I.Lg., 22, rue Forgeur, Liège (Belgique), avant le 1^er^ juillet 1957.

Le Jury se réserve le droit de publier le mémoire primé dans une revue belge.

FEDERATION DES INDUSTRIES CHIMIQUES DE BELGIQUE

Prix de la chimie appliquée.

Ce prix, d'un montant de 50 000 F a été créé en 1954, par la Fédération des Industries Chimiques de Belgique.

Il est destiné à récompenser le ou les auteurs de contributions importantes au développement de l'Industrie Chimique Belge, et a été décerné pour la première fois en 1955.

Devant le succès rencontré par son initiative, la Fédération précitée a décidé d'allouer une nouvelle fois le prix en 1957, abrégeant ainsi le délai fixé originairement à trois ans.

Pour apprécier les mérites des candidats, le Jury fera entrer en ligne de compte, non seulement les publications éventuelles de travaux originaux, mais aussi les brevets et avant tout les réalisations industrielles, telles que l'introduction de fabrications nouvelles, les inventions ou perfectionnements de procédés, l'amélioration des méthodes d'analyse et de contrôle des fabrications, etc...

Les candidats devront résider en Belgique ou dans la Colonie depuis au moins trois ans, sans distinction de nationalité et être de préférence porteur d'un diplôme universitaire d'Ingénieur Civil, de Docteur ou Licencié en Sciences, de Docteur en Médecine, de Docteur en Pharmacie ou de Pharmacien.

Les candidatures devront parvenir avant le 31 mai 1957, sous pli recommandé, au Directeur de la Fédération des Industries Chimiques de Belgique, 32, rue Joseph II, à Bruxelles.

Le règlement, ainsi que tous renseignements complémentaires peuvent être obtenus à la même adresse.

LA NORMALISATION DES BANDES TRANSPORTEUSES EN CAOUTCHOUC

De nombreuses industries utilisatrices de bandes transporteuses en caoutchouc ont, pour la réception des bandes, senti le besoin d'une réglementation fixant des spécifications et des méthodes d'essai ayant l'agrément des fabricants.

Ce rôle, seule la normalisation pouvait le remplir. L'Institut Belge de Normalisation (IBN), sollicité par la Fédération Charbonnière de Belgique d'entreprendre l'étude du problème, mit tout en œuvre pour mener à bien cette tâche. Une commission technique fut instituée, comprenant des délégués des fabricants et des industries faisant usage de bandes transporteuses en caoutchouc.

Il est réconfortant de constater que l'IBN a trouvé en ces personnes un concours dévoué, nécessaire d'ailleurs pour atteindre le résultat escompté. L'effort consenti par chacun a été couronné de succès, puisqu'il a abouti, en premier lieu, à un projet de norme belge qui fut soumis, pendant trois mois, à l'enquête publique en Belgique et à l'étranger. Ce stade capital confère au travail ce caractère de solidité et de sérieux qui fait toute sa valeur, car il permet de recueillir les critiques des milieux intéressés et de modifier le projet en conséquence.

En août 1956 fut publiée la première édition de la norme belge NBN 391 intitulée : BANDES TRANSPORTEUSES EN CAOUTCHOUC POUR PRODUITS NON ACIDES ET DONT LA TEMPERATURE NE DEPASSE PAS 90° C.

Une fois de plus, la normalisation a doté l'industrie d'un outil efficace, à la satisfaction tant des fabricants que des utilisateurs de bandes transporteuses.

Les premiers sont maintenant armés contre les fabricants peu consciencieux qui pourraient apparaître et leur faire concurrence, au détriment de la qualité et de la bonne réputation de l'industrie à laquelle ils appartiennent. Les seconds peuvent être assurés d'acquérir des produits de qualité en rapport avec les possibilités techniques normales et présentant le maximum de garantie. Les deux parties enfin, d'accord avec les conditions de réception, vont éviter bien des malentendus et des litiges.

La norme belge NBN 391 comprend les quatre chapitres suivants :

1. — *Spécifications :*

Faisant suite à des indications concernant l'aspect extérieur du revêtement, le revêtement des bords et l'âme des bandes (répartition des joints longitudinaux, des joints transversaux et position des jonctions), un tableau réunit les caractéristiques de qualité que l'utilisateur est en droit d'exiger sur le revêtement en caoutchouc, sur l'âme en textile (bande dépourvue de revêtement) et sur plis séparés (toiles de coton imprégnées de caoutchouc constituant l'âme de la bande).

On s'est efforcé de ne retenir que les caractéristiques les plus significatives et, par là même, de limiter le nombre des essais de contrôle.

Seules les caractéristiques mécaniques intéressent l'usager et toute liberté a été laissée au fabricant quant à la préparation de ses produits, pourvu que ceux-ci répondent aux exigences d'emploi.

Les caractéristiques mécaniques normalisées

— la résistance maximum à la traction et l'allongement minimum du revêtement en caoutchouc (qualités normale et supérieure).

La fixation de caractéristiques d'usure, bien qu'intéressante, a été écartée, etant donnée l'impossibilité de normaliser actuellement l'essai d'abrasion (difficulté de se procurer des papiers abrasifs de caractéristiques constantes nécessaires à la réalisation de l'essai).

Il n'existe pas de relation entre l'essai d'abrasion et l'usure réelle des bandes en service. Cet essai ne pourrait être retenu qu'à condition de comparer différentes qualités de caoutchouc dans un même laboratoire et suivant un même procédé.

Pour donner à l'utilisateur une garantie supplémentaire sur la durée d'emploi du revêtement, la norme indique les valeurs de la résistance et de l'allongement que doit présenter le caoutchouc, après avoir été soumis à un vieillissement accéléré.

La résistance minimum de la pleine épaisseur de l'âme en textile à la traction et l'allongement dans les deux sens : chaîne et trame, pour des bandes de 3, 4 et 5 plis.

La résistance minimum à la traction et l'allongement dans les deux sens chaîne et trame des plis séparés.

— les valeurs minima de l'adhérence entre plis et entre revêtement et plis avant et après vieillissement.

Toutes ces caractéristiques mécaniques ont pu être déterminées à la suite de très nombreux essais exécutés aussi bien dans les laboratoires des fabricants que dans ceux des utilisateurs ayant participé à l'établissement de la norme.

Les spécifications indiquent en outre les tolérances à respecter sur la largeur et la longueur des bandes, ainsi que sur la largeur des bords en caoutchouc et l'épaisseur du revêtement. Bien qu'un des objectifs de la normalisation soit de restreindre la diversité des dimensions des produits finis, il a été constaté que, dans le cas des bandes transporteuses, il n'était pas possible de normaliser actuellement les largeurs.

Enfin, le chapitre des spécifications comporte un court paragraphe sur le marquage, prévoyant que celui-ci n'est effectué qu'à la demande de l'utilisateur.

Au sujet du marquage, et ceci s'adresse plus particulièrement aux fabricants, l'Institut Belge de Normalisation (IBN) a déposé la marque de conformité BENOR destinée notamment à établir la conformité des produits qu'elle couvre, à des normes établies par lui. L'apposition de cette marque ne fait évidemment pas obstacle à l'emploi simultané d'une marque individuelle ou collective mais elle atteste le niveau exact de qualité des produits.

2. — *Généralités :*

Ce chapitre fournit des indications

— sur la longueur de bandes à spécifier dans les commandes,
— sur les dispositions à prendre pour réaliser les essais de réception,
— sur le conditionnement des éprouvettes au laboratoire,
— sur certaines caractéristiques des machines de traction.

3. — *Prélèvement des échantillons :*

Préambule habituel aux méthodes d'essai, ce chapitre fixe la longueur des échantillons à prélever et le nombre d'échantillons à prévoir d'après les longueurs de bandes commandées.

4. — *Méthodes d'essai :*

Pour pouvoir contrôler les valeurs des caractéristiques introduites dans le chapitre 1 — Spécifications, il est indispensable de disposer de méthodes d'essai parfaitement mises au point.

Un soin tout particulier a été apporté à la rédaction des méthodes d'essai :

— de traction sur revêtement,
— de traction sur l'âme en textile,
— d'adhérence entre plis et entre revêtement et plis,
— de vieillissement,

en donnant pour chacun des essais : le principe, l'expression des résultats, la manière de prélever et de préparer les éprouvettes, les caractéristiques de la machine utilisée, la description claire du mode opératoire et la façon de déterminer le résultat.

Des « projets de Recommandations » déjà établis par le Comité Technique ISO/TC 45 — Caoutchouc — de l'Organisation Internationale de Normalisation (ISO) ont été pris en considération pour la rédaction des textes relatifs aux essais de traction sur revêtement, d'adhérence et de vieillissement.

L'essai de traction sur l'âme en textile a fait l'objet d'une étude approfondie en laboratoire, car il a fallu rechercher la forme et les dimensions les plus appropriées des éprouvettes à prélever, soit, des plis soit de la pleine épaisseur de l'âme en textile.

Il est entendu que la réception des bandes peut être basée :

— soit sur l'essai de traction sur plis séparés prélevés de la bande finie,
— soit sur l'essai de traction effectué sur la pleine épaisseur de l'âme en textile dépouillée du fourreau de gomme protecteur; dans ce cas, des essais peuvent, *à titre de contrôle*, être réalisés sur plis séparés, mais ce contrôle n'intervient pas lors de la réception des bandes.

L'utilité de la normalisation des bandes transporteuses en caoutchouc se manifeste également sur le plan international. En effet, le problème va être étudié au sein du Comité Technique ISO/TC 41 — Poulies et courroies.

La Belgique est Membre de ce Comité et lors des réunions de celui-ci, les délégués de notre pays trouveront dans la norme NBN 391 un appui solide pour la défense du point de vue belge.