

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. — Journée d'information sur les agglomérés non fumeux, organisée par Inichar le 20 juin 1960 : Rapports par J. Venter, P. Ledent, M. Marcourt et J. Dupont. — R. Legrand : Les récents forages profonds et la question du pétrole en Belgique. — J. Fripiat : Récentes recherches sur le tir à temps. — Matériel minier. — Inichar : Revue de la littérature technique. — Bibliographie.

COMITE DE PATRONAGE

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

BESCHERMEND COMITE

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

COMITE DIRECTEUR

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

BESTUURSCOMITE

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

ANNALES DES MINES

DE BELGIQUE

N° 9 - Septembre 1960

ANNALEN DER MIJNEN

VAN BELGIE

Nr 9 - September 1960

Direction-Rédaction :

**INSTITUT NATIONAL
DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE**

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

Directie-Redactie :

**NATIONAAL INSTITUUT
VOOR DE STEENKOLENNIJVERHEID**

Sommaire — Inhoud

Renseignements statistiques belges et des pays limitrophes 828

JOURNEE D'INFORMATION SUR LES AGGLOMERES NON FUMEUX organisée par INICHAR le 20 juin 1960

J. VENTER — Avant-propos	833
P. LEDENT — Rappel des réalisations en matière d'agglomérés non fumeux	835
M. MARCOURT — Agglomération des charbons maigres par des liants non fumeux	837
J. DUPONT — Le défumage oxydant des agglomérés au brai de houille	851
P. LEDENT — Production de boulets non fumeux par carbonisation à basse température	855
Discussion	871

NOTES DIVERSES

R. LEGRAND — Les récents forages profonds et la question du pétrole en Belgique	873
J. FRIPIAT — Récentes recherches sur le tir à temps	884
MATERIEL MINIER (Notes rassemblées par INICHAR) : Foreuse utilisée pour le creusement des puits et burquins — Haveuse pour niches en tailles mécanisées — Creusement de galeries par mineur continu — Remblayeuse verticale — Tracteur de mine antigrisouteux — Raccordement flexible pour galeries — Indicateur de niveau	894

BIBLIOGRAPHIE

INICHAR — Revue de la littérature technique	904
Divers	918

COMMUNIQUE

919

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

EDITION - ABONNEMENTS - PUBLICITE - UITGEVERIJ - ABONNEMENTEN - ADVERTENTIEN

BRUXELLES 5 • EDITIONS TECHNIQUES ET SCIENTIFIQUES • BRUSSEL 5
Rue Borrens, 37-39 - Borrensstraat — Tél. 48.27.84 - 47.38.52

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

BELGIQUE

MINES DE HOUILLE

AVRIL 1960

BASSINS MINIERES	Production totale (Tonnes) (1)	Consommation propre et fournitures au personnel (Tonnes)	Stock (Tonnes)	Jours ouvrés (2)	PERSONNEL												Grisou capté valorisé (6)		
					Nombre moyen d'ouvriers			Indices (3)				Rendement (kg)		Présences % (4)		Mouvement de la main-d'œuvre (5)			
					à veine	Fond	Fond et surface	Veine	Taille	Fond	Fond et surface	Fond	Fond et surface	Fond	Fond et surface	Belge		Etrangère	Totale
Borinage	214.220	29.605	1.010.982	18,51	—	8.589	11.924	—	0.312	0.758	1.069	1.320	935	76,99	79,95	— 210	— 215	— 425	993.268
Centre	165.607	45.433	764.686	16,45	—	7.352	9.859	—	0.301	0.773	1.089	1.293	918	81,79	83,79	— 267	— 418	— 685	1.205.622
Charleroi	465.383	49.155	2.453.758	19,46	—	16.104	22.655	—	0.281	0.706	1.027	1.417	974	79,12	81,56	— 182	— 205	— 387	1.941.626
Liège	316.925	35.437	854.502	22,42	—	12.610	17.135	—	0.351	0.906	1.243	1.103	805	81,04	83,47	— 160	— 150	— 310	—
Campine	759.222	69.015	2.355.200	20,40	—	22.917	31.040	—	0.225	0.627	0.859	1.596	1.165	89,44	91,16	— 214	— 89	— 303	1.351.094
Le Royaume	1.921.357	228.645	7.439.128	19,89	—	67.549	92.567	—	0.276	0.719	1.006	1.390	994	82,89	85,08	— 1033	— 1077	— 2110	5.491.610(8)
1960 Mars	2.048.003	253.333	7.440.042	20,72	—	69.416	94.821	—	0.278	0.720	1.004	1.388	996	83,42	85,35	— 711	— 712	— 1423	6.658.179(8)
Février	1.931.853	252.945	7.385.556	20,23	—	67.113	91.515	—	0.280	0.726	1.010	1.378	990	80,35	82,13	— 573	— 378	— 951	6.413.754(8)
1959 Avril	2.057.096	237.243	7.541.335	19,47	—	83.734	113.164	0,14	0,32	0,81	1,12	1.229	892	85,70	87,43	— 1038	— 1037	— 2075	8.391.476(8)
Moyenne mensuelle	1.896.401	237.056	7.496.188(7)	18,73	—	77.816	105.855	0,14	0,31	0,79	1,10	1.262	907	85,43	87,31	— 739	— 825	— 1564	7.122.516
1958 » »	2.255.186	258.297	6.928.346(7)	21,27	—	76.964	104.669	0,14	0,34	0,87	1,19	1.153	842	85,92	87,80	— 141	— 802	— 943	8.153.611
1957 » »	2.423.866	233.799	1.412.987(7)	23,29	14.541	90.542	124.132	0,14	0,34	0,87	1,19	1.150	838	84,86	86,49	— 44	+ 873	+ 829	8.284.839
1956 » »	2.455.079	254.456	1.179.157(7)	23,48	13.666	82.537	112.943	0,14	0,35	0,86	1,19	1.156	838	84,21	86,29	— 357	— 300	— 657	7.443.776
1954 » »	2.437.393	270.012	2.806.020(7)	24,04	17.245	86.378	124.579	0,16	0,38	0,91	1,27	1.098	787	83,53	85,91	— 63	— 528	— 591	4.604.060
1952 » »	2.532.030	199.149	1.678.220(7)	24,26	18.796	98.254	135.696	0,18	0,40	0,96	1,34	1.042	745	78,7	81	— 97	— 7	— 104	3.702.887
1950 » »	2.276.735	220.630	1.041.520(7)	23,44	18.543	94.240	135.851	0,19	—	0,99	1,44	1.014	696	78	81	— 418	— 514	— 932	—
1948 » »	2.224.261	229.373	840.340(7)	24,42	19.519	102.081	145.366	0,21	—	1,14	1,64	878	610	—	85,88	—	—	—	—
1938 » »	2.465.404	205.234	2.227.260(7)	24,20	18.739	91.945	131.241	0,18	—	0,92	1,33	1.085	753	—	—	—	—	—	—
1913 » »	1.903.466	187.143	955.890(7)	24,10	24.844	105.921	146.084	0,32	—	1,37	1,89	731	528	—	—	—	—	—	—
1960 Semaine du 5 au 11 septembre	451.421	—	7.072.686	5,37	—	51.242	72.376	—	—	0,685	0,973	1.459	1.028	64,7	68,96	—	—	— 87	—

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

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

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

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

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

(6) En m³ à 8.500 Kcal, 0° C 760 mm de Hg.

(7) Stock fin décembre.

(8) Dont environ 5 % non valorisés.

BELGIQUE

FOURNITURES DE CHARBONS BELGES AUX DIFFERENTS SECTEURS ECONOMIQUES (en tonnes)

AVRIL 1960

PERIODES	Secteur domestique	Administrations publiques	Cokeries	Usines à gaz	Fabriques d'agglomérés	Centrales électriques	Sidéurgie	Constructions métalliques	Métaux non ferreux	Produits chimiques	Chemins de fer et Vicinaux	Textiles	Industries alimentaires	Carrières et industries dérivées	Cimenteries	Papeteries	Autres industries	Exportation	Total du mois
1960 Avril	278.116	6.151	614.195	—	101.203	257.187	10.750	7.379	29.335	16.490	62.861	5.464	13.422	40.122	70.325	14.140	20.712	144.408	1.692.260
Mars	237.932	14.909	636.561	—	85.457	258.366	11.012	8.762	26.947	20.714	70.951	5.816	14.716	41.294	74.780	17.656	21.172	190.699	1.737.744
Février	220.073	19.425	600.155	—	88.963	272.133	12.696	10.150	27.924	19.997	73.452	4.480	14.661	34.897	37.316	16.474	21.136	158.180	1.632.112
1959 Avril	247.869	4.539	588.048	58	87.446	211.835	11.573	6.937	32.695	25.424	68.974	4.575	19.858	37.273	52.348	14.151	33.494	178.062	1.625.159
Moyenne mensuelle	255.365	13.537	562.701	86	78.777	243.019	10.245	7.410	24.783	25.216	64.286	4.890	17.478	38.465	45.588	13.703	26.599	179.876	1.612.024
1958 » »	264.116	12.348	504.042	286	81.469	174.610	10.228	8.310	24.203	23.771	72.927	5.136	22.185	41.446	32.666	14.885	18.030	226.496	1.537.155
1957 » »	395.089	16.299	576.556	412	140.664	263.564	13.272	10.496	39.906	37.114	77.292	10.016	30.247	55.693	69.929	20.749	26.857	312.633	2.096.788
1956 » »	420.304	15.619	599.722	476	139.111	256.063	20.769	12.197	40.601	41.216	91.661	13.082	30.868	64.446	71.682	20.835	31.852	353.828	2.224.332
1954 » »	415.609	14.360	485.878	1.733	109.037	240.372	24.211	12.299	40.485	46.912	114.348	14.500	30.707	61.361	62.818	19.898	30.012	465.071	2.189.610
1952 » »	480.657	14.102	—	708.921	—	275.218	34.685	16.683	30.235	37.364	123.398	17.838	26.645	63.591	81.997	15.475	60.800	209.060	2.196.669

BELGIQUE

COKERIES

AVRIL 1960

GENRE PERIODES	Fours en activité		Charbons (t)			Huiles combustibles (t)	COKE (t)														Ouvriers occupés					
	Batteries	Fours	Reçu		Enfourné		Production			Consommation propre	Livraison au personnel de la cokerie	Débit							Stock en fin de mois (t)							
			Belge	Etranger			Gros coke de plus de 80 mm	Autres	Total			Secteur domestique	Administrations publiques	Sidérurgie	Centrales électriques	Usines à gaz	Chemins de fer	Autres secteurs		Exportations		Total				
Minières . . .	8	277	146.258	—	137.906	7	84.959	24.064	109.023	908	272	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	48.353	811	
Sidérurgiques . . .	30	1.085	421.674	110.096	533.847	98	345.177	67.393	412.570	3.968	2.828	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	116.689	2.523	
Autres . . .	12	296	52.431	84.031	131.467	532	71.496	26.786	98.282	1.082	161	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	93.853	1.198	
Le Royaume . . .	50	1.658	620.363	194.127	803.220	637	501.632	118.243	619.875	5.958	3.261	7.415	3.260	459.515	60	—	365	45.881	71.908	588.404	258.895	—	—	—	4.532	
1960 Mars . . .	50	1.645	641.060	214.166	850.008	972	526.132	127.735	653.867	8.921	4.822	12.072	3.272	495.166	2.134	—	1.056	52.706	70.741	637.147	236.643	—	—	—	4.493	
Février . . .	51	1.684	624.147	196.593	820.740	1.087	487.663	122.399	610.062	12.329	6.288	18.401	3.498	461.191	2.021	—	1.408	51.929	84.162	622.610	233.666	—	—	—	4.476	
1959 Avril . . .	49	1.629	565.601	241.152	754.840	220	474.932	111.462	586.394	11.049	3.869	5.798	2.305	485.385	2.082	—	—	38.769	58.531	592.870	296.646	—	—	—	4.475	
Moy. mens.	50	1.658	551.838	225.035	774.839	454	482.733	118.684	601.417	8.821	5.179	11.064	2.592	453.506	2.292	—	1.151	45.020	70.516	586.141	291.418(2)	—	—	—	4.529	
1958 » »	47	1.572	504.417	233.572	744.689	495	467.739	107.788	575.527	9.759	5.445	11.030	3.066	423.137	2.095	—	1.145	41.873	74.751	557.097	276.110(2)	—	—	—	3.980	
1957 » »	46	1.574	576.062	198.803	768.730	484	488.370	108.003	596.373	7.287	5.512	10.732	3.990	427.044	2.617	—	1.221	50.337	75.117	571.058	237.403(2)	—	—	—	4.881	
1956 » »	44	1.530	601.931	196.725	784.875	10.068(3)	492.676	113.195	605.871	7.228	5.154	15.538	5.003	433.510	1.918	69	2.200	56.567	76.498	591.308	87.208(2)	—	—	—	4.137	
1954 » »	42(1)	1.444(1)	479.201	184.120	663.321	5.813(3)	407.062	105.173	512.235	15.639	2.093	14.177	3.327	359.227	3.437	385	1.585	42.611	73.859	498.608	127.146(2)	—	—	—	4.270	
1952 » »	42(1)	1.471(1)	596.891	98.474	695.365	7.624(3)	421.329	112.605	533.934	12.937	3.215	12.260	4.127	368.336	1.039	279	1.358	48.331	80.250	515.980	100.825(2)	—	—	—	4.284	
1950 » »	42(1)	1.497(1)	481.685	26.861	508.546	14.879(3)	297.005	86.167	383.172	19.179	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.169	
1948 » »	47(1)	1.510(1)	454.585	157.180	611.765	—	373.488	95.619	469.107	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.463	
1938 » »	56(1)	1.669(1)	399.063	158.763	557.826	—	—	—	366.543	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.120
1913 » »	—	2.898	233.858	149.621	383.479	—	—	—	293.583	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.229

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

BELGIQUE

COKERIES

AVRIL 1960

BELGIQUE

FABRIQUES D'AGGLOMERES

AVRIL 1960

GENRE PERIODE	GAZ (en 1.000 m³) (1)						SOUS-PRODUITS (t)				
	Production	Consommation propre	Débit			Braï	Goudron brut	Ammoniaque (en sulfate)	Benzol	Huiles légères	
			Synthèse	Sidérurgie	Autres industries						Distributions
Minières . . .	45.773	21.511	22.254	—	618	13.157	—	3.482	1.310	1.092	—
Sidérurgiques . . .	184.231	89.883	42.968	59.660	6.406	46.323	—	14.846	4.685	3.573	—
Autres . . .	48.491	21.228	14.974	—	3.978	15.666	—	4.339	801	1.179	—
Le Royaume . . .	278.495	132.622	80.196	59.660	11.002	75.146	—	22.667	6.796	5.844	—
1960 Mars . . .	293.794	137.293	88.601	67.905	10.385	81.431	—	23.816	7.518	6.198	—
Février . . .	281.026	130.708	81.003	61.996	10.430	82.718	—	22.639	7.021	5.815	—
1959 Avril . . .	265.218	123.161	84.215	59.696	5.319	71.153	—	21.147	6.670	5.540	—
Moy. mens.	268.514	126.057	82.867	57.436	7.817	73.576	—	21.541	6.801	5.562	—
1958 » »	259.453	120.242	81.624	53.568	6.850	71.249	—	20.867	6.774	5.648	—
1957 » »	261.465	96.077	73.980	53.321	9.482	70.071	—	20.934	6.827	5.613	—
1956 » »	267.439	132.244	78.704	56.854	7.424	72.452	—	20.628	7.064	5.569	—
1954 » »	233.182	135.611	69.580	46.279	5.517	68.791	1.630	15.911	5.410	3.624	2.565
1952 » »	229.348	134.183	67.460	46.434	3.496	62.714	2.320	17.835	6.309	4.618	747
1950 » »	193.619	126.601	(2)	(2)	(2)	(2)	1.844	13.909	4.764	3.066	632
1948 » »	105.334(3)	(2)	(2)	(2)	(2)	(2)	—	16.053	5.624	4.978	—
1938 » »	75.334(3)	(2)	(2)	(2)	(2)	(2)	—	14.172	5.186	4.636	—

(1) A 4.250 Kcal, 0° C et 760 mm Hg. (2) Non recensé. (3) Non utilisé à la fabrication du coke.

GENRE PERIODES	Production (t)			Consommation propre (t)	Livraisons au personnel	Matières premières (t)		Ventes et cessions (t)	Stock (fin du mois) (t)	Ouvriers occupés
	Boulets	Briquettes	Totale			Charbon	Braï			
Minières . . .	89.836	16.310	106.146	—	—	—	—	—	—	—
Indépend. . .	2.312	—	2.312	—	—	—	—	—	—	—
Le Royaume . . .	92.148	16.310	108.458	2.386	9.694	102.133	8.528	103.275	43.792	424
1960 Mars . . .	72.127	19.554	91.681	2.744	13.371	86.173	7.226	76.143	50.689	428
Février . . .	76.893	19.034	95.927	3.439	15.993	90.049	7.760	76.067	51.266	482
1959 Avril . . .	70.163	19.968	90.131	3.226	10.547	88.150	7.038	68.196	67.996	471
Moy. mens.	66.246	17.236	83.482	2.916	12.031	82.475	6.309	68.637	61.384(1)	450
1958 » »	65.877	20.525	86.402	3.418	12.632	81.517	6.335	66.907	62.598(1)	495
1957 » »	124.332	27.529	151.861	3.621	22.119	141.289	11.583	134.742	21.242(1)	571
1956 » »	116.258	35.994	152.252	3.666	12.354	142.121	12.353	133.542	4.684(1)	647
1954 » »	75.027	39.829	114.856	4.521	10.520	109.189	9.098	109.304	11.737(1)	589
1952 » »	71.262	52.309	123.571	1.732	103	115.322	10.094	119.941	36.580(1)	638
1950 » »	38.898	46.079	84.977	2.488	377	78.180	7.322	85.999	—	552
1948 » »	27.014	53.834	80.848	—	—	74.702	6.625	—	—	563
1938 » »	39.742	102.948	142.690	—	—	129.797	12.918	—	—	873
1913 » »	—	—	217.387	—	—	197.274	—	—	—	1911

(1) Stock fin décembre.

BELGIQUE

BOIS DE MINES

AVRIL 1960 BELGIQUE

BRAI

AVRIL 1960

PERIODE	Quantités reçues m ³			Consommation totale y compris exportations (m ³)	Stock à la fin du mois (m ³)	Quantités reçues (t)			Consommation totale (t)	Stock à la fin du mois (t)	Exportations (t)
	Origine indigène	Importations	Total			Origine indigène	Importations	Total			
1960 Avril	44.841	749	45.590	52.642	285.367	5.178	—	5.178	8.528	33.126	(2)
Mars	42.596	2.674	45.270	56.244	293.722	4.814	444	5.258	7.226	36.481	9.562
Février	37.136	2.771	39.907	55.009	305.736	4.992	—	4.992	7.760	38.462	6.668
1959 Avril	53.508	2.358	55.866	64.013	368.798	3.511	253	3.764	7.038	67.669	6.129
Moy. mens.	46.336	2.904	49.240	56.775	346.640(1)	3.342	176	3.518	6.309	44.919(1)	2.314
1958 » »	50.713	7.158	57.871	71.192	448.093(1)	3.834	3.045	6.879	6.335	78.674(1)	2.628
1957 » »	63.425	11.815	75.240	77.048	620.752(1)	7.116	6.356	13.472	11.584	72.760(1)	4.524
1956 » »	72.377	17.963	90.340	78.246	655.544(1)	7.019	5.040	12.059	12.125	51.022(1)	1.281
1954 » »	67.128	1.693	68.821	87.385	428.456(1)	4.959	4.654	9.613	8.868	37.023(1)	2.468
1952 » »	73.511	30.608	104.119	91.418	880.695(1)	4.624	6.784	11.408	9.971	37.357(1)	2.014
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

(1) Stock fin décembre. (2) Chiffre non disponible.

BELGIQUE

METAUX NON FERREUX

AVRIL 1960

PERIODE	Produits bruts							Demi-finis		Ouvriers occupés	
	Cuivre (t)	Zinc (t)	Plomb (t)	Etain (t)	Aluminium (t)	Antimoine, Cadmium, Cobalt, Nickel, etc. (t)	Total (t)	Argent, or, platine, etc. (kg)	A l'exception des métaux précieux (t)		Argent, or, platine, etc. (kg)
1960 Avril	15.864	20.510	8.489	786	255	295	46.199	37.313	22.473	1.594	15.534
Mars	15.632	20.327	8.674	838	265	261	45.997	35.807	21.815	1.659	15.402
Février	15.605	20.012	7.934	823	278	247	44.899	36.480	18.988	1.705	15.166
1959 Avril	15.418	18.514	7.292	603	211	515	42.553	28.138	17.299	2.107	14.901
Moy. mens.	15.474	18.692	7.370	559	228	404	42.727	31.844	17.256	1.853	14.996
1958 » »	13.758	18.014	7.990	762	226	325	40.134	27.750	16.562	2.262	15.037
1957 » »	12.713	19.637	8.272	793	180	404	41.999	23.937	16.150	1.982	15.655(1)
1956 » »	14.072	19.224	8.521	871	228	420	43.336	24.496	16.604	1.944	15.919(1)
1954 » »	12.809	17.726	5.988	965	140	389	38.018	24.331	14.552	1.850	15.447(1)
1952 » »	12.035	15.956	6.757	850	—	557	36.155	23.833	12.729	2.017	16.227
1950 » »	11.440	15.057	5.209	808	—	588	33.102	19.167	12.904	2.042	15.053

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

(1) En fin d'année.

BELGIQUE

SIDER

PRODUCT

PERIODE	Hauts fourneaux en activité	Produits bruts				Produits demi-finis		Aciers marchands	Profils et zords (I et II de plus re 80 mm)	Rails et accessoires
		Fonte	Acier Total	Fer de masse	Pour relamineurs belges	Autres				
						Aciers spéciaux	Autres			
1960 Mars	52	590.234	665.114	6.854	67.879	77.569	163.806	16.969	9.644	
Février	52	536.473	593.218	6.163	56.942	58.812	161.637	17.241	9.196	
Janvier	51	539.909	561.765	5.395	60.943	50.979	149.597	15.677	8.398	
1959 Mars	49	484.918	504.737	5.607	44.766	37.832	141.692	16.494	4.563	
Moyenne mensuelle	50	497.085	536.452	5.428	57.631	39.668	148.271	16.606	6.204	
1958 » »	49	459.927	500.950	4.939	45.141	52.052	125.502	14.668	10.536	
1956 » »	51	480.840	525.898	5.281	60.829	20.695	153.634	23.973	8.315	
1954 » »	47	345.424	414.378	3.278	—	—	113.900	15.877	5.247	
1952 » »	50	399.133	422.281	2.772	97.171	—	116.535	19.939	7.312	
1950 » »	48	307.898	311.034	3.584	70.503	—	91.952	14.410	10.668	
1948 » »	51	327.416	321.059	2.573	61.951	—	70.980	39.383	9.853	
1938 » »	50	202.177	184.369	3.508	37.839	—	43.200	26.010	9.337	
1913 » »	54	207.058	200.398	25.363	127.083	—	51.177	30.219	28.489	

(1) Chiffres indisponibles.

(2) Pour les années antérieures à 1958, cette rubrique comportait aussi les tubes sans soudure. — (3) Chiffres rectifiés.

Importations (t)					Exportations (t)			
Pays d'origine Périodes Répartition	Charbons (t)	Cokes (t) (1)	Agglomérés (t)	Lignites (t)	Destinations	Charbons (t)	Cokes (t)	Agglomérés (t)
Allemagne Occidentale	166.760	4.955	1.791	7.008	Allemagne Occidentale	11.944	1.001	40
France	18.572	996	— 1	—	France	48.653	30.809	12.070
Luxembourg	—	4	—	—	Italie	13.395	918	—
Pays-Bas	52.295	14.066	7.993	397	Luxembourg	1.780	23.576	240
Pays de la CECA	237.627	20.021	9.785	7.405	Pays-Bas	49.648	—	—
Royaume-Uni	12.737	—	—	—	Pays de la CECA	125.420	56.304	12.350
Etats-Unis d'Amérique	81.972	—	—	—	Autriche	620	101	—
Pays tiers	94.709	—	—	—	Danemark	—	3.826	—
Ensemble avril 1960	332.336	20.021	9.785	7.405	Norvège	—	350	—
1960 Mars	303.832	23.683	7.046	8.564	Suède	—	3.427	—
Février	312.591	21.961	10.565	5.572	Suisse	18.350	—	496
Janvier	277.361	16.944	7.272	7.478	Congo	3	300	150
1959 Moyenne mensuelle	406.251	15.043	9.113	7.727	Egypte	—	7.600	—
Avril	421.528	12.855	10.623	10.703	Divers	15	—	—
Répartition :					Pays tiers	18.988	15.604	646
1) Secteur domestique	112.048	389	9.793	7.117	Ensemble avril 1960	144.408	71.908	12.996
2) Secteur industriel	225.346	19.635	—	288	1960 Mars	190.699	70.741	8.027
Réexportations	—	—	—	—	Février	158.180	84.162	9.557
Mouvement des stocks	-5.058	-3	-8	—	Janvier	154.962	81.782	15.400
					1959 Moyenne mensuelle	181.972	70.515	12.953
					Avril	179.138	58.531	7.494

(1) Y compris le coke de gaz.

Produits finis											Ouvriers occupés
Fil machine	Tôles fortes 4,76 mm et plus	Tôles moyennes 3 à 4,75 mm	Larges plats	Tôles fines noires	Feuillards, bandes à tubes, (2)	Ronds et carrés pour tubes	Divers	Total des produits finis	Tôles galvanisées, plombées et étamées	Tubes d'acier sans soudure et tubes soudés	
59.679	45.635	5.883	2.753	114.821	27.222	2.042	4.698	453.152	35.592	17.785	52.624
55.721	43.257	7.417	3.253	103.746	30.315	1.086	4.545	437.414	33.200	17.485	51.971
53.921	42.594	7.120	1.914	97.545	26.228	1.656	2.870	407.520	32.343	15.470	52.456
49.373	44.287	5.483	1.522	82.419	20.203	636	2.803	369.475	28.134	15.583	50.454
49.479	44.270	7.269	2.045	87.333	19.679	581	3.832	386.071	31.545	13.770	51.288
41.913	45.488	6.967	1.925	80.543	15.872	790	5.026	349.210	24.543	12.509	42.908(3)
										Tubes soudés	
40.874	53.456	10.211	2.748	61.941	27.959	—	5.747	388.858	23.758	4.410	47.104
36.301	37.473	8.996	2.153	40.018	25.112	—	2.705	307.782 (3)	20.000 (3)	3.655	41.904
37.030	39.357	7.071	3.337	37.482	26.652	—	5.771	312.429	11.943	2.959	43.263
				Tôles minces tôles fines, tôles magnétiques							
36.008	24.476	6.456	2.109	22.857	20.949	—	2.878	243.859	11.096	1.981	36.415
Verges	Grosses tôles	Tôles moyennes		Tôles fines	Feuillards et tubes en acier				Tôles galva- nisées		
28.979	28.780	12.140	2.818	18.194	30.017	—	3.589	255.725	10.992	—	38.431
10.603	16.460	9.084	2.064	14.715	13.958	—	1.421	146.852	—	—	33.024
Verges et aciers serpentés											
11.852	19.672	—	—	9.883	—	—	3.500	154.822	—	—	35.300

Production	Unités	Mars 1960	Février 1960	Mars 1959	Moyenne mensuelle 1959	Production	Unités	Mars 1960	Février 1960	Mars 1959	Moyenne mensuelle 1959
		(a)	(b)					(a)	(b)		
PORPHYRE :						PRODUITS DE DRAGAGE					
Moëllons	t	280	1.539	94	756	Gravier	t	220.230	222.582	210.129	205.652
Concassés	t	309.645	195.989	225.813	296.848	Sable	t	64.745	72.854	30.415	49.600
Pavés et mosaïques	t	1.138	961	942	885	CALCAIRES	t	322.710	243.378	245.027	281.556
PETIT GRANIT :						CHAUX	t	182.597	162.386	147.960	147.812
Extrait	m ³	16.220	14.120	11.804	10.109	PHOSPHATES	t	(c)	(c)	1.010	1.098
Scié	m ³	5.734	4.914	5.348	4.432	CARBONATE NATURELS	t	31.854	36.296	22.731	22.350
Façonné	m ³	1.732	1.489	2.370	1.490	CARBONATE DE CHAUX	t	(c)	(c)	(c)	3.258
Sous-produits	m ³	19.341	15.086	14.672	15.848	PRECIPITES	t	(c)	(c)	(c)	(c)
MARBRES :						CHAUX HYDRAULIQUE	t	628	(c)	454	577
Blocs équarris	m ³	347	140	463	447	ARTIFICIELLE	t	34.915	33.813	28.610	32.012
Tranches ramenées à 20 mm	m ²	37.133	35.684	38.501	37.758	DOLOMIE : Crue	t	29.522	25.249	20.198	21.035
Moëllons et concassés	t	2.091	1.462	1.765	1.760	Frittée	t	7.081	4.642	5.844	5.158
Bimboilerie	kg	18.451	17.900	21.103	23.815	PLATRES	t	195.325	157.131	99.313	129.348
GRES :						AGGLOM. PLATRE	m ²				
Moëllons bruts	t	16.774	6.110	19.705	18.331			3 ^e trim. 1959	2 ^e trim. 1959	3 ^e trim. 1958	Moy. mens. 1958
Concassés	t	71.283	35.938	76.059	82.244						
Pavés et mosaïques	t	1.761	1.009	2.720	1.916	SILEX : broyé	t	3.654	2.763	390	578
Divers taillés	t	6.730	4.288	5.509	6.034	pavés	t	584	1.165	845	843
SABLE :						FELDSPATH ET GALETS	t	138	(c)	89	86
pour métallurgie	t	86.033	77.646	60.143	64.940	QUARTZ	t	78.509	87.472	60.955	48.163
pour verrerie	t	95.116	89.233	78.955	87.239	ET QUARTZITES . .	t	47.926	56.570	48.090	53.355
pour construction	t	148.868	92.861	148.957	150.758	ARGILES	t				
Divers	t	71.156	56.878	62.545	61.002			Mars 1960	Février 1960	Mars 1959	Moy. 1959
ARDOISE :											
pour toitures	t	758	658	614	627	Ouvriers occupés	t	11.151	10.867	11.000	10.980
Schistes ardoisiers	t	141	124	166	131						
Coticule (pierre à aiguiser)	t	5.650	3.060	4.180	3.986						

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

PAYS	Houille produite (1000 t)	Nombre d'ouvriers inscrits (1000)		Rendement par ouvrier et par poste (kg)		Nombre de jours ouvrés	Absentéisme en %		Coke de four produits (1000 t)	Agglomérés produits (1000 t)	Stocks (1000 t)	
		Fond	Fond et surface	Fond	Fond et surface		Fond	Fond et surface			Houille	Coques
Allemagne												
1960 Avril (a)	11.417,5	314,7	461,6	2.032	1.573	20,99	18,73	16,71	3.604,1	429	11.283(1)	6.101(1)
1959 Moy. mens.	10.465,5	308,2	447,8	1.846	1.438	21,53	28,03	26,88	3.200	416	10.330(2)	7.062(2)
Avril	10.930,6	317	462	1.742	1.344	23,00	21,83	19,54	3.091,6	345	10.910	5.929
Belgique												
1960 Avril	1.921	87	116	1.390	994	19,89	17,11(3)	14,92(3)	620	108,4	7.439	259
1959 Moy. mens.	1.896	91	122	1.262	907	18,73	14,57(3)	12,69(3)	601	83,4	7.496(2)	291(2)
Avril	2.057	101,4	135	1.229	892	19,47	14,30(3)	12,57(3)	586	90	7.541	297
France												
1960 Avril	4.665	133	189	1.786	1.200	23,59	9,84	6,32(4)	1.121	501	12.353	563
1957 Moy. mens.	4.801	133	197	1.717	1.162	24,23	11,41	7,38(4)	1.091	547	11.049(2)	688(2)
Avril	5.242	140	199	1.744	1.176	25,95	11,42	7,05(4)	1.059	531	9.696	707
Italie												
1960 Avril	62	2,5(1)	(6)	1.403	(6)	(6)	(6)	(6)	303	1	143	204
1959 Moy. mens.	61	2,9	3,6	1.164	(6)	(6)	21,09	19,13	255	2	111(2)	209(2)
Avril	65	2,9	3,6	1.207	(6)	(6)	21,06	18,88	254	1	69	361
Pays-Bas												
1960 Avril	1.006	29,0	(6)	1.732	(6)	(6)	(6)	(6)	361	81	771	269
1959 Moy. mens.	998	30,2	47,1	1.617	(6)	(6)	19,39	16,93	340	89	864(2)	301(2)
Avril	1.011	30,5	47,2	1.597	(6)	(6)	17,34	14,59	326	75	933	366
Communauté												
1960 Avril	19.072	559,7	(6)	1.863	(6)	(6)	(6)	(6)	6.009	1.121	31.884	7.397
1959 Moy. mens.	19.576	108,6	831	1.724	(6)	(6)	27,22	25,51	5.849	1.137	31.193(2)	8.583(2)
Avril	20.704	622,5	844,7	1.668	(6)	(6)	24,91	22,78	5.663	1.043	30.210	7.700
Grande-Bretagne												
1960 Sem. du 24 au 30 avril	(5) 4.062,1	—	610,7	à front 3.972	1.417	—	—	14,30	—	—	33.031	—
1959 Moy. hebdo.	(5) 3.963,4	—	664,5	3.729	1.332	—	—	14,69	—	—	35.858	—
1957 Sem. du 26-4 au 2 mai	(5) 4.345,6	—	675,9	3.713	1.337	—	—	13,52	—	—	—	—

(1) Chiffres provisoires. (2) Stock fin décembre. (3) Absences individuelles seulement. (4) Surface seulement. (5) Houille marchande. (6) Chiffres non disponibles. (a) A partir de janvier 1960, les données relatives à la Sarre sont incorporées aux statistiques de la République Fédérale d'Allemagne Occidentale.

JOURNEE D'INFORMATION SUR LES AGGLOMERES NON FUMEUX

organisée par INICHAR, à Liège, le 20 juin 1960

AVANT-PROPOS

par J. VENTER,

Directeur d'Inichar.

Cette Journée d'information est spécialement destinée aux producteurs charbonniers. Ils sont les premiers intéressés puisqu'il s'agit d'un aspect de la valorisation du charbon. Ce sont eux aussi qui auront à décider de l'opportunité de fabriquer ou non des agglomérés non fumeux.

Il nous a paru intéressant d'inviter également le négoce en charbon, les constructeurs d'appareils de chauffage et certaines personnalités qui portent un intérêt spécial aux questions charbonnières.

Nous sommes heureux de saluer aussi la présence des représentants du Corps des Mines.

Cette Journée vise les agglomérés dits non fumeux. Ce titre est un peu modeste. Par agglomérés non fumeux, il faut entendre un combustible qui est en outre et surtout non agglutinant et se comporte au feu comme un élément de charbon maigre de même grosseur.

L'objectif d'Inichar est d'informer. Nous avons l'intention de vous exposer tout ce que nous savons au sujet de cette question des agglomérés non fumeux. Nous voulons aussi vous donner le résultat de nos recherches propres dans ce domaine. Il ne sera pas question de combustibles autres que les agglomérés non fumeux.

* * *

Le chauffage domestique au charbon a fortement évolué depuis trois quarts de siècle.

Au 19^e siècle, on emploie de préférence le charbon gras dans des appareils de chauffage rustiques, généralement des poêles colonnes que l'on allumait pour quelques heures. Ces poêles faisaient suite aux foyers ouverts à grille que l'on trouve encore dans beaucoup d'immeubles anciens des pays charbonniers, à Liège par exemple. En Grande-Bretagne, cette tradition du foyer ouvert à grille s'est maintenue et, de nos jours encore, il est le plus bel ornement du living-room britannique.

L'apparition du foyer à feu continu est une petite révolution. A la notion du feu allumé pour quelques heures succède celle du feu alimenté jour et nuit, pendant des mois, qui donne une chaleur modérée, mais constante. Ce genre d'appareils exige le charbon maigre ou anthraciteux calibré à combustion lente et non agglutinant.

La demande se développe et les charbonnages producteurs de ce charbon anthraciteux, généralement déshérités auparavant, deviennent prospères.

Après la guerre 1914-1918, le chauffage central des immeubles particuliers se généralise et le combustible est, là encore, le charbon maigre. Toutes les grosseurs sont employées, depuis le 5 - 10 jusqu'au

50 - 80. La demande en classés maigres fait augmenter les prix qui croissent jusqu'aux environs de 1957-1958.

Depuis quelques années, un nouveau concurrent est entré en scène: c'est le combustible liquide qui équipe nombre d'installations, spécialement en chauffage central. Toutefois, la demande en classés maigres reste forte; ce combustible continue à alimenter le poêle à feu continu dont l'usage se développe en raison du bien-être croissant de la classe ouvrière.

Si l'on fait abstraction de certaines fluctuations temporaires, on note une pénurie constante de classés maigres.

Depuis longtemps, on s'est préoccupé de leur trouver des succédanés.

On emploie le coke ordinaire, spécialement en chauffage central. Son usage principal est la réduction du minerai de fer au haut fourneau. Toutefois, le haut fourneau ne prend généralement que les éléments de plus de 60 mm de sorte que les morceaux plus petits sont disponibles pour les usages domestiques.

Ce coke brûle sans fumée et donne d'assez bons résultats, mais demande des rechargements assez fréquents. On le considère comme trop peu réactif pour être utilisé dans des poêles ordinaires. Les techniques nouvelles en matière de haut fourneau conduisent à employer des cokes plus petits de sorte qu'il y a là aussi une source qui se tarit pour l'usage domestique.

L'idéal serait un combustible offrant les qualités des classés anthraciteux, c'est-à-dire une réactivité suffisante sans être trop forte, une bonne fumivoricité et une dureté qui évite l'effritement.

Les semi-cokes en vrac et les agglomérés non fumeux tendent à répondre à ces exigences.

M. Ledent va vous énoncer à ce sujet les principales réalisations étrangères.

Au cours de cette Journée, vous entendrez :

- Rappel des réalisations en matière d'agglomérés non fumeux par P. Ledent, Ingénieur en Chef à Inichar.
- Agglomération des charbons maigres par des liants non fumeux par M. Marcourt, Ingénieur à Inichar.
- Le défumage oxydant des agglomérés au brai de houille par J. Dupont, Ingénieur au Syndicat d'Etudes Chimiques du Groupe Coppée.
- Production d'agglomérés non fumeux par carbonisation à basse température par P. Ledent, Ingénieur en Chef à Inichar.

La séance du matin se terminera vers 12 h 45. L'après-midi, il y aura une visite démonstrative à la station d'essai d'Inichar, 16, quai du Bac à Ougrée. Cette visite sera conduite par MM. P. Stassen, Directeur des Recherches, qui assume la conduite générale de ces travaux, P. Ledent, spécialement chargé des problèmes de la valorisation, et son adjoint, M. Marcourt.

Rappel des réalisations en matière d'agglomérés non fumeux

par P. LEDENT,

Ingénieur en Chef à Inchar.

Au cours de ces dernières années, le marché des combustibles et de l'énergie a été dominé, dans tout les pays d'Europe occidentale, par l'intervention croissante du pétrole, du gaz naturel et de leurs dérivés dans tous les domaines : chauffage des fours métallurgiques, production d'électricité, carbochimie, distribution de gaz et chauffage domestique.

En dépit de cette concurrence sévère, le charbon progresse dans le secteur des agglomérés non fumeux à usage domestique, dont la production va croissant en France et en Grande-Bretagne.

L'usine à « *Phurnacite* » d'Aberaman, en Pays de Galles, a démarré en 1942 avec une production annuelle de 150.000 tonnes. Une première extension terminée en 1951 a porté la production à 300.000 tonnes par an. Après une seconde extension achevée en 1956, la capacité d'enfournement a atteint 825.000 tonnes et la production annuelle environ 650.000 tonnes.

En France, à l'usine de Douai, la production de l'« *Anthracine 54* » a évolué comme suit :

Exercice 1955-1956 : 144.000 tonnes

Exercice 1956-1957 : 253.000 tonnes

Exercice 1957-1958 : 304.000 tonnes

Exercice 1958-1959 : 441.000 tonnes

On prévoit 480.000 t pour l'exercice 1959-1960 et les extensions actuellement décidées doivent porter la capacité annuelle de production à 800.000 tonnes.

D'autres installations de moindre importance existent en France et aux Pays-Bas.

Les usines du Tarn des Houillères du bassin d'Aquitaine produisent annuellement 30 à 35.000 tonnes de boulets carbonisés vendus sous le nom de « *Carmonoix* ». Il existe également en France quelques petites installations de défumage de boulets utilisant le procédé « *Nantes-charbon* ». Enfin, une expérience d'assez longue durée a été réalisée à Marienau où des boulets carbonisés ont été produits durant plusieurs années dans une installation pilote d'une capacité de production de 50 tonnes par 24 h (15.000 t/an).

Aux Pays-Bas, des ovoïdes carbonisés vendus sous le nom de « *Synthracite* » sont produits régulièrement dans une installation pilote de 100 tonnes par 24 h (30.000 t/an).

* * *

Il est intéressant de préciser les conditions qui ont assuré le succès des usines de Douai et d'Aberaman.

Ces conditions sont de deux ordres :

- la production d'un combustible domestique de haute qualité et
- le travail à une échelle suffisamment grande pour que les frais de traitement par tonne produite restent raisonnablement faibles.

Il n'est pas besoin de méditer longuement pour définir le combustible domestique « idéal ». La loi de l'offre et de la demande se charge de nous renseigner à ce sujet et un coup d'œil sur le barème Cobechar nous apporte la réponse. La crise charbonnière, la concurrence du mazout et des conditions climatiques exceptionnellement douces durant trois hivers consécutifs n'ont pas empêché l'anthracite 20-30 de conserver sa place de combustible « de luxe » et c'est encore lui que l'on retrouve au tout premier rang dans la répartition des charbons que la Belgique importe pour ses usages domestiques.

Le premier motif du succès remporté par la « *Phurnacite* » et par l'« *Anthracine* » c'est qu'elles peuvent l'une comme l'autre se substituer aux classes d'anthracite pour l'alimentation des poêles à feu continu, qu'elles présentent les mêmes qualités de tenue au feu et de fumivorité et qu'elles possèdent en plus une garantie de régularité de calibre, de résistance, de teneur en cendres, en eau et en matières volatiles que seuls les combustibles « fabriqués » peuvent assurer.

La seconde condition est également capitale. Dans notre siècle de machinisme, seules les grandes unités de production sont rentables et ceci est par-

ticulièrement vrai pour toutes les usines qui touchent de près ou de loin à la carbonisation des houilles.

* * *

Quel intérêt l'industrie charbonnière belge pourrait-elle avoir à produire des agglomérés non fumeux ?

Le tableau I qui donne la répartition des importations belges, à usage domestique, pour l'année 1959, nous apporte une réponse partielle.

Les méthodes qui sont, ou peuvent être, mises en œuvre pour produire des agglomérés non fumeux peuvent se classer en quatre groupes :

- agglomération des fines maigres par liants non fumeux,
- agglomération au brai suivie de défumage oxydant,
- agglomération suivie de carbonisation à basse température,
- carbonisation en lit fluidisé suivie d'agglomération à chaud.

TABLEAU I.

Répartition des importations de charbon au cours de l'année 1959 dans le secteur de consommation :
Foyers domestiques et artisanat.
Milliers de tonnes métriques.

	Groupe I	Groupe II	Groupe III	Groupe IV	Groupe V	Groupe VI	Groupe VII	Total
Schlamms	0,2	2,2	0,5		0,1			3,0
Fines lavées			0,5					0,5
5 - 10	101,6	2,2	6,0					109,8
10 - 20	124,4	144,6	39,5	0,2	0,2	0,5		309,4
20 - 30	188,4	92,5	57,8	7,4	9,1	7,1		362,3
30 - 50	70,4	47,4	54,7	16,8	26,6	39,7		255,6
50 - 80	82,2	49,9	93,4	20,9	5,2	1,0		252,6
80 - 120	13,1	4,2	46,2	2,9		1,5		67,9
Criblés et gailleteries	60,1	10,1	12,3	1,2	0,5	10,9	0,1	95,2
Tout venant	44,2	18,5						62,7
Total	684,6	371,6	310,9	49,4	41,7	60,7	0,1	1.519,0

Sur 1.519.000 tonnes importées, 1.367.000 tonnes figurent parmi les groupes I, II et III qui correspondent aux charbons maigres ou anthraciteux et, dans ce total, les braisettes têtes de moineaux et gailletins interviennent pour 1.191.000 tonnes.

Il est permis de penser que la majeure partie de ces importations auraient pu être évitées si l'industrie charbonnière belge avait été en mesure de produire un anthracite artificiel de haute qualité à un prix de revient acceptable ; mais ces chiffres ne constituent eux-mêmes qu'un des éléments de réponse, car ils ne tiennent pas compte des nombreux clients domestiques qui ont préféré se chauffer au gaz ou au mazout et qui peut-être auraient continué à se chauffer au charbon si le marché se trouvait amplement approvisionné en combustible solide de premier choix, à un prix compétitif.

* * *

A notre connaissance, aucune installation industrielle d'agglomération par liants non fumeux n'existe actuellement en Europe occidentale.

Le procédé « Anthracine 54 » et le procédé « Nantes-charbon » appartiennent au deuxième groupe.

La « Phurnacite », la « Synthracite » et les « Carmonoix » sont au nombre des combustibles préparés par les méthodes de carbonisation du troisième groupe. Quant à la carbonisation en lit fluidisé suivie d'agglomération à chaud, elle a fait l'objet d'études assez poussées en Grande-Bretagne et aux Pays-Bas et le N.C.B. vient de décider de créer une usine pilote en vue d'éprouver les possibilités d'application industrielle de ce nouveau procédé.

L'étude de ces différentes méthodes de production d'agglomérés non fumeux fait l'objet des exposés suivants.

Agglomération des charbons maigres par des liants non fumeux

par M. MARCOURT,

Ingénieur à Inchar.

SAMENVATTING

Om in aanmerking te kunnen komen als vervangingsproduct van gecalibreerde anthracietachtige kolen, moet een agglomeraat aan talrijke vereisten voldoen: weerstand aan de behandelingen en aan de weersomstandigheden, gedrag bij verbranding, rookvorming, laag asgehalte en aannemelijke kostprijs.

De meeste bindmiddelen die voor de agglomeratie van de steenkolen werden voorgesteld beantwoorden niet aan al deze vereisten:

- de minerale bindmiddelen verhogen het asgehalte;
- teer en bitumen veroorzaken overvloedige rookvorming;
- de sulfittische wassing en de maniok-bloem weerstaan niet aan de weersomstandigheden.

Een enkele klasse van bindmiddelen schijnt aan al de voorwaarden te voldoen: het zijn de thermisch-hardende organische stoffen, namelijk het suprakol C, produkt van de franse firma Avébéne.

De toepassing van in water oplosbare bindmiddelen, hetzij sulfittische wassing, maniok, ureo-formol of suprakol C, vereist een thermische droging. Om deze behandeling te realiseren, heeft het Nationaal Instituut voor de Steenkolenrijverheid een nieuw procédé ontwikkeld, waarbij de droging geschiedt in een laag gefluidiseerd zand, hetgeen de duur van de operatie vermindert, de weerstand van de agglomeraten verhoogt en het ontvlammingsgevaar van de lading vermijdt.

Het drogen van de eierkolen, geagglomereerd door sulfittische wassing of door maniok, wordt uitgevoerd in 6 minuten bij 250° C. De polymerisatie van de suprakol C vereist een behandeling van 15 minuten bij een temperatuur van ongeveer 300° C.

De kostprijs van de rookloze eierkolen, op basis van suprakol C, wordt op 1.220 F/t geraamd.

RESUME

Pour pouvoir se substituer aux calibrés anthraciteux, un aggloméré doit satisfaire à de nombreuses exigences: résistance aux manipulations et aux intempéries, tenue au feu, fumivorité, faible teneur en cendres et prix de revient acceptable.

La plupart des liants qui ont été proposés pour l'agglomération des houilles ne répondent pas à l'ensemble de ces desiderata:

- les liants minéraux augmentent la teneur en cendres des agglomérés;
- le brai et les bitumes produisent d'abondantes fumées;
- la lessive sulfittique résiduaire de papeterie et la farine de manioc donnent des agglomérés qui ne résistent pas aux intempéries.

Une seule classe de liant paraît satisfaire à toutes les exigences: ce sont les substances organiques thermodurcissables, et notamment le suprakol C, produit par la société française l'Avébéne.

La mise en œuvre des liants solubles dans l'eau, qu'ils soient du type lessive sulfittique, manioc, urée-formol ou suprakol C, exige un traitement thermique de dessiccation. Pour la réalisation de ce traitement, Inchar a introduit une nouvelle technique en lit de sable fluidisé, qui réduit la durée de l'opération, augmente la résistance des agglomérés et supprime les risques d'inflammation spontanée de la charge.

Le séchage des boulets préparés à la lessive sulfittique ou au manioc peut être réalisé en 6 minutes dans un lit de sable au voisinage de 250°; la polymérisation du suprakol C demande 15 minutes de traitement à une température de l'ordre de 300°.

Une estimation du prix de revient de boulets non fumeux, à base de suprakol C, conduit au chiffre de 1.220 F/t.

0. INTRODUCTION

L'agglomération des fines de charbons maigres ou anthraciteux, en vue de la production de combustibles domestiques artificiels, n'a trouvé jusqu'à présent qu'une solution de compromis. En effet, l'agglomération au brai de goudron, universellement utilisée, fournit un combustible qui présente la plupart des qualités des calibrés anthraciteux domestiques, mais qui dégage d'abondantes fumées lors de sa combustion en poêle. Le remplacement du brai par du bitume de pétrole n'a pas modifié le problème.

Dans les années passées, la demande de combustibles solides sur le marché belge était telle que l'utilisation du liant brai permettait une excellente valorisation des fines.

A l'heure actuelle, la consommation des agglomérés connaît une forte régression. L'année 1958 a vu une réduction de la production de l'ordre de 700.000 t, alors que l'importation de calibrés domestiques s'est montée à 1.200.000 t. Ces chiffres sont suffisamment éloquents et montrent l'orientation de l'usager vers des combustibles solides non fumeux.

De multiples qualités sont exigées d'un combustible domestique de premier choix :

- avoir une bonne résistance pour subir les manipulations et le transport ;
- être de densité convenable (si possible de l'ordre de 1,2) ;
- avoir une teneur en cendres limite de 6 à 7 % ;
- produire peu ou pas de fumées lors de la combustion ;
- ne pas se désagréger à l'eau et aux intempéries ;
- avoir une excellente tenue au feu ;
- être produit économiquement.

Ces conditions ne peuvent être remplies que si le liant lui-même répond à certaines conditions :

- être disponible en grandes quantités, de qualité uniforme et à un prix raisonnable ;
- avoir un pouvoir adhésif élevé ;
- être peu ou pas fumeux ;
- conférer à l'aggloméré une bonne tenue au feu.

Ce dernier point est particulièrement important et, dans la suite, il sera souligné à plusieurs reprises. Il n'existe malheureusement aucune méthode standardisée de détermination de la tenue au feu et l'appréciation de cette caractéristique est encore actuellement très aléatoire.

1. REVUE DES LIANTS

Les liants peuvent se subdiviser en deux grandes classes : les liants inorganiques ou minéraux et les liants organiques.

Ces derniers se répartissent en 3 types :

- les liants rendus fluides dans la pâte par chauffage et dont la prise se fait par refroidissement ;

- les liants solubles dans l'eau, rendus solides par dessiccation ;
- les liants solubles dans l'eau, durcis par réaction.

Ces groupes et sous-groupes vont être étudiés plus en détail.

11. Liants inorganiques.

Ces matériaux ont plusieurs avantages ; les plus importants sont d'être non fumeux et de former au feu le squelette nécessaire pour maintenir les fines de charbon jusqu'à l'achèvement de la combustion. Ils sont la plupart du temps peu coûteux et disponibles en grandes quantités.

Ils ont cependant d'énormes inconvénients qui, à l'heure actuelle, les font rejeter. Tout d'abord, leur faible pouvoir adhésif contribue à former des agglomérés qui sont fragiles lorsqu'ils quittent la presse et qui durcissent très lentement. Cette particularité conduit à utiliser des quantités élevées de liants (de l'ordre de 10 %) et, comme ceux-ci sont incombustibles, il en résulte une appréciable augmentation de la teneur en cendres. Ce lourd handicap joint, le plus souvent, à une mauvaise tenue à l'eau des agglomérés suffit à faire abandonner tout procédé d'agglomération basé sur l'emploi de liants minéraux. Parmi ces substances, la littérature relève l'utilisation des ciments tels que les ciments hydrauliques (surtout le Portland), le plâtre et le ciment Sorel. Bien que très bon marché, les deux premiers types ont eu peu de succès. Des teneurs de 10 à 12 % étaient requises tout en conférant aux boulets un durcissement lent et une mauvaise tenue à l'eau. Le ciment Sorel fut, en son temps, le plus intéressant des liants inorganiques. Il utilise le haut pouvoir de combinaison du $MgCl_2$ et du MgO calciné. La dose de 5 % d'une solution à 14 % $MgCl_2$ et à 28 % MgO suffit à donner un excellent boulet tenant bien au feu, dur, s'emmagasinant bien et résistant aux agents atmosphériques. L'inconvénient est l'emploi d'un liant dont les constituants sont d'un prix de revient relativement élevé et qui augmente la teneur en cendres des boulets d'au moins 2 %.

Un des premiers matériaux utilisés en agglomération est l'argile. Il offre cependant peu d'intérêt car les agglomérés obtenus sont fragiles, résistent mal aux manipulations et à l'eau et comportent une forte teneur en cendres.

D'autres matières inorganiques diverses ont été proposées. Citons le procédé coûteux à la chaux où les agglomérés soumis à l'action de fumées acquièrent la résistance par absorption de CO_2 pour former du $CaCO_3$. Des boulets solides et résistants à l'eau auraient également été produits avec 10 % d'un liant contenant 85 parties d'une solution à 35 % de Na_2SiO_3 et 15 parties d'un gel silicique (ce dernier étant obtenu par neutralisation de H_2SO_4 par Na_2SiO_3).

12. Liants organiques.

A l'inverse des matières minérales, les liants organiques brûlent durant la combustion, contribuent au pouvoir calorifique du combustible et laissent peu de cendres. Mais une substance organique ne peut être utilisée avec succès, comme liant d'agglomération du charbon, que si elle confère au boulet une bonne tenue au feu, c'est-à-dire si elle maintient les grains de charbons liés entre eux jusqu'à l'achèvement de la combustion. Dans ce cas, ces matières doivent avoir une haute température de ramollissement de telle sorte qu'à l'échauffement, elles ne fondent pas et ne permettent pas aux fines de charbon de se déliter. Elles doivent, si possible, se cokéfier dans le foyer domestique en donnant naissance à un squelette de coke suffisamment rigide et cohérent. Ce point est particulièrement important avec les charbons maigres non cokéfiant. Tous les liants organiques connus jusqu'à présent se dégradent partiellement au feu et, comme le résidu doit permettre la liaison des grains de charbon, il est utopique de croire qu'il soit possible d'incorporer des teneurs de liants organiques en dessous d'une valeur voisine de 4 à 5 %, même si des doses très inférieures sont suffisantes pour que l'aggloméré ait une bonne résistance à froid.

121. Sous-produits de la distillation des goudrons de houille et des pétroles.

Ces substances, solides à température ordinaire, sont insolubles dans l'eau. Leur mélange aux fines de charbon est rendu possible par ramollissement à 90-100° C. Le durcissement des agglomérés est obtenu par refroidissement des boulets chauds quittant la presse. Les brais de goudrons ont été de tout temps utilisés à l'agglomération. Les bitumes ne les ont supplantés que là où le brai était peu abondant.

Ces produits organiques ont le mérite de fournir des boulets ayant à peu près tous les critères de qualité : bonne tenue au feu, à l'eau et aux manipulations. Une seule propriété n'est pas satisfaite : c'est la fumivorté. Leur emploi en doses suffisamment petites pour donner des quantités négligeables de fumées produit des boulets de trop faible résistance, à moins que l'on y ajoute d'autres liants organiques ou inorganiques. La littérature relève plusieurs procédés basés sur ce principe. L'addition de matières minérales telles que la chaux, l'argile, le silicate, etc, ainsi que de substances organiques comme la farine, le sang, la lessive sulfiteuse, a été proposée. Ces méthodes n'ont abouti qu'à déprimer l'une ou l'autre des propriétés indispensables des boulets.

Le problème de la fumivorté des boulets au brai reste entier à moins de les carboniser ou de les oxyder par un traitement thermique subséquent.

122. Liants organiques solubles dans l'eau faisant prise par dessiccation.

Cette classe de liants organiques groupe une très grande variété de produits, lesquels sont tous non fumeux. Le liant est solubilisé dans l'eau pour la préparation de la pâte et les agglomérés sont durcis par dessiccation. L'utilisation de ces substances organiques s'est heurtée à deux difficultés : la rationalisation du séchage et l'obtention de boulets résistants aux agents atmosphériques.

La mise au point d'une technique de séchage a été de tout temps un des problèmes les plus délicats. En principe, la dessiccation des boulets était réalisée par balayage de fumées chaudes. Comme ces dernières sont généralement oxydantes, des combustions spontanées de la charge ne pouvaient être évitées que par limitation de la température de traitement, cette dernière étant fonction de la réactivité du charbon utilisé. Le mauvais coefficient de transmission de chaleur des fumées, ainsi que la faible température de séchage, imposent des durées de traitement assez longues et, de ce fait, un four de très grandes dimensions. Les conditions difficiles de construction et d'exploitation d'installations de séchage thermique ont rendu aléatoire la rentabilité de beaucoup de procédés.

Une usine d'agglomérés à Langenbrahm, dans le district de la Ruhr, fabriquait vers les années 1909-1917 des boulets ovoïdes à la lessive sulfiteuse. Ils étaient durcis par séchage thermique dans une installation de 6 trommels superposés. Le procédé a échoué.

La firme Vloeberghs à Anvers a travaillé à la fabrication de boulets à la lessive sulfiteuse durant quelques années avant et après la guerre. Pour une capacité de production de 10 t/h, il utilisait deux fours tunnels dans lesquels se déplaçaient deux transporteurs de 1,2 m de largeur sur 50 m de longueur. Le temps de séchage variait entre 30 et 40 min, la température de 220° C ne pouvait être dépassée sans risque d'inflammation. A l'heure actuelle, l'installation ne fonctionne plus ; la lessive sulfiteuse a été remplacée par du brai sulfatique ou brai « Nova » en vue de fabriquer des boulets, malheureusement non fumivores, suivant la technique d'agglomération au brai.

La deuxième difficulté propre à ce groupe de liants organiques est le manque de résistance aux intempéries des agglomérés produits. Les agglomérés à la lessive sulfiteuse et à l'amidon en sont un exemple frappant. Des artifices ont été souvent proposés pour vaincre ce défaut ; ils ne conduisent qu'à incorporer des substances fumeuses et insolubles dans l'eau telles que brais et asphaltes.

Ce type de liant soluble ne peut donc conférer aux boulets une insensibilité suffisante aux intempéries et il exclut ainsi leur emmagasinage en plein air. Certaines de ces substances cependant convien-

nent très bien pour conditionner une charge de boulets devant subir une opération finale de carbonisation ou de gazéification.

1221. Hydrates de carbone.

Ces produits ont généralement un bon pouvoir adhésif et certains d'entre eux se trouvent en quantités suffisantes dans la nature, pour pouvoir être utilisés dans l'agglomération.

Le principal polysaccharide, du point de vue agglomération du charbon, est l'amidon ; c'est un hexosane. Il est le constituant le plus important de certaines parties de plantes, graines et tiges souterraines comme le manioc. Il n'est pas soluble à froid, mais il gonfle dans l'eau chaude pour donner des gelées appelées empois. Son pouvoir adhésif est tel qu'une partie de ce liant peut remplacer 2 à 3 parties de brai.

Les sucres en général, tels que glucose, dextrine, mélasse et gluten, ont été suggérés comme liants. La faible disponibilité de ces substances, alliée à la mauvaise résistance aux intempéries qu'elles confèrent aux boulets, contribue à les éliminer.

Les gommes végétales appartiennent également à la catégorie des hydrates de carbone : ce sont des pentosanes ou des hexosanes. Économiquement, elles ne peuvent être utilisées à échelle commerciale.

La cellulose est le plus répandu des polysaccharides : c'est un hexosane. Elle constitue la partie essentielle des parois des cellules végétales et est le seul hydrate de carbone insoluble dans l'eau. Comme telle, elle ne peut être utilisée à l'agglomération. Cependant, la pulpe de papier a déjà été expérimentée comme liant à l'état finement divisé ou sous forme de gelée après traitement chimique. Les deux formes sont coûteuses et les agglomérés ne sont pas résistants à l'eau. Il a été constaté également que le xanthogénate de cellulose avait un pouvoir adhésif très élevé et pouvait être utilisé, à des teneurs inférieures à 1 %, à l'état solide ou sous forme de viscoïde en solution dans l'eau. Les boulets ainsi obtenus à partir de fines maigres ont une mauvaise tenue au feu et sont sensibles aux agents atmosphériques. Ces défauts et la cherté du liant excluent tout développement industriel.

1222. Lessive sulfiteuse.

Les fabriques de pâtes à papier ont pour but de séparer du bois la lignine et autres substances liant les fibres de cellulose, tout en dégradant le moins possible cette dernière.

Les bois généralement utilisés sont le hêtre et le pin dont les principaux constituants sont caractérisés dans le tableau I.

TABLEAU I.

Constituants en % du bois sec	Pin	Hêtre
Cendres (%)	0,77	1,15
Gommes (%)	2,29	1,72
Pentosane (%)	11,24	23,97
Cellulose (%)	57,55	51,54
Lignine (%)	28,15	21,65

Après extraction, la liqueur usée ne contient que 5 à 8 % de matières organiques sèches en solution. Elle doit être épaissie en vue de son utilisation. Le degré d'épaississement est conditionné par les frais d'évaporation et le coût inhérent au transport de la lessive entre l'usine de préparation et le lieu de son emploi. C'est généralement la lessive à 31-35° Bé (environ 50 % de résidu sec) qui réalise le compromis le plus économique.

En principe, les matières organiques contenues dans les lessives résiduelles doivent être celles du bois, à l'exclusion de la cellulose. En fait, ce sont souvent des produits de simplification résultant de la nature de la liqueur réactive et du traitement de concentration. Dans le procédé sulfiteux à base de calcium, les matières organiques se répartissent conformément à l'analyse type suivante : 67 % d'acides lignosulfoniques, 28 % d'hydrates de carbone et dérivés sucres-anhydride sulfureux, 5 % de sulfate de calcium.

La lessive sulfiteuse a été fréquemment suggérée sous toutes ses formes comme liant pour l'agglomération de charbons maigres. Malheureusement, les agglomérés obtenus ont une très mauvaise résistance aux intempéries. Divers artifices ont été utilisés afin de les rendre insolubles dans l'eau. Le principal est la production d'un liant composé par mélange à la lessive de substances telles que le goudron, l'asphalte, le brai, etc... L'inclusion de tels adjuvants conduit, dans tous les cas, à la production de fumées durant la combustion. Une autre méthode consiste à cuire les agglomérés à environ 316° C durant 20 min afin de réaliser la cokéfaction des substances organiques de la liqueur. Le résultat d'un tel traitement est de rendre les agglomérés fragiles.

D'autres méthodes ont été proposées en vue de produire à partir de la lessive sulfiteuse elle-même un adhésif résistant à l'eau. Ce principe fait l'objet d'un des paragraphes suivants.

1223. Substances organiques diverses.

La tourbe a été employée avec succès comme liant et a permis de produire des boulets satisfaisant aux différents critères de qualité. Elle doit être traitée avec un alcali afin de l'amener à un pH faiblement

alcalin. Elle doit ensuite macérer avant incorporation au charbon. La quantité disponible de ce liant est limitée en raison de la nature très localisée des gisements.

Beaucoup d'autres substances organiques ont été suggérées : caoutchouc, résidus tannins, albuminoïdes et produits de lait, déchets de brasserie, rebuts d'abattoir, etc... L'utilisation économique de ces produits ne peut être envisagée avec succès dans une usine à grande échelle.

123. Liants solubles durcis par réaction.

Pour autant que la technique de séchage soit mise au point, les agglomérés fabriqués à partir de quelques-uns des liants organiques décrits ci-dessus présentent tous les critères de qualité, hormis la résistance à l'eau.

Il existe une dernière classe de liants qui permet de répondre à cette exigence. En principe, le liant est constitué d'un mélange de substances convenablement dosées qui réagissent entre elles pour former, au sein même des boulets, un film dur et insensible à l'humidité. Le phénomène qui est à la base de cette réaction peut se produire à froid, à chaud et le plus souvent sous l'effet d'un catalyseur approprié.

1231. Premières tentatives.

La littérature relève quelques procédés anciens basés sur cette méthode. Citons la production à échelle commerciale d'agglomérés satisfaisants, obtenus à partir d'un mélange dont les constituants rapportés sur charbon sont : 0,25 % de chaux, 1 % de gomme et 0,2 % d'une solution à 40 % de formaldéhyde.

Dans l'utilisation des mélasses de sucreries, l'addition d'une petite quantité d'acide orthophosphorique conduit à des agglomérés insolubles dans l'eau pour autant qu'ils aient été traités entre 200° C et 430° C.

Dans cet ordre d'idées, les dextrines additionnées de H₂SO₄ concentré donnent des agglomérés résistants à l'eau lorsqu'ils sont chauffés à 135° C.

Généralement, la production de ces matériaux organiques est très localisée et leur disponibilité insuffisante. De plus, certains d'entre eux, en raison de leur prix, devraient être utilisés en trop petites quantités pour pouvoir conférer aux boulets une tenue au feu satisfaisante.

1232. Urée-formol.

L'urée-formol est une résine synthétique therm durcissable. Une première étape de réaction entre l'urée et la formaldéhyde conduit à la méthylèneurée, laquelle est polymérisable lorsqu'elle est placée en milieu acide et cela, d'autant plus rapidement que la température de réaction est voisine de 120° C.

C'est sous la forme de méthylèneurée que l'urée-formol est employée dans la fabrication du « Linex » et de l'« Unalit » et pourrait être utilisée dans l'agglomération des charbons. Le pH acide est obtenu par addition de faibles quantités de durcisseur (NH₄Cl) immédiatement avant emploi de la résine plastique. Ses possibilités d'utilisation seront commentées au chapitre suivant.

1233. Suprakol C.

Le liant suprakol C est une lessive sulfiteuse modifiée par la Société française « L'Avébène ». Certains produits ajoutés, telle la triéthanolamine, permettent sa transformation en matière insoluble dans l'eau par chauffage à une température comprise entre 220° C et 275° C. Cette colle se présente sous forme d'un liquide concentré à 63 % de matières sèches, son utilisation sera examinée plus loin.

13. Premières conclusions.

L'examen assez détaillé de tous les types de liants permet de conclure qu'aucune de ces substances ne satisfait à tous les desiderata de qualité exigés par un combustible domestique de choix.

A l'heure actuelle, les matériaux inorganiques ne peuvent être envisagés comme liant d'agglomération du charbon. Même dans le cas le plus favorable comme le ciment Sorel, la teneur en cendres du boulet fini augmente de 2 points minimum.

Les matériaux organiques du type brai sont suffisamment connus par leur quantité abondante de fumées. Ce défaut ne peut être corrigé que par un traitement subséquent de défumage ou de carbonisation.

La plupart des autres produits organiques, et souvent ceux qui ont l'action la plus adhésive, manquent de résistance à l'eau. L'incorporation à ces substances d'une petite quantité de matériau hydrophobe ne fait que déplacer le problème.

De tous les liants examinés, les seuls qui paraissent susceptibles de donner des agglomérés résistants, fumivores et insensibles aux agents atmosphériques, sont ceux que nous avons groupés dans la catégorie des liants organiques solubles du type therm durcissable. L'emploi industriel de ces substances sera conditionné par le prix de revient du boulet fini.

2. RECHERCHES D'INICHAR

21. Introduction d'une nouvelle technique de séchage.

Comme il a été signalé dans le paragraphe des liants organiques solubles dans l'eau, le séchage thermique fut de tout temps un problème technologique délicat. Les derniers fours en date sont des fours tunnels dans lesquels circulent des bandes

transporteuses métalliques. Le mauvais coefficient de transfert de chaleur entraîne des durées de dessiccation élevées et, de ce fait, des fours de très grandes dimensions dont la conduite est rendue difficile par les risques d'inflammation spontanée de la charge. Ces inconvénients peuvent être supprimés en réalisant le transfert de chaleur par l'intermédiaire d'un corps solide et inerte mis en fluidisation. Le lit de sable fluidisé a, en effet, pour avantage d'uniformiser la température et de s'opposer à la production de « points chauds » ; il permet de réaliser une transmission calorifique très rapide et les risques d'inflammation spontanée sont écartés par la présence d'une grande masse inerte, que le gaz de fluidisation soit des fumées faiblement oxydantes ou même de l'air pur.

22. Essais de laboratoire.

Le premier dispositif expérimental utilisé en laboratoire est schématisé à la figure 1.

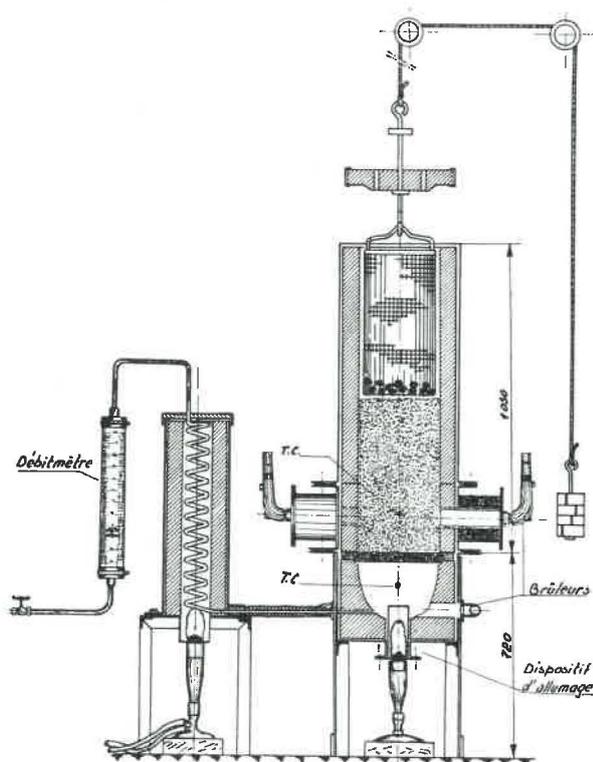


Fig. 1. — Dispositif expérimental de séchage en lit fluidisé.

La cuve de fluidisation est un cylindre vertical de 28 cm de diamètre intérieur entouré de réfractaires. Le fond de cette cuve, constitué par une dalle en céramique poreuse, surmonte une chambre de combustion dans laquelle débouchent deux brûleurs Meker ; deux autres brûleurs disposés dans des chambres latérales peuvent être mis en service lorsqu'on désire porter le lit de sable à très haute température.

Les brûleurs ne sont utilisés que pour le préchauffage du lit. Pendant l'opération de séchage, la fluidisation est assurée par l'azote, chauffé dans un four auxiliaire. Les agglomérés placés dans un panier en treillis métallique à maille de 20 mm, sont immergés dans le bain de sable pendant un temps exactement mesuré. Un dispositif de poulies et de contrepoids assure la manœuvre simultanée du panier et du couvercle en réfractaire qui surmonte la cuve.

Les boulets fabriqués à l'échelle du laboratoire ont été briquetés à la presse hydraulique sous une pression de 300 kg/cm² durant 10 secondes. Leur forme est celle d'un cylindre plat de 35,6 mm de diamètre et de ± 10 mm de hauteur, surmonté de deux calottes sphériques de 7 mm de flèche.

221. Agglomération à la lessive sulfiteuse

Le début des recherches d'Inichar a porté sur la production de combustibles domestiques artificiels à partir de charbons gras ou flambants agglomérés à la lessive sulfiteuse. Bien que n'appartenant pas directement au problème de l'agglomération des charbons maigres, ces essais ont permis d'expérimenter la technique de séchage en lit de sable fluidisé.

Une première étude indiquée à la figure 2 montre le peu d'intérêt industriel du séchage atmosphé-

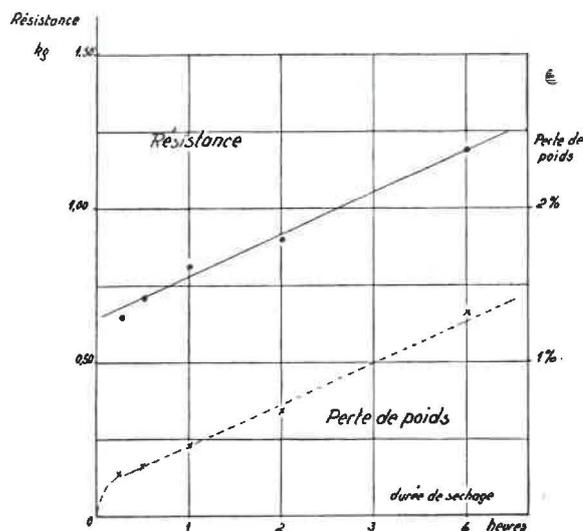


Fig. 2. — Etude du séchage à température ambiante.

rique à température ambiante. Après 4 heures de séjour à l'atmosphère, la résistance des boulets atteint à peu près le double de la valeur initiale, laquelle au sortir du moule est extrêmement faible (de l'ordre de 0,65 kg).

Le séchage à l'étuve à 200° C s'apparente au séchage en four tunnel. La figure 3 montre l'évolution des résistances et des pertes de poids après diverses durées d'étuvage. Il faut au minimum une heure

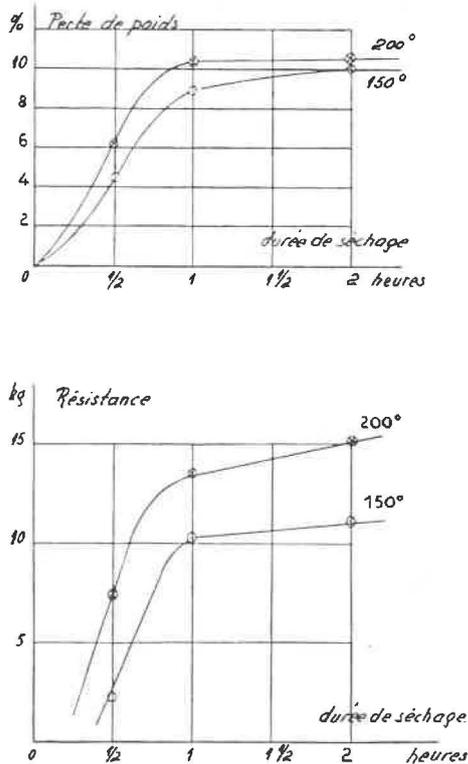


Fig. 3. — Étude du séchage à l'étuve.

pour parvenir à une dessiccation complète, conduisant à une résistance convenable. Le type de charbon joue cependant un rôle important ; l'étude présente a été réalisée sur du charbon flambant de nature très poreuse et on peut s'attendre à des durées nettement plus faibles pour des charbons anthraciteux.

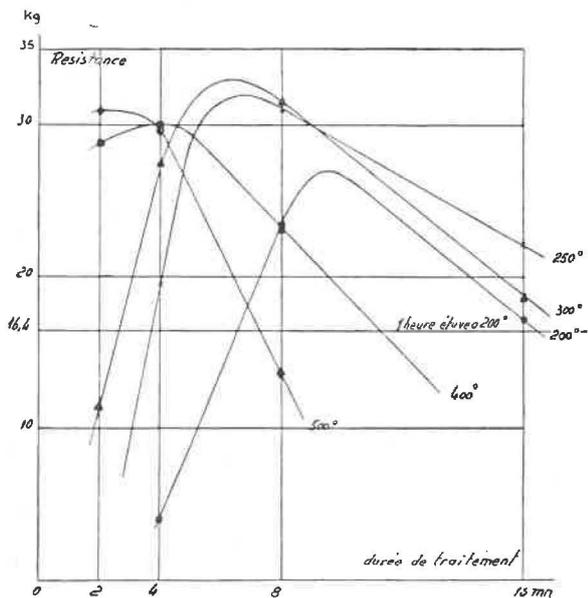


Fig. 4. — Résistance des boulets en fonction de la température et de la durée de traitement — Charbon flambant 0-2 mm.

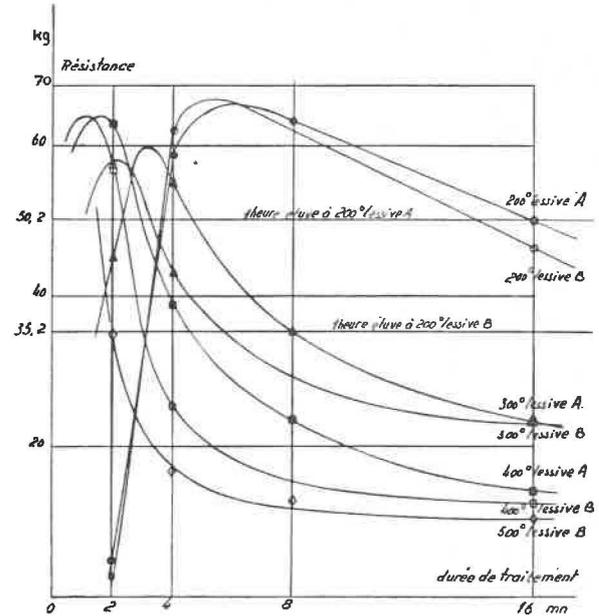


Fig. 5. — Résistance des boulets en fonction de la température et de la durée de traitement — Charbon quart-gras 0-2 mm.

Les figures 4 et 5 montrent l'évolution des résistances des boulets séchés en lit de sable fluidisé. Ces dernières sont les valeurs moyennes obtenues sur dix boulets après 1 h de refroidissement dans l'atmosphère du laboratoire. A titre de comparaison, on a également reporté les résistances obtenues après séchage d'une heure à l'étuve à 200° C, suivi d'une heure de refroidissement à l'atmosphère.

Toutes les courbes de résistance passent par un maximum dont la position en ordonnée dépend de la nature du charbon et de la température de séchage ; les durées de traitement optima sont comprises entre 2 et 8 minutes et sont d'autant plus courtes que la température est élevée. Les cohésions maxima dépassent très largement celles obtenues à l'étuve à 200° C.

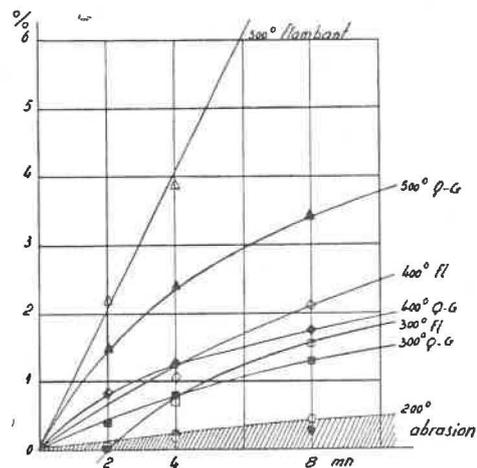


Fig. 6. — Départ de M.V. et perte par abrasion — Charbon flambant et charbon quart-gras.

Une étude de la perte de poids, lors du traitement en lit fluidisé, est indiquée à la figure 6. L'érosion de la surface des boulets peut s'identifier à la perte de poids à 200° C et est inférieure à 0,5 % pour les durées optima de séchage. La perte supplémentaire observée jusqu'à 300° C résulte du départ de matières volatiles du liant. Le cracking de ce dernier devient important et cause les chutes de résistances, lorsque le temps de traitement est trop long.

Les nombreux essais de séchage faits en laboratoire permettent de dire que, pour une abrasion relativement faible, le séchage en lit de sable fluidisé présente le double avantage de réduire la durée de traitement tout en améliorant la résistance des agglomérés.

222. Agglomération à l'urée-formol.

La résine plastique se présente sous forme d'un liquide visqueux à 70 % de résidu sec et 30 % d'eau.

Une étude préliminaire a permis d'établir que la proportion optimum d'urée-formol est de 4 % à 6 %, tandis qu'une addition d'eau de 2 à 4 % est indispensable pour permettre la bonne répartition du liant dans le boulet.

La comparaison des traitements en lit de sable fluidisé et à l'étuve met en évidence la supériorité du séchage rapide. Le diagramme 7 fait apparaître qu'une durée de traitement de 5 min à 200° C est suffisante pour obtenir des agglomérés dont la résistance est double de celle obtenue à l'étuve durant 30 à 40 min, à même température. Les résultats sont d'autant plus remarquables que ce faible temps de traitement est suffisant pour permettre la polymérisation de l'urée-formol jusqu'au cœur des boulets ; ces derniers résistent parfaitement bien à l'eau. Malheureusement, le liant est coûteux et la tenue au feu des agglomérés paraît médiocre.

223. Agglomération au suprakol C.

Les essais de laboratoire d'Inichar ont été également poursuivis sur du charbon anthraciteux lié avec 7 % de suprakol C.

L'évolution des résistances obtenues au sable fluidisé à différentes températures est figurée au diagramme 8, en fonction du temps de traitement. La courbe des cohésions obtenues après trempage

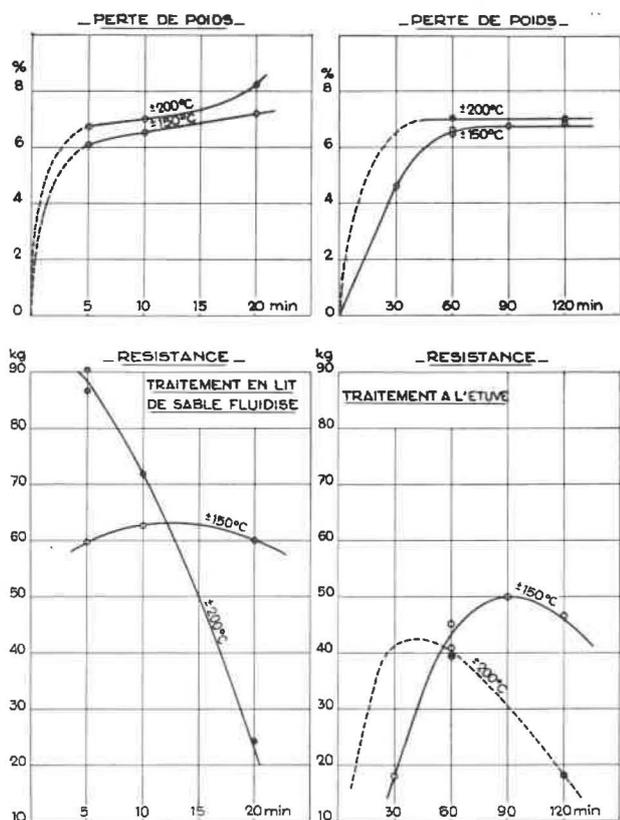


Fig. 7. — Perte de poids et résistance de boulets agglomérés à l'urée-formol en fonction de la température, de la durée et du type de traitement thermique.
Mélange : 90 % charbon maigre
6 % colle urée-formol
4 % eau de dilution

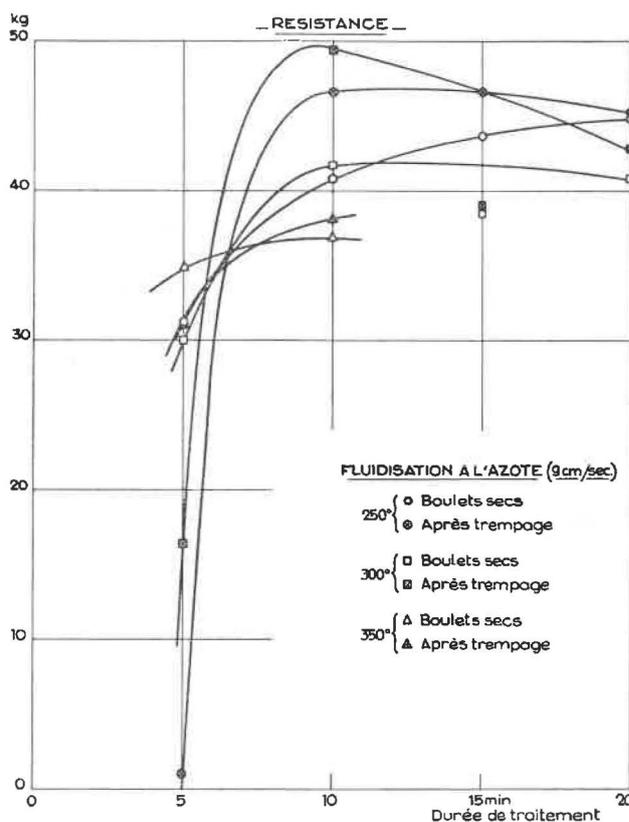


Fig. 8. — Résistance de boulets anthraciteux agglomérés au suprakol C en fonction de la température et de la durée de traitement thermique.
Mélange : 93,5 % charbon anthraciteux
6,5 % suprakol C

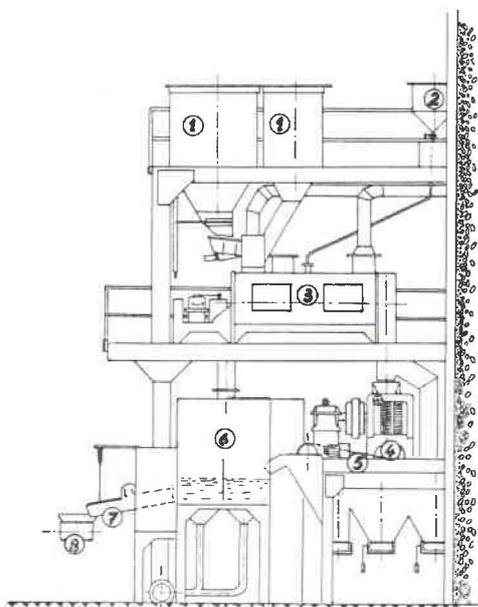
dans l'eau y est également tracée. La technique de traitement rapide est parfaitement applicable à ce type de liant. La durée optimum en sable fluidisé

est de l'ordre de 10 min et les températures les plus favorables sont comprises entre 250 et 300° C.

Après immersion dans l'eau et essorage d'une heure, les résistances sont généralement supérieures à celles des agglomérés séchés correspondants.

23. Essais semi-industriels de séchage en lit de sable fluidisé.

Les résultats encourageants obtenus en laboratoire nous ont conduits à aborder la réalisation d'une installation pilote d'agglomération à la lessive sulfiteuse à l'échelle semi-industrielle.



- | | |
|-----------------------------------|-----------------------------------|
| 1 Trémies d'alimentation | 5 Transporteur |
| 2 Réservoir de lessive sulfiteuse | 6 Four de séchage |
| 3 Mélangeur | 7 Crible |
| 4 Presse à boulets | 8 Transporteur de refroidissement |

Fig. 9. — Disposition de l'installation pilote.

La figure 9 montre la disposition d'ensemble de cette installation dont les organes principaux sont :

- un mélangeur malaxeur à pales tournantes, d'un volume total de 1.200 litres (capacité utile : environ 600 litres),
- une presse à boulets, d'une capacité de 750 kg/h et
- un four de séchage à lit de sable fluidisé, équipé d'un brûleur à gaz d'une puissance thermique de 200.000 kcal/h.

Le mélangeur, construit par la firme Lödige (Paderborn), peut être utilisé en fonctionnement continu ou discontinu ; une double enveloppe et un dispositif d'injection de vapeur permettent de varier à volonté la température de la pâte.

La presse à boulets, de fabrication S.K.B. (Dortmund), est à double rangée d'alvéoles, avec cylindre de 640 mm de diamètre et de 90 mm de largeur ;

elle est prévue pour une vitesse tangentielle de 0,135 m/s.

Le four de séchage constitue la partie la plus originale de l'installation ; la réalisation en a été confiée à la firme Stein et Roubaix ; sa disposition d'ensemble est indiquée à la figure 10.

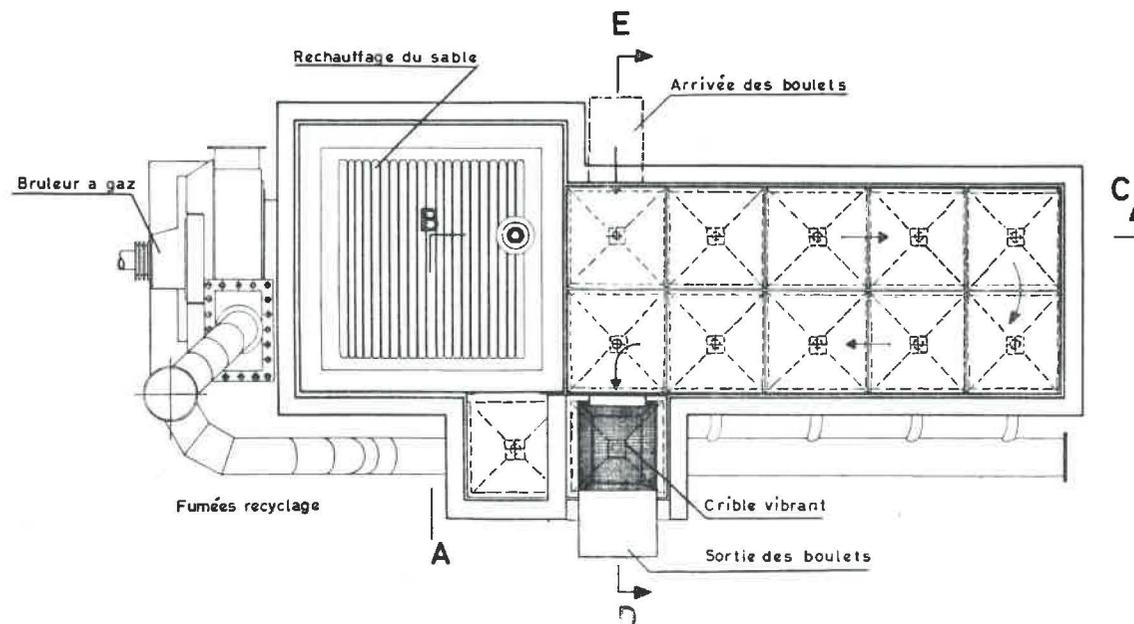
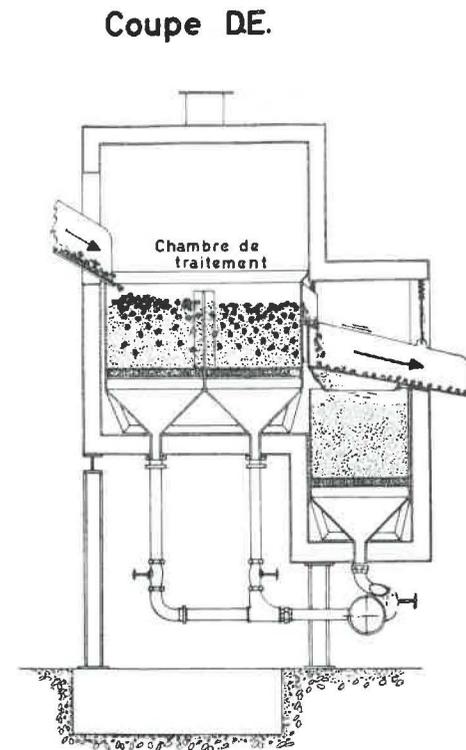
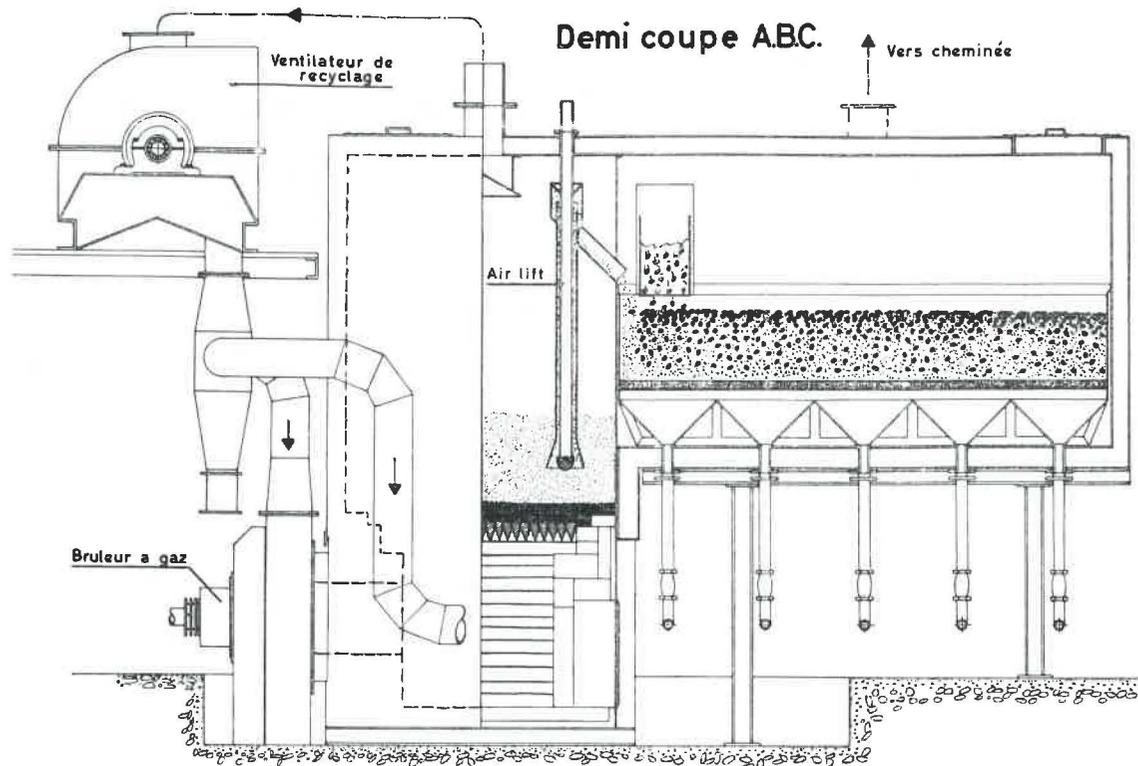
La chaleur nécessaire est fournie par un brûleur à gaz de ville, prévu pour un débit maximum de 50 m³/h. Les fumées de combustion ramenées vers 1.000° C par mélange à des fumées recyclées, montent à travers un lit filtrant de granulés de silice et d'émeri, porté par une grille de fonte réfractaire. Les fumées traversent ensuite un lit de sable fluidisé qu'elles échauffent à une température réglable entre 200 et 450° C. Elles sont reprises par un ventilateur de recyclage, une partie du débit retourne vers la chambre de combustion, le restant étant utilisé pour la fluidisation du sable dans le chenal de traitement des boulets.

Les parois latérales de ce chenal sont en tôle d'acier, sa paroi de fond étant constituée par un diffuseur en grenailles de fonte de 1,4 mm de diamètre moyen. Un dispositif pneumatique de relevage y déverse le sable préchauffé, qui s'écoule par gravité jusqu'à un déversoir de hauteur réglable. Les boulets crus, provenant de la presse, sont mélangés au sable dès l'entrée du chenal et sont entraînés dans son mouvement jusqu'au déversoir de sortie. Le mélange tombe alors sur un crible vibrant, le sable est recyclé vers le four tandis que les boulets sont déversés sur un transporteur métallique de refroidissement.

Tous les facteurs intervenant dans le traitement sont réglables dans d'assez larges limites. La vitesse de fluidisation peut varier entre un minimum de 5 cm/s et un maximum de 20 cm/s. La hauteur du lit est réglable par modification de la hauteur du déversoir. La longueur du parcours des boulets peut être modifiée de 1 à 5 m grâce à un système de cloisons amovibles. Quant à la durée de traitement, il est possible de la faire varier en agissant simultanément sur le débit de sable, la longueur du parcours et la hauteur du déversoir.

231. Agglomération à la lessive sulfiteuse.

Le séchage de boulets agglomérés avec ce type de liant a été réalisé en continu durant plusieurs semaines. Le passage de l'agglomération en laboratoire au stade semi-industriel n'a pas été sans poser quelques problèmes : le briquetage à petite échelle étant réalisé à la presse alternative durant 10 secondes, les gaz occlus dans la pâte pouvaient s'échapper, ce qui donnait des boulets ayant une certaine cohésion dès la sortie du moule. Dans la presse à roues mouleuses, la durée de briquetage n'est que de l'ordre de 10 à 15 centièmes de seconde ; elle est beaucoup trop courte pour réaliser l'évacuation des gaz emprisonnés dans la pâte.



**FOUR DE TRAITEMENT
DES BOULETS EN LIT
DE SABLE FLUIDISE**
capacité 750 kg/h

Fig. 10. — Four de traitement des boulets en lit de sable fluidisé.

La plupart des charbons que nous avons expérimentés ont néanmoins pu être agglomérés sans difficulté, mais certains produits de très grande surface spécifique se sont avérés très difficiles à traiter et le problème de l'agglomération à la lessive sulfiteuse des schlamms flottés et des charbons flambants n'est encore que partiellement résolu.

Durant nos premières campagnes d'agglomération, nous avons utilisé des charbons gras A, gras B et un peu de flambant, en mélange avec du charbon maigre. Les doses de lessive sulfiteuse sèche ont varié de 4 à 6 % rapportés sur charbon sec, tandis que l'humidité des boulets crus était comprise entre 6 et 9 %.

Le charbon broyé à raison de 300 à 350 kg et la lessive diluée étaient introduits dans le mélangeur et malaxés à grande vitesse durant 12 à 15 min. Après ce laps de temps, les mélangeurs étaient mis à vitesse réduite, tandis que le déversoir était progressivement abaissé pour permettre l'alimentation de la presse.

La hauteur du lit de sable dans le chenal a été réglée à 30 cm, la vitesse de fluidisation étant maintenue au minimum possible sur tout le parcours.

Au cours de chacune des opérations de séchage, 100 boulets témoins, peints en blanc, ont été introduits dans le four, en vue de la détermination de la durée de traitement. L'agitation qui règne dans le lit fluidisé entraîne une certaine dispersion des boulets et le chronométrage des durées de parcours permet d'établir la loi de cette dispersion. Quelques-uns des points expérimentaux ont été reportés à la figure 11. Ils s'alignent parfaitement sur le canevas

logarithme-normal, ce qui montre que la dispersion des boulets dans le lit fluidisé obéit à la loi du hasard. Elle est cependant assez faible pour que les durées de séjour de la majeure partie des agglomérés soient proches du temps « médian » et les durées de séjour nécessaires à la production de boulets de résistance maximum n'ont été que légèrement supérieures à celles qui avaient été prédéterminées en laboratoire.

La faible durée de compression des boulets, dans la presse à roues tangentés, a entraîné la limitation de la température de traitement au voisinage de 270° C afin d'éviter le dégagement trop rapide de la vapeur d'eau et surtout des gaz contenus dans les agglomérés crus, le choc thermique trop violent pouvant provoquer la fissuration des boulets. Au cours des essais, les températures moyennes ont varié entre 240 et 270° C sans que l'aspect des boulets séchés en soit sensiblement modifié.

232. Agglomération au manioc.

Le haut pouvoir adhésif de l'amidon a été confirmé par une série d'essais sur des boulets agglomérés au moyen de 2 % de farine de manioc à 80 % d'amidon.

L'agglomération a été conduite comme suit :

- préchauffage du charbon jusqu'aux environs de 85° C à l'intérieur du malaxeur ;
- introduction du manioc sec et mélange durant 2 min ;
- introduction de la quantité d'eau nécessaire pour provoquer la gelée d'amidon (de l'ordre de 8 %) ;

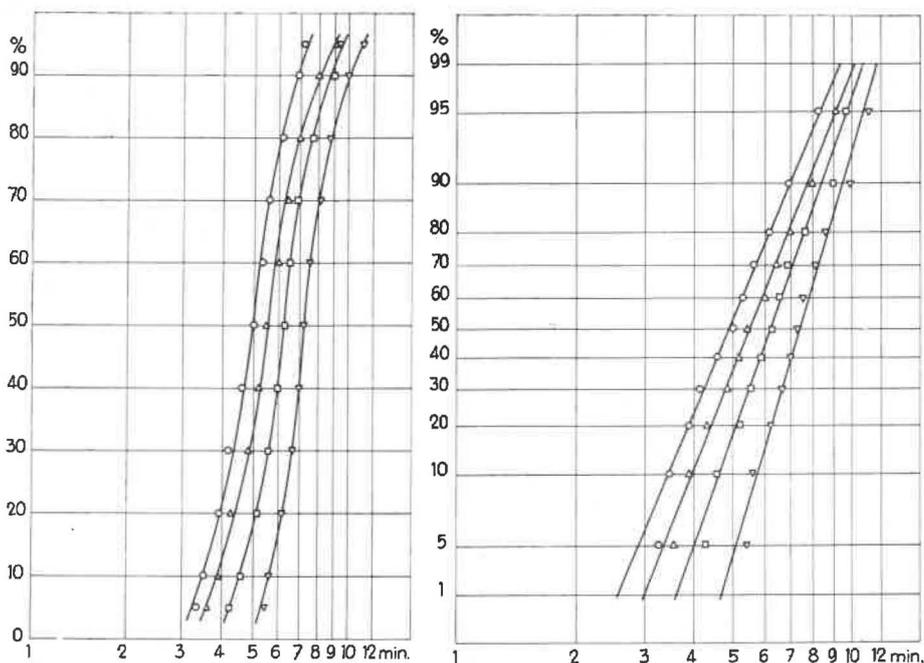


Fig. 11. — Répartition des durées de séchage des boulets.

— malaxage durant 5 min puis passage à la presse, la température de la pâte étant maintenue au voisinage de 80° C.

Les conditions de séchage ont été les mêmes que celles qui ont été réalisées pour les boulets à la lessive sulfiteuse, c'est-à-dire une hauteur de lit de 30 cm, une température voisine de 250° C et un temps de séjour médian de 6 à 10 min.

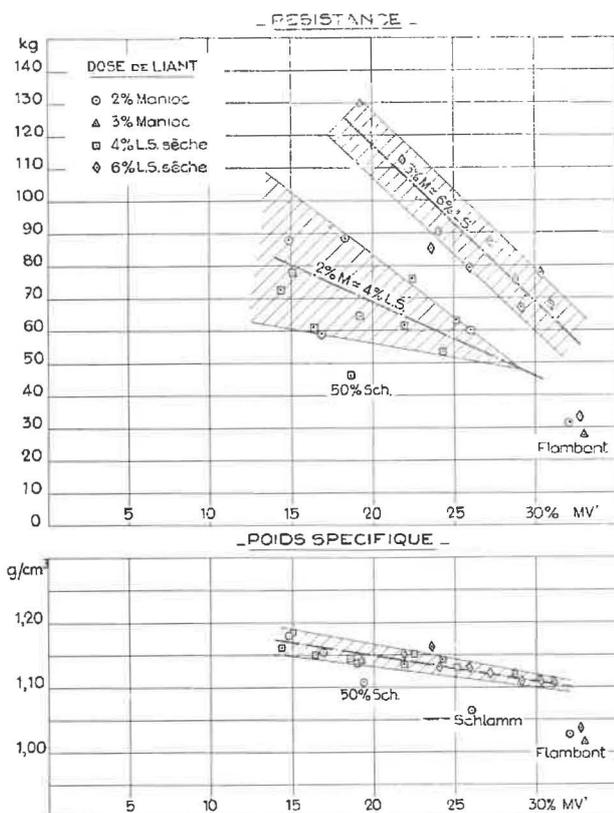


Fig. 12. — Caractéristiques des boulets séchés produits à partir de mélanges de charbons gras et de charbons maigres en fonction de leur indice de M.V. et de la nature du liant.

La figure 12 récapitule les principaux résultats obtenus dans l'étude de l'agglomération au manioc et à la lessive sulfiteuse des mélanges de charbons gras A, gras B et de charbons maigres. Du seul point de vue de la résistance des boulets séchés, 1 % de manioc équivaut sensiblement à 2 % de lessive sulfiteuse sèche.

D'autres avantages sont à l'actif de l'agglomération au manioc : l'introduction du liant sec permet l'utilisation de charbons humides puisqu'une quantité d'eau de l'ordre de 8 % est nécessaire à l'obtention de l'emploi d'amidon.

D'autre part, le malaxage à chaud contribue à diminuer cette teneur en eau et surtout à chasser les gaz adsorbés sur le charbon. Le briquetage en est facilité et des boulets, de très bonne présentation, ont été produits même dans le cas d'utilisation de 100 % de schlamms flottés. Les charbons poreux et très élastiques, tels que les flambants à haut indice de matières volatiles, restent cependant diffi-

cilement briquetables à la presse rotative, même lorsque la dose de liant est augmentée.

233. Agglomération à l'urée-formol.

La conduite de l'agglomération à l'urée-formol a été en tous points identique à celle à la lessive sulfiteuse. La température moyenne de séchage a été de 200° C, la durée médiane de séjour ayant oscillé autour de 6 minutes. Les teneurs en urée-formol et en eau de dilution rapportées sur le charbon sec ont été respectivement de 5 et 2 %.

D'excellents résultats ont été obtenus avec un charbon anthraciteux broyé à la granulométrie suivante :

- 9,5 % supérieurs à 4 mm
- 18,5 % compris entre 2 et 4 mm
- 17,5 % compris entre 1 et 2 mm
- 17,5 % compris entre 0,5 et 1 mm
- 20,7 % compris entre 0,2 et 0,5 mm
- 7,3 % compris entre 0,125 et 0,2 mm
- 9,0 % inférieurs à 0,125 mm

Les boulets obtenus ont une résistance de 73 kg et sont insensibles aux intempéries (résistance non modifiée après trempage de 24 heures), mais leur tenue au feu paraît médiocre.

234. Agglomération au suprakol C.

Les quelques essais effectués dans l'installation semi-industrielle sur du charbon anthraciteux ont confirmé les résultats obtenus en laboratoire, du point de vue résistance aux chocs et aux intempéries. Ils ont montré cependant que, si la conduite de l'agglomération avec le suprakol C était voisine de celle à la lessive sulfiteuse, elle s'en distinguait par les points suivants :

- Utilisation du liant tel quel à 37 % d'eau sans dilution préalable au malaxage de la pâte. La dose utilisée a été de 7 % (liant tel quel sur charbon sec).
- Possibilité d'utiliser du charbon de granulométrie plus grossière puisque les boulets, après traitement en lit de sable fluidisé, constituent un produit fini. Des résultats satisfaisants ont été obtenus avec un charbon dont l'analyse granulométrique était voisine de celle utilisée dans l'agglomération à l'urée-formol.
- Le temps de traitement en lit fluidisé doit être de 15 minutes environ afin de porter le centre du boulet à la température de réaction nécessaire à la production d'une résine dure et insoluble dans l'eau. La température moyenne d'essai a été de 300° C.

Les caractéristiques des boulets au suprakol C obtenus dans notre installation pilote sont :
résistance : 93 kg

résistance après 24 h de trempage : 84 kg
densité : 1,18 g/cm³.

Il est à noter que la fluidisation peut être réalisée indifféremment par de l'air ou par des fumées neutres, sans que les résultats en soient affectés.

24. Estimation du prix de revient d'un aggloméré non fumeux.

Des deux liants thermodurcissables expérimentés à Inichar, seul le suprakol C répond à l'ensemble des critères de qualité demandés aux liants non fumeux, avec la restriction cependant que la tenue au feu paraît acceptable. Son emploi n'est conditionné que par le prix de revient des agglomérés finis ; nous allons tâcher de l'établir.

La rentabilité d'un procédé dépend de l'échelle de l'usine. Nous envisageons dans cette étude économique une grosse unité moderne d'une capacité de production de l'ordre de 1.000 t/jour, qui concentre les installations de séchage de charbon, d'agglomération et de traitement thermique des agglomérés.

241. Matières premières.

On peut estimer le prix des fines anthraciteuses à 7 % d'eau et 6 % de cendres à 765 FB/t (*), soit 822 FB par tonne sèche. Le liant suprakol C à 37 % d'eau est utilisé tel quel à raison de 7 % sur charbon sec. Par grosses quantités, il revient à 4 FB/kg.

242. Investissements.

La continuité de la production dans une usine moderne ne peut se concevoir que si l'usine possède des machines de réserve. Il en résulte que les installations ne fonctionnent que deux postes sur trois, le matériel de réserve étant soumis à l'entretien.

Une fabrique d'agglomérés de 100 t/h, telle que celle qui a été installée au siège Katharina dans la Ruhr, coûte 60 millions de FB pour une production annuelle (350 jours) de $2/3 \times 24 \times 100 \times 350 = 560.000$ tonnes.

Sur cette base, les investissements à la tonne annuelle pour une usine d'agglomération comprenant le séchage du charbon peuvent se répartir comme indiqué au tableau II.

Les immobilisations propres au traitement thermique des boulets sont également incluses dans ce tableau. Elles ont été déduites de données obtenues de la firme Stein et Roubaix.

(*) Suivant le barème Cobéchar, le prix des fines anthraciteuses à 7 % d'eau et 10 % de cendres est de 695 FB/t. A ce chiffre il y a lieu d'ajouter un supplément de 2,5 % par % de cendres en moins.

TABLEAU II.
Investissements en FB par tonne sèche annuelle produite.

	Séchage et agglomération charbon	Four de traitement thermique
Machines et appareils	60	90
Bâtiments, charpentes, installations électriques	30	45
Frais d'études d'architecture et de surveillance des travaux	18	27
Total	108	162

243. Frais de traitement.

Les deux premiers postes du tableau III résultent de données expérimentales relatives aux installations d'agglomération en service dans le district de la Ruhr.

TABLEAU III.
Frais de traitement en FB par tonne sèche annuelle produite.

Séchage charbon	15
Agglomération	51
Traitement thermique	47
Frais généraux d'usine et d'administration	30
Total	143

Le coût du traitement thermique a été estimé à la suite des essais réalisés à Inichar.

Le quatrième poste du tableau est tout à fait approximatif et dépend dans une large mesure de l'importance de l'usine.

244. Prix de revient.

Le coût total d'un aggloméré non fumeux au suprakol C est détaillé au tableau IV.

TABLEAU IV.
Prix de revient par tonne sèche d'un aggloméré au suprakol C.

Charbon (960 kg à 6 % Cs)	790
Liant suprakol C (65 kg humide 40 kg sec)	260
Frais de traitement	143
Récupération du capital (10 % des investissements)	27
Total	1.220

La part du liant est largement prépondérante. Il n'en reste pas moins que le boulet au suprakol C est un combustible de choix qui est directement comparable aux calibrés anthraciteux. Le prix de vente actuel de ces charbons montre qu'une grosse usine productrice d'agglomérés d'un prix de revient de 1.220 FB la tonne sèche disposerait d'une marge de bénéfice.

3. CONCLUSIONS GÉNÉRALES

Au cours de cette communication, nous avons défini les critères de qualité auxquels les agglomérés domestiques doivent se soumettre. Ces conditions sévères sont indispensables pour produire un combustible de choix comparable aux calibrés anthraciteux. Parmi les liants non fumeux examinés, une seule classe peut répondre à tous les desiderata : ce sont les substances dites thermodurcissables qui peuvent durcir au sein même des boulets grâce à un traitement thermique approprié.

Le traitement en lit de sable fluidisé introduit à Inichar constitue un progrès par rapport aux techniques traditionnelles de séchage en fours tunnels. Pour la dessiccation de boulets à la lessive sulfiteuse, le lit fluidisé a comme avantages de réduire

très fort la durée de traitement, d'accroître la résistance des boulets, d'uniformiser la température et d'assurer la sécurité totale vis-à-vis de l'incendie.

L'étude réalisée sur les deux résines plastiques retenues pour l'agglomération des fines anthraciteuses a montré que la technique était également applicable.

L'urée-formol malheureusement ne peut être envisagée industriellement vu son prix actuel de 8 F/kg et la médiocre tenue au feu qu'elle semble conférer aux boulets. Par contre, le suprakol C paraît pouvoir être utilisé avec succès. A la dose de 7 %, il confère aux boulets une complète fumivorité, une résistance voisine de 100 kg, une insensibilité totale aux intempéries et une tenue au feu qui paraît acceptable. L'emploi du lit fluidisé permet de ramener le temps de séchage de 1 h à 1/4 h et de travailler à une température voisine de 300° C sans risque de combustions spontanées. Nous noterons également que, du point de vue hygiène, le suprakol C présente un intérêt marquant par rapport au brai, source de produits cancérigènes.

Le prix élevé du liant constitue l'un des principaux obstacles au développement du procédé ; néanmoins, il ne paraît pas insurmontable pour une usine conçue à une échelle suffisamment large.

Le défumage oxydant des agglomérés au brai de houille

par J. DUPONT,

Ingénieur au Syndicat d'Etudes chimique du Groupe Coppée.

SAMENVATTING

De kolenteer, die als bindmiddel gebruikt wordt bij de vervaardiging van agglomeraten van magere of anthracietachtige kolen, is verantwoordelijk voor de rookvorming bij hun verbranding.

Een gecontroleerde oxydatie leidt tot de omvorming van een oppervlakkige laag teer in teercokes, het geen de rookloze verbranding verzekert.

Dit procédé werd in 1954 in toepassing gebracht in de groep Douai van de « Houillères du Nord et du Pas-de-Calais » en heeft een zeer snelle uitbreiding gekend, hetgeen het commercieel succes weerspiegelt van de aldus verkregen brandstof, die onder de benaming « Anthracine 54 » wordt verhandeld.

Het Nationaal Instituut voor de Steenkolenrijverheid bestudeert de toepassing van zijn procédé van behandeling in fluo-zand op het oxyderend rookloos maken van agglomeraten.

Dit procédé, dat met succes beproefd werd, zou toelaten het rookloos maken op automatische wijze uit te voeren, in een beperkte tijd en met uitsluiting van ieder ontvlammingsgevaar.

Men heeft getracht het oxyderend rookloos maken uit te breiden tot agglomeraten van half-vette en vette kolen. Deze toepassing stuit op grote moeilijkheden, want men moet de oxydatie doorvoeren tot de kern van de agglomeraten, om niet alleen de teer, maar ook de kolen te transformeren.

RESUME

Le brai de houille utilisé comme liant dans la fabrication des agglomérés de charbons maigres ou anthraciteux constitue l'élément fumigène de ces agglomérés lors de leur combustion.

Une oxydation ménagée transforme une couche superficielle du brai en coke de brai et conduit à l'obtention d'un combustible non fumeux.

Mise en application en 1954 par le Groupe de Douai des Houillères du Nord et du Pas-de-Calais sous le nom d'anthracine 54, cette technique a pris un développement très rapide qui est le reflet du succès commercial rencontré par ce combustible.

L'Institut National de l'Industrie Charbonnière étudie l'application de son procédé de traitement en lit de sable fluidisé au défumage oxydant des agglomérés.

Ce procédé, expérimenté avec succès, permettrait d'obtenir le défumage d'une façon autothermique, en un temps réduit et en évitant tout risque d'inflammation.

On s'est efforcé d'étendre le défumage oxydant aux agglomérés de charbons demi-gras et gras. Cette application s'avère difficile, car il faut dans ce cas pousser l'oxydation au cœur des agglomérés pour transformer, en plus du brai, la matière charbon.

1. Généralités.

Sur l'ensemble du territoire français, la consommation de charbons maigres et anthraciteux a été de 4.972.000 tonnes du 1^{er} avril 1957 au 31 mars 1958, y compris de petits tonnages de quart-gras.

Dans ce tonnage, 2.007.000 tonnes provenaient d'importations.

Les classés de calibre supérieur à 20 mm représentaient 80 % de ce tonnage.

Cette situation montre bien que la mise à la disposition de la clientèle française d'un bon com-

bustible de remplacement obtenu à partir de fines industrielles était d'actualité.

Les agglomérés défumés ont apporté une solution à ce problème.

2. L'Anthracine.

Par ses qualités, ce combustible peut rivaliser avec les classés maigres :

- Son calibrage est rigoureux.
- Il possède une résistance et une cohésion élevées.
- Sa teneur en cendres est de 6 %.
- Ces cendres, qui sont pulvérulentes, diminuent la tendance à la formation de mâchefer.
- Son excellente réactivité lui confère une tenue au feu remarquable, ainsi qu'une grande souplesse de reprise après ralenti.
- Il s'adapte à tous les types de foyers, ainsi qu'aux chaudières de chauffage central.
- Ne dégageant pas de fumée, il n'encrasse ni les récupérateurs des foyers et chaudières ni les cheminées.
- Il ne pollue pas l'atmosphère des agglomérations.

3. Evolution des fabrications.

La progression des ventes montre le succès rencontré par ce combustible :

de mai 1954 à mars 1955	54.500 t
du 1 ^{er} avril 1955 au 31 mars 1956	144.000 t
du 1 ^{er} avril 1956 au 31 mars 1957	253.000 t
du 1 ^{er} avril 1957 au 31 mars 1958	304.000 t
du 1 ^{er} avril 1958 au 31 mars 1959	441.000 t

4. Mise en œuvre du procédé.

41. Principe.

Par oxydation ménagée, une pellicule superficielle du brai de l'aggloméré se transforme en coke de brai.

Portée à haute température lors de la combustion, cette pellicule constitue une zone de cracking que doivent traverser les huiles lourdes de brai lors de leur dégagement.

Il en résulte une transformation de ces huiles en un gaz n'ayant aucun pouvoir fumigène.

42. Origines et études.

En traitant par de l'air, à température supérieure à 100° C, un goudron de houille obtenu par carbonisation à haute température, la totalité des huiles lourdes et anthracéniques se transforme en brai.

Le procédé, utilisé anciennement sous le nom de Hennebutte, son inventeur, était appliqué à des goudrons préalablement débarrassés de leurs huiles légères et naphthalineuses, ces huiles ne possédant pas la propriété de se polymériser par l'air en quantités notables.

La réaction, qui démarre déjà à 100° C, est fortement exothermique et ne se limite pas à l'obtention de brai.

En effet, en prolongeant l'injection d'air, le point de fusion du brai continue à monter et, à l'extrême limite, il y a formation de coke de brai.

En appliquant le procédé non plus au goudron mais au brai, le phénomène est très rapide, ce qui s'explique par le fait que l'on s'adresse aux huiles de brai qui sont à gros poids moléculaires.

Le procédé de transformation du brai par oxydation est donc connu depuis fort longtemps.

Quant à son application au défumage des agglomérés, des essais auraient déjà été tentés en 1939.

Ils furent repris en 1951 à l'échelle laboratoire par le Groupe de Douai des Houillères du Nord et du Pas-de-Calais et ensuite continués au stade pilote sur des charges de 70 kg de boulets de 40 g sous une épaisseur d'un mètre.

Les paramètres suivants ont été étudiés :

Pour les agglomérés :

charbon : nature - finesse de mouture
brai : qualité et pourcentage
boulets : poids - forme - épaisseur de la couche.

Pour les fumées :

température
taux d'oxygène
flux.

Les résultats obtenus furent confirmés sur des charges de 750 kg qui représentaient des volumes d'environ 1 m³.

L'installation comportait les premiers éléments des fours industriels : foyer producteur de fumées à teneur d'oxygène convenable et ventilateur de recyclage de ces fumées.

Les charges de 750 kg ont été traitées dans le cycle suivant :

a) Préchauffage jusqu'à 250° C	1 h 30
b) Oxydation jusqu'à 325-350° C	3 h
c) Refroidissement par fumées	0 h 30
Refroidissement par air	0 h 30

Durée totale du cycle 5 h 30

C'est sur la base de ces essais que le Groupe de Douai décida la construction d'un four industriel.

43. Fours industriels.

431. Développement de la construction.

Le four A fut mis en chantier en mai 1953 près de Douai, au lieu dit « Fort de Scarpe ».

Les premiers essais de mise en marche eurent lieu en 1953 et la marche industrielle continua débuta en juin 1954.

Le premier four se présentait sous forme d'un tunnel de 64 mètres de longueur, construit en béton et garni intérieurement de briques réfractaires.

Il comportait 20 wagonnets circulant sur rails à voie normale.

Ils étaient composés chacun d'un caisson dont le fond était constitué d'une grille mobile permettant le passage des fumées ainsi que la vidange. Ces caissons étaient munis d'ailettes dans le sens longitudinal de telle sorte que les wagonnets successifs étaient encastrés les uns dans les autres en une rame continue.

L'avancement des wagonnets était réalisé par oléopulseur, l'entrée d'une charge à traiter provoquant la sortie d'une charge défumée.

Les fumées entraient latéralement sous la grille, symétriquement par rapport à un plan médian longitudinal, et circulaient de bas en haut dans la charge.

La hauteur de celle-ci était de 1 m, sa largeur de 1,80 m et sa longueur de 3,20 m.

Le tunnel proprement dit, bien que continu, était divisé, pour le gaz de traitement, en vingt cellules, correspondant chacune à un wagonnet.

Chaque cellule était équipée de deux ventilateurs assurant le recyclage des fumées dans les boulets, fumées conditionnées de façon à faire suivre aux boulets la loi de chauffage voulue.

Les fumées étaient produites par combustion de gaz de cokerie dans un avant-foyer et l'apport d'air frais était fait à partir d'air ayant servi au refroidissement secondaire des boulets.

Ce four avait un défaut majeur qui consistait en un manque d'étanchéité du béton :

- Le béton est poreux aux gaz.
- Il est difficile de réaliser une étanchéité convenable entre le béton et les tuyauteries métalliques à gaz de même qu'avec les wagonnets.

Il en résultait :

- des pertes de fumée par les joints vers l'extérieur ;
- des rentrées d'air non contrôlées venant accélérer la réaction au point d'enflammer les charges ;
- un manque d'isolement de cellule à cellule.

Les entrées de fumée de recyclage de part et d'autre des wagonnets impliquaient un dédoublement complet des circuits de distribution.

A partir de l'expérience acquise avec le four A, les fours B et C qui l'ont suivie ont été modifiés comme suit :

Tunnel : caisson métallique avec joints de dilatation et garni de réfractaire.

Cellules : chaque cellule comporte des patins métalliques avec ressorts de compression réalisant une étanchéité suffisante avec les wagonnets.

Fumées : soufflage d'un seul côté.

Wagonnets : longueur portée à 2 m et munis de dispositifs d'étanchéité.

Comme suite au développement des ventes, la construction de deux nouveaux fours D et E fut décidée.

De nouvelles améliorations y furent apportées dans les circuits de fumée et leur mise en service fin 1957 coïncida avec la mise à l'arrêt du four A.

Il est à noter que, dans tous les fours, chaque cellule comporte des appareils de mesure de température des fumées et que des appareils doseurs d'oxygène équipent chaque four.

Toutes leurs indications sont transmises à distance sur un tableau de contrôle central.

Les cellules sont également équipées de pulvérisateurs d'eau permettant de freiner la réaction si des points chauds venaient à se manifester dans les charges.

Un nouveau type de four est à l'essai à l'échelle industrielle depuis août 1959.

Il s'agit d'un four à bande transporteuse métallique pouvant traiter 120 à 150 tonnes/jour.

Par son principe, le four simplifie grandement les problèmes de manutention — toute échelle gardée, il serait sensiblement moins coûteux que les fours tunnels à wagonnets.

432. Résultats.

a) Capacité de traitement et consommation d'énergie.

Chaque four tunnel est capable de traiter par jour 400 tonnes de boulets crus, avec une consommation moyenne de 20 m³ de gaz de cokerie et 30 kW/h à la tonne traitée.

b) Personnel.

Il y a pour 4 fours :

- 4 hommes par poste pour la conduite des fours ;
- 18 hommes par poste pour les manutentions et expéditions ;
- 45 hommes de jour et d'entretien.

Ce personnel pourra être réduit par des aménagements des installations de manutention.

c) Frais d'exploitation.

Ces frais se sont décomposés en 1958, outre les amortissements et les frais de financement en :

Main-d'œuvre, frais généraux	360 FF
Fournitures : gaz, électricité, divers	350
Entretien, main-d'œuvre, etc.	250

L'amortissement est prévu en 6 ans.

d) Conditions de marche.

Les conditions actuelles sont :

Teneur en oxygène : 6 à 8 %.

Température des fumées : 330 à 350° C.

Durée du traitement oxydant : 60 à 80 minutes.

e) *Bilan matières et calories.*

La perte de poids au traitement, à humidité égale, serait inférieure à 1,5 % et doit se comprendre comme suit : s'il y a une légère perte de matière sous forme de gaz par le phénomène d'oxydation, elle est compensée partiellement par une fixation d'oxygène, ce qui explique la perte de pouvoir calorifique du combustible qui serait de l'ordre de 200 kcal/kg.

5. Extension du procédé à d'autres catégories d'agglomérés.

Des essais ont été effectués sur des boulets de fines demi-grasses ou même flambantes agglomérées au brai.

Le défumage est possible, mais demande des durées de traitement au moins quatre fois plus grandes.

Ceci se justifie par le fait que, dans ce cas, il faut agir en profondeur et attaquer, en même temps que le brai, la matière charbon. On se heurte également aux phénomènes de transformation plastique du charbon, encore amplifiés par la présence du brai qui se comporte en véritable fondant vis-à-vis des charbons, c'est ainsi que des prises en grappes par collage et que des déformations des boulets se produisent.

Il est possible d'éviter ces inconvénients en travaillant à un seuil de température sensiblement plus bas, mais cela conduit à un nouvel allongement de la durée de traitement.

Du fait que la réaction d'oxydation doit être poussée jusqu'au cœur du boulet et de l'importance de la quantité de matière à oxyder, les phénomènes exothermiques sont violents et les dangers d'inflammation qui existent déjà pour les boulets maigres deviennent très difficiles à éviter.

Si, comme dans le cas des boulets maigres, la perte de poids au traitement est peu sensible, la perte de pouvoir calorifique peut monter à 25 % dans le cas des flambants.

La quantité d'oxygène fixée est telle que l'aggloméré fuse lorsqu'on l'essaie au four à moufle.

Divers artifices peuvent être utilisés pour faciliter le défumage oxydant des boulets faits avec d'autres charbons que les maigres : ajoute à la pâte à agglomérer de catalyseurs d'oxydation, de produits oxydants, de poussier de coke en quantités notables.

On peut également incorporer une partie de charbon préalablement oxydé.

Tous ces artifices conduisent invariablement aux inconvénients suivants :

- traitement difficile à contrôler (inflammations) ;
- usure rapide du matériel d'agglomération (pous-sier de coke) ;
- pertes de pouvoir calorifique ;
- relèvement sérieux des frais d'installation et de fabrication.

A notre avis, lorsqu'on veut défumer des boulets obtenus avec des charbons autres que les maigres ou les quart-gras, on ne peut envisager que la voie de la semi-carbonisation.

6. Essais par Inichar du défumage oxydant des agglomérés au brai de fines maigres en lit de sable fluidisé.

Le lit de sable fluidisé présente les avantages suivants :

- 1^o) Transfert de chaleur plus rapide que dans les procédés de chauffage par convection ou radiation.
- 2^o) Accélération des phénomènes d'échanges gazeux.
- 3^o) La grande uniformité de température s'oppose à la réalisation de points chauds et permet l'utilisation d'air pur comme agent d'oxydation.
- 4^o) Milieu autoextincteur.

Il présente l'inconvénient de constituer un milieu abrasif vis-à-vis des agglomérés. Cependant, les expériences d'Inichar ont montré que cet inconvénient pouvait être atténué en limitant la véritable fluidisation au minimum nécessaire au cheminement des boulets, la majeure partie du temps étant utilisée pour une oxydation en lit calme où les phénomènes d'abrasion ne se manifestaient pas.

Un tel four serait assez simple car il n'y aurait pas de recyclage des fumées et le traitement serait autothermique.

Les dimensions pourraient être sensiblement réduites par rapport aux fours existants du fait d'une rapidité de traitement plus grande.

En résumé, le défumage oxydant des boulets maigres à l'aide de ce type de four, demanderait des investissements sensiblement moins importants que les fours existants à ce jour et ce traitement pourrait se faire moyennant des frais de traitement réduits.

Production de boulets non fumeux par carbonisation à basse température

par P. LEDENT,

Ingénieur en Chef à Inichar.

SAMENVATTING

De carbonisatie op lage temperatuur kan uitgevoerd worden op ruwe kool of op agglomeraten. Indien men brandstoffen voor continu-haarden wenst te verkrijgen, biedt de carbonisatie van agglomeraten een dubbel voordeel, zowel wat de kwaliteit van de producten, als wat de rentabiliteit betreft.

De carbonisatie van teer-agglomeraten is aangewezen voor weinig zwellende kool (magere kool of vlamkolen). Voor meer zwellende kool is de sulfitische wassing meer geëigend.

Dit bindmiddel, een afvalproduct van de papierindustrie, werd gebruikt in een proefinstallatie van het Nationaal Instituut voor de Steenkolenindustrie. Het proces omvat een koude agglomeratie, een droging van 6 à 7 minuten in een fluo-zandbad en een carbonisatie van 1 h 30 à 2 h in een oven met nauwe kamers met metalen wanden. Dit procédé kan toegepast worden op kolen van zeer uiteenlopende aard. De half-vette kolen en vlamkolen kunnen afzonderlijk behandeld worden. De magerkolen en de vette kolen moeten gemengd worden.

Wegens de geringe handelswaarde van de onderproducten zouden de kolen met laag gehalte aan V.B. de laagste kostprijs hebben, (ongeveer 1.250 F/t in een industriële inrichting van groot vermogen).

Nieuwe studies zijn aangevat om de carbonisatie op continue wijze te beproeven, maar de industriële toepassing van deze werkwijzen schijnt nog niet in het nabije verschiep te liggen.

In de huidige staat van de techniek zijn het oxyderend rookloos maken van teeragglomeraten van magere kolen en de carbonisatie van half-vette agglomeraten met sulfitische wassing de procédés die het meeste belang wettigen.

Wat ook de gebruikte werkwijze zij, kan de thermische behandeling van agglomeraten slechts opgevat worden in inrichtingen van grote capaciteit. De rentabiliteit van de bewerking hangt inderdaad in hoge mate af van de omvang van de inrichting.

RESUME

La carbonisation à basse température peut être appliquée à des combustibles en vrac ou à des charges briquetées. Lorsque le but de l'opération est d'obtenir un combustible pour poêles à feu continu, la carbonisation de charges briquetées présente une nette supériorité du double point de vue de la qualité des produits et de la rentabilité.

La carbonisation d'agglomérés au brai s'indique pour les charbons peu fusibles (maigres ou flam-bants secs). Avec des charbons plus agglutinants, il est préférable d'utiliser la lessive sulfiteuse résiduaire de papeterie.

Ce liant a été expérimenté dans l'installation pilote d'Inichar. Le mode opératoire comporte : une agglomération à froid, un séchage de 6 à 7 minutes en lit de sable fluidisé et une carbonisation de 1 1/2 h à 2 h en four à chambres étroites, à parois métalliques. La méthode peut s'adapter à des charbons très divers : les demi-gras et les flam-bants peuvent être traités isolément, les maigres et les gras doivent être utilisés en mélange.

En raison de la faible valeur commerciale des sous-produits, ce sont les charbons à faible indice de M.V. qui donneraient actuellement le meilleur prix de revient (de l'ordre de 1.250 F/t dans une installation industrielle de grande capacité).

Des recherches nouvelles sont en cours, en vue de mettre au point des méthodes de carbonisation en continu, mais l'application industrielle de ces méthodes paraît encore lointaine.

Dans l'état actuel de la technique, ce sont les procédés de défumage oxydant des boulets maigres agglomérés au brai et la carbonisation des boulets demi-gras agglomérés à la lessive sulfiteuse qui semblent présenter le plus d'intérêt.

Quel que soit le procédé choisi, le traitement thermique des agglomérés ne doit être envisagé que dans des usines de grande capacité ; la rentabilité de l'opération dépendant dans une large mesure de l'importance de l'installation.

1. HISTORIQUE

La carbonisation de la houille, à basse température, a connu ses premières applications industrielles durant la guerre 14-18 (1).

Il s'agissait d'industries montées en Allemagne, en vue de parer aux difficultés de ravitaillement en huiles et en carburants.

Durant la période 1920-1930, la poursuite des travaux allemands sur la synthèse des huiles, à partir de houille ou de lignite, a donné un regain d'actualité à la question et a entraîné une véritable floraison d'inventions, de brevets et d'appareils.

On vivait, à l'époque, dans la hantise d'une pénurie de carburants, du fait que les gisements de pétrole alors reconnus étaient monopolisés par quelques nations et situés pour la plupart à grande distance des centres de consommation de l'Europe occidentale. A cela venaient s'ajouter les pronostics pessimistes des géologues quant aux réserves de pétrole contenues dans l'écorce terrestre et l'importance croissante prise par les carburants dans la défense nationale et dans l'économie générale de chaque pays.

La plupart des procédés proposés à cette époque sont actuellement tombés dans l'oubli. La cause essentielle des échecs est que la rentabilité des opérations avait été axée sur les sous-produits liquides, le semi-coke étant considéré comme de peu de valeur. Or, à la pénurie de pétrole prévue par les géologues, s'est substituée une abondance relative résultant de la découverte de nouveaux gisements, ce qui a entraîné l'effondrement des prix mondiaux des huiles et des carburants.

2. RENTABILITE

Ce serait cependant une erreur de croire que la carbonisation à basse température ait perdu tout intérêt économique. En fait, quelques installations ont survécu et, au cours de ces dernières années, les industries britanniques du gaz et du charbon se sont orientées résolument vers l'extension des usines existantes et vers la création de nouvelles installations de production de semi-cokes de haute qualité pour usage domestique (2).

Du point de vue économique, le problème se pose de façon simple. En partant d'une tonne de charbon cru à environ 30 % de matières volatiles, la carbonisation à basse température fournit :

750 à 800 kg de semi-coke

80 à 100 kg de goudron

8 à 10 kg d'essences benzolées

et 80 à 100 m³ de gaz à 7.000 kcal.

Le bilan de l'opération sera positif si la valeur globale du semi-coke et des sous-produits dépasse le coût du charbon enfourné, augmenté de l'ensemble des frais d'exploitation et d'amortissement de l'usine.

Dans l'état actuel du marché, la valeur des sous-produits est assez faible et généralement inférieure aux frais de carbonisation. Dans ces conditions, la carbonisation à basse température ne peut être envisagée avec chance de succès que si le prix du semi-coke atteint au moins 135 à 140 % du prix des charbons enfournés.

Le barème des prix de vente des charbons et des combustibles qui entrent en compétition avec lui indique que le semi-coke a actuellement peu de chances de succès sur le plan des combustibles à usage industriel ; par contre, il existe une différence de prix suffisamment importante entre les calibrés anthraciteux et les fines grasses pour que la carbonisation à basse température puisse être envisagée en vue de la préparation d'un combustible domestique de haute qualité.

3. CARBONISATION EN VRAC ET CARBONISATION DE CHARGES BRIQUETEES

A ce stade, on peut se demander s'il convient d'orienter la recherche vers la carbonisation en vrac ou vers la carbonisation de charges briquetées.

La question est d'autant plus pertinente que les deux types de procédés se sont développés parallèlement à l'étranger. En Grande-Bretagne notamment, la semi-carbonisation en vrac rencontre depuis plusieurs années un succès incontestable et l'ensemble de la production de semi-coke à usage domestique vendu sous des dénominations commer-

ciales diverses (Coalite - Phimax - Rexco et Warmco) dépasse actuellement 1.200.000 tonnes par an.

Une étude attentive du problème montre que la réponse dépend entièrement des habitudes des consommateurs et de l'équipement dont ils disposent.

En Angleterre, le feu ouvert jouit encore à l'heure actuelle d'un succès considérable. Il nécessite un combustible très réactif et de gros calibre.

Traditionnellement, l'Anglais utilisait des gailletins et des criblés de charbon gras auxquels Londres et la plupart des grandes villes britanniques étaient redevables de leurs brouillards chargés de suie et de goudron.

Depuis quelques années, la législation est intervenue pour mettre un terme à cette pollution atmosphérique. L'usage des combustibles fumeux a été interdit dans les centres urbains et tout naturellement le choix du consommateur s'est porté vers des combustibles très réactifs et d'assez gros calibres tels que le semi-coke de carbonisation en vrac.

Sur le continent, la situation est tout autre. Le foyer à feu ouvert est pratiquement inconnu et le type même du poêle domestique est le poêle à feu continu adapté à la combustion des braisettes d'anthracite 10 - 20, 20 - 30 ou 30 - 50.

Dès le moment où le but poursuivi est de produire un combustible destiné à remplacer les braisettes maigres ou anthraciteuses, la carbonisation d'agglomérés présente une supériorité indiscutable sur la carbonisation en vrac. Cette supériorité résulte tout d'abord de la différence des caractéristiques des produits obtenus :

Densité qui peut aller de 0,9 à 1,2 pour les agglomérés carbonisés et qui ne dépasse pas 0,6 à 0,7 pour les semi-cokes en vrac.

Porosité : très faible dans le cas des agglomérés carbonisés, qui peuvent être transportés sans précautions spéciales tout comme les braisettes d'anthracite ; très grande dans le cas des semi-cokes en vrac qui doivent être mis en sacs et conservés à l'abri de la pluie si l'on ne veut pas que leur teneur en humidité atteigne 9 à 10 %.

Cohésion et résistance à l'abrasion : tout à l'avantage des agglomérés carbonisés en raison de leur forme et de leur compacité.

Mais cette supériorité résulte également de considérations purement économiques :

La durée de carbonisation qui varie entre 4 et 8 heures pour la carbonisation en vrac et qui peut être ramenée entre 1 h 1/2 et 2 h dans le cas des agglomérés.

L'universalité du procédé de carbonisation des agglomérés qui s'accommode de charbons à pouvoirs agglutinants très divers, alors que la carbonisation en vrac exige un pouvoir agglutinant élevé.

Le calibre uniforme des produits obtenus par agglomération, qui peut être choisi pour s'adapter au calibre le plus demandé. Cette dernière observation

mérite qu'on s'y attarde car ses incidences économiques sont considérables.

En appliquant les prix du barème Cobechar anthracite à la production globale d'une usine de carbonisation en vrac telle que celle de Velsen (Sarre), on arrive aux résultats suivants :

Calibre (mm)	Production (% du total)	Prix de barème (FB/tonne)	Valeur (FB)
0 - 10	18	~ 850	153
10 - 20	6	1.350	81
20 - 30	16	1.730	277
30 - 50	34	1.605	546
50 - 80	26	1.450	377
Total :	100		1.434

Il y a donc une différence de 300 francs entre le prix moyen de la tonne produite et le prix du classé le plus cher. Ceci montre que, même si l'on fait abstraction des différences de qualité des produits obtenus, le prix de vente moyen d'une usine enfournant des agglomérés de calibre 20 - 30 pourrait être 20 % plus élevé que celui d'une usine travaillant en vrac. A elle seule, cette différence de prix de vente couvre largement tous les frais résultant de l'agglomération.

Enfin, un dernier facteur milite en faveur de l'aggloméré : c'est la possibilité de l'identifier par une marque ou par une forme particulière et de garantir au consommateur une parfaite régularité de composition et de qualité.

4. INFLUENCE DU TYPE DE LIANT

Le brai de houille est le seul type de liant qui ait été utilisé jusqu'à présent, en Europe occidentale, dans les usines d'agglomération travaillant pour la carbonisation. Par contre, en Haute-Silésie, à la mine Blechhammer, une très grosse usine a fonctionné durant la dernière guerre, dans laquelle on utilisait une lessive sulfittique concentrée additionnée de 1 % de brai (5).

Lors de la carbonisation, ces deux liants se comportent de façon toute différente.

A partir de 100°, le brai est fondu et il en résulte un ramollissement des agglomérés qui les rend incapables de supporter une contrainte mécanique élevée. Le brai reste fluide jusqu'à 300° ; entre 300 et 450°, il se décompose progressivement, par départ de matières volatiles, et il subsiste finalement un squelette de coke très dur et très tenace. Pendant cette décomposition thermique relativement lente, le brai surchauffé agit sur le charbon comme un véritable fondant et des charges briquetées, préparées à partir de charbons relativement fusibles, se transforment inmanquablement en une masse informe de

semi-coke ou en grappes de boulets fissurés, soudés l'un à l'autre et fortement déformés.

La lessive sulfiteuse, utilisée en solution aqueuse, se durcit par séchage entre 100 et 115° et l'aggloméré obtenu acquiert une résistance élevée, qui se maintient pendant toute la durée de l'échauffement des boulets entre 100 et 300°. La transformation thermique de la colle cellulosique s'accomplit sans fusion, entre 300 et 400°, et il subsiste un résidu poreux à apparence de coke, mais plus cassant et plus friable que le coke de brai.

De ces propriétés différentes découlent deux conséquences majeures :

— L'agglomération au brai ne doit être appliquée qu'à des charbons de très faible indice d'agglutination et seulement si la carbonisation est réalisée dans un four où la charge subit peu de contraintes.

— La lessive sulfiteuse permet l'utilisation de fours continus de grande hauteur, tels que le four Lurgi-Spülgas qui a été utilisé dans l'installation de Blechhammer, en Haute-Silésie, et son emploi s'indique plus particulièrement pour l'agglomération de charbons qui présentent un certain pouvoir agglutinant.

5. CARBONISATION DES AGGLOMERES AU BRAI

L'usine à « Phurnacite » d'Aberaman (Pays de Galles) (4) et l'usine pilote de « Synthracite » des Mines d'Etat néerlandaises (5) constituent les applications industrielles les plus marquantes de la technique de carbonisation des boulets au brai.

Le charbon traité est un mélange faiblement agglutinant de maigres ou quart-gras dont l'indice de matières volatiles se situe au voisinage de 12 %.

Les agglomérés sont carbonisés dans des fours en briques réfractaires (fours Disticoke), chargés et défournés par gravité. La largeur des chambres est de 20 cm et la température de paroi de l'ordre de 750 à 800°. La durée de carbonisation varie entre 4 h et 4 h 30 et le rendement en produits solides (sec/sec) est de l'ordre de 91 %.

A titre d'exemple, nous donnons ci-dessous les caractéristiques moyennes que nous avons déterminées sur un lot de Synthracite provenant de l'installation pilote de Geleen :

Résistance (Moy. s/50 boulets) :	128,5 kg
Ecart-type relatif :	23,3 %
Poids spécifique :	1,22 g/cm ³
Humidité :	1,9 %
M.V. (s/sec) :	3,2 %
Cs' (s/sec) :	5,9 %

La résistance obtenue varie dans une certaine mesure avec la nature des charbons traités et il n'est pas rare que l'on dépasse le chiffre de 200 kg.

L'agglomération au brai, suivie de carbonisation en fours à chambres, peut également s'appliquer à des charbons flambants secs additionnés d'une petite quantité de charbon plus fusible. C'est ce qui a été réalisé à la cokerie de Marienau dans un four à parois métalliques du type Brennstoff-Technik, fonctionnant avec une largeur de chambres de 9 cm et une température de parois de 600°.

Le mélange traité avait la composition suivante : 20 à 25 % de flambant gras (indice de gonflement 1 à 2).

75 à 80 % de flambant sec (gonflement nul).

Matières volatiles du mélange (s/sec) : 35 %.

Teneur en cendres (s/sec) : 5 %.

La durée de carbonisation était de 3 heures, cette carbonisation étant suivie d'un séjour de 20 à 30 minutes dans une chambre calorifugée dans laquelle s'achevaient le dégazage et la consolidation des boulets. Les agglomérés carbonisés, vendus sous le nom de Tetralor, avaient un indice de matières volatiles de l'ordre de 6 à 7 % et une teneur en cendres d'environ 7 1/2 %.

Différents artifices peuvent être envisagés pour étendre le champ d'application de la carbonisation des agglomérés au brai à toute la gamme de charbons fusibles qui va des 1/4 gras aux flambants :

- amaigrissement du mélange par addition de maigre ou de semi-coke ;
- addition de réactifs chimiques (oxydants, chlorures ou soufre) ;
- réduction de la vitesse de chauffe par un allongement de la durée de carbonisation ;
- réduction de l'indice d'agglutination du charbon par un traitement oxydant réalisé avant ou après le briquetage.

Une seule de ces techniques a donné lieu à un développement industriel : l'oxydation ménagée des boulets telle qu'elle est pratiquée à l'usine de Carmaux, pour la production des « Carmonoix » (6).

Cette oxydation est réalisée de manière discontinue, les boulets crus étant empilés dans des bennes cylindro-coniques de 3 m³ de capacité, traversées par un courant de fumées oxydantes à une température de 160 à 170°. La durée de l'opération est de l'ordre de 10 à 14 heures et des mesures spéciales doivent être prises pour éviter l'emballement de la réaction et l'auto-inflammation de la charge.

Des études sont actuellement en cours avec la collaboration du Cerchar, en vue de remplacer l'opération lente et discontinue d'oxydation des boulets par une oxydation en lit fluidisé pratiquée avant l'agglomération. A ce jour, les résultats de ces essais n'ont pas encore été divulgués.

6. INSTALLATION PILOTE D'INICHAR

Nos premiers essais de carbonisation à basse température ont été entrepris en 1955 à l'initiative de

M. Coppens, Chef du Laboratoire d'Inichar (7). Ils ont été réalisés à la Station expérimentale du Steinkohlenbergbauverein, à Langenbrahm (Essen), sur des agglomérés de charbons flambants provenant des couches supérieures du gisement campinois.

Deux motifs justifiaient le choix d'un tel mélange comme produit de base : le pouvoir agglutinant relativement faible des charbons flambants et le fait qu'ils constituent une part très importante de l'ensemble des réserves belges (environ 20 %) dont l'exploitation est depuis longtemps différée par manque de débouchés.

Les mélanges expérimentés avaient les caractéristiques suivantes :

Matières volatiles (s/sec) :	31,9 à 33,3 %
Cendres (s/sec) :	4,7 à 5,9 %
Indice d'agglutination :	7,2 à 8,9.
(au moment de l'utilisation)	

Les essais de carbonisation furent réalisés dans un four à parois métalliques du type Brennstoff-Technik avec une largeur de chambres de 100 mm et une température limitée à 600°.

Les charges briquetées au brai donnèrent lieu à un collage important. Des traitements variés furent expérimentés en vue de remédier à cet inconvénient : amaigrissement de la charge par du semi-coke, oxydation superficielle à l'air, incorporation de soufre

ou de minerai de fer. Aucun de ces traitements ne put fournir une solution satisfaisante en raison, notamment, de la trop grande diminution de la résistance des agglomérés.

Devant cet échec, on décida d'expérimenter un autre type de liant et des résultats relativement satisfaisants purent être obtenus en agglomérant le mélange au moyen de lessive sulfite résiduaire. La résistance des boulets crus était assez faible (16 à 17 kg) en raison surtout de la déficience de la technique de séchage ; la résistance des agglomérés carbonisés se situait entre 49 et 68 kg.

Ces essais furent répétés l'année suivante sur un mélange de flambants provenant d'un charbonnage du Borinage (8). Une nouvelle technique de séchage fut expérimentée à cette occasion, qui consistait à plonger les boulets dans du sable préchauffé et à les y maintenir durant 20 minutes à une température de l'ordre de 250 à 300°.

Les caractéristiques moyennes des boulets obtenus sont résumées ci-dessous :

Résistance :	109 kg
Poids spécifique :	0,96 g/cm ³
Humidité :	4,4 %
Matières volatiles (s/sec) :	7,1 %
Cendres (s/sec) :	10,3 %

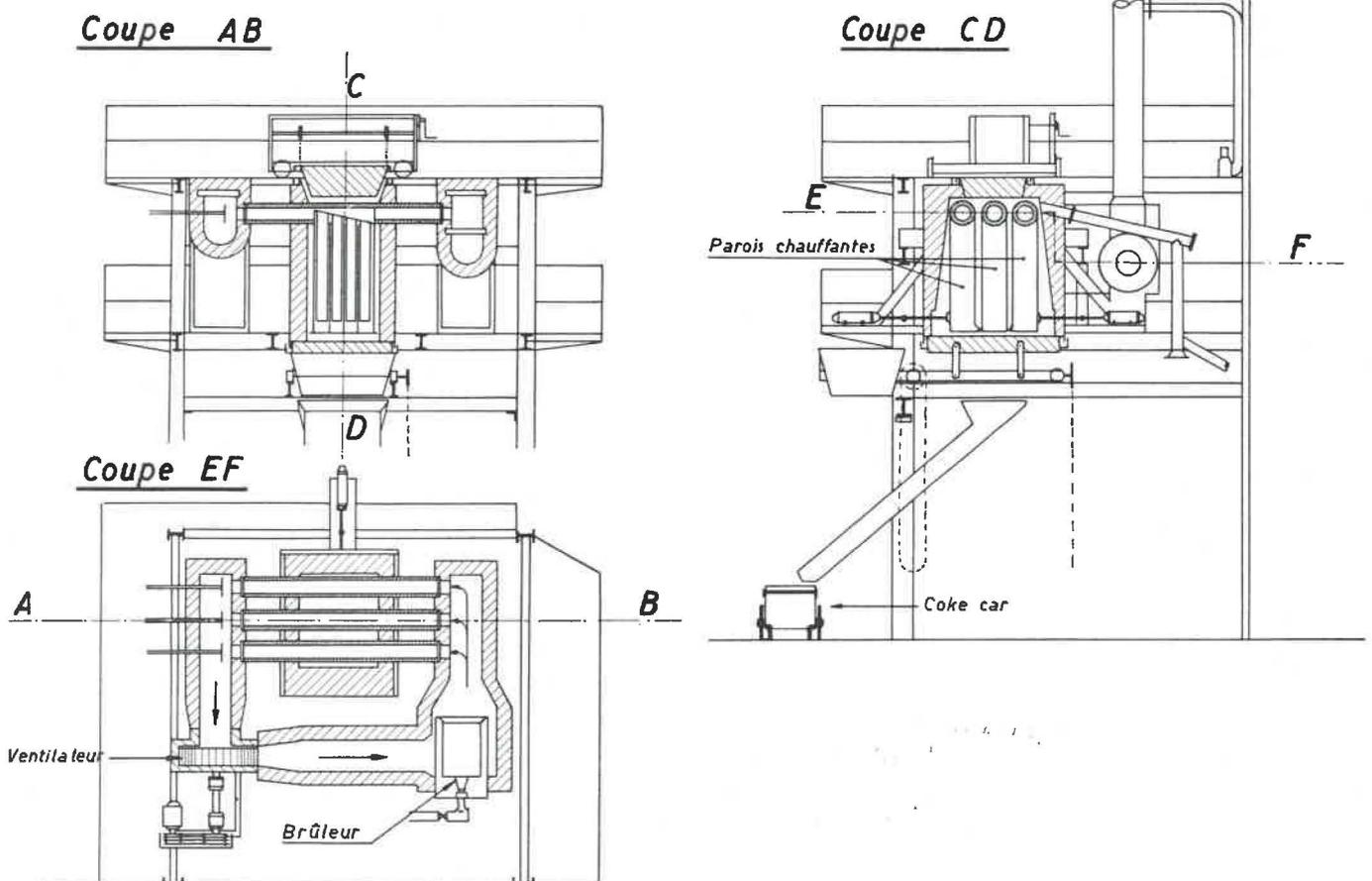


Fig. 1. — Four de carbonisation à basse température.

Ces résultats parurent suffisamment encourageants pour justifier la création d'une installation pilote à la station d'essais d'Inichar, à Ougrée, dans laquelle pourrait se poursuivre l'étude du procédé et de son développement à l'échelle industrielle.

L'un des principaux problèmes était la mise au point d'une technique de séchage efficace et économique, susceptible d'être développée à grande échelle, sans donner lieu à des installations d'un prix ou d'un encombrement prohibitifs.

M. Marcourt a exposé les résultats des recherches entreprises par Inichar, dans ce domaine, et qui ont abouti à la création d'un four de séchage d'un type entièrement nouveau dans lequel les boulets sont traités en lit de sable fluidisé, la durée totale de l'opération n'excédant pas 6 à 7 minutes.

Pour le four de carbonisation, notre choix s'est porté sur un four à parois métalliques du type Brennstoff-Technik, qui constitue une réplique exacte de l'installation expérimentale de Langenbrahm, mais dont la hauteur de chambres a été doublée, afin de se rapprocher davantage des conditions de marche industrielle.

La disposition générale de ce four est indiquée à la figure 1. Il comporte deux chambres de carbonisation de 0,80 m de longueur, de 1,50 m de hauteur et de largeur réglable entre 60 et 140 mm. Son chauffage est assuré par un brûleur à gaz. Les fumées de combustion ramenées en deçà de 800°, par mélange à des fumées recyclées, sont introduites dans l'épaisseur des 3 parois chauffantes et y sont distribuées par une série de tuyaux de répartition.

L'ensemble des chambres de carbonisation et des parois chauffantes est contenu dans une enceinte de maçonnerie réfractaire, fermée en haut et en bas par des couvercles avec gardes hydrauliques. Ces couvercles sont écartés au moment des enfournements, les boulets sont chargés et déchargés par gravité, le défournement étant obtenu par le pivotement des deux parois chauffantes latérales.

Il est à noter que le choix du four Brennstoff-Technik, pour l'équipement de notre station d'essais, ne préjuge en rien du choix qui pourrait être fait pour une éventuelle application industrielle.

Quatre motifs ont décidé de ce choix :

- la possibilité de réaliser des marches discontinues sans dommage pour le four ;
- la possibilité de régler à volonté la largeur des chambres, ce qui permet de modifier le rythme d'échauffement de la charge et de l'adapter au type de charbon ;
- la possibilité de traiter indifféremment des charges briquetées ou des charges en vrac ;
- la facilité de défournement obtenue par le pivotement des parois chauffantes latérales, qui permet de traiter des charges collantes ou gonflantes sans s'exposer à de graves difficultés.

7. RESULTATS DES PREMIERES CAMPAGNES DE CARBONISATION

Le montage de l'installation pilote a été terminé en juillet 1959. La fin de l'année a été consacrée à la mise au point des techniques d'agglomération et à diverses améliorations du four de séchage et ce n'est qu'en février 1960 qu'ont eu lieu les premières campagnes de carbonisation.

Deux Bulletins techniques d'Inichar ont été consacrés aux essais réalisés durant les mois de février, mars et avril (9) (10). Les résultats les plus marquants sont repris ci-après.

Les premiers essais ont porté sur des agglomérés à la lessive sulfiteuse, constitués de charbon gras B additionné de semi-coke ou de charbon maigre.

La figure 2 montre l'évolution des caractéristiques mécaniques des produits obtenus, en fonction de la dose d'amaigrissant. On voit tout de suite que les boulets carbonisés peuvent atteindre des résistances très élevées (de l'ordre de 150 à 200 kg et parfois davantage).

Les boulets réalisés avec moins de 20 % de charbon maigre ont un aspect peu satisfaisant ; ils sont craquelés ou déformés et ont une nette ten-

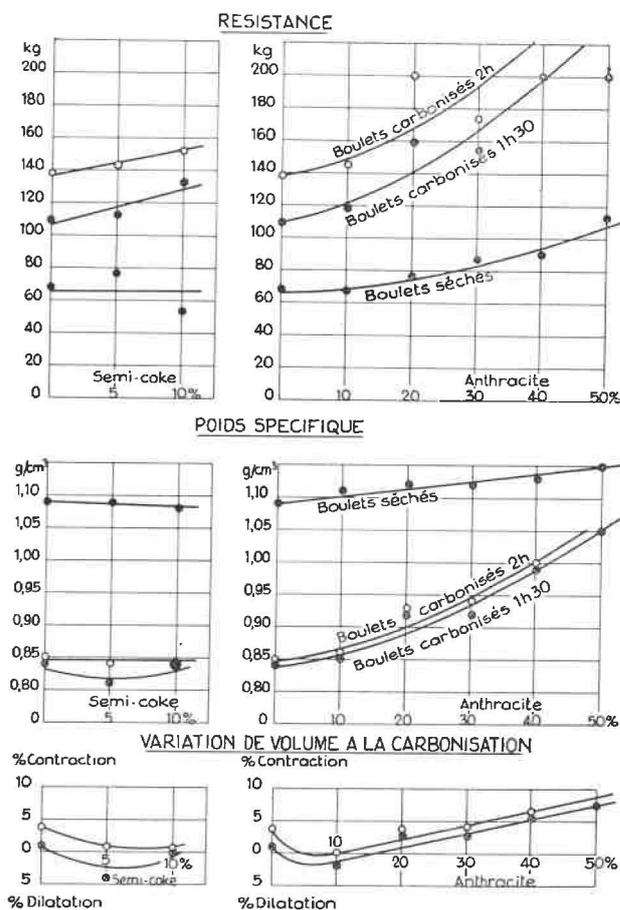


Fig. 2. — Caractéristiques des boulets produits à partir d'un mélange de gras B amaigri par du semi-coke ou par de l'antracite (dose de liant : 6 % L.S. sec/sec).

dance au collage. A partir de 20 % de maigre, le collage disparaît mais l'aspect continue à s'améliorer si l'on augmente la proportion d'amaigrissant et il en va de même des caractéristiques de densité et de résistance.

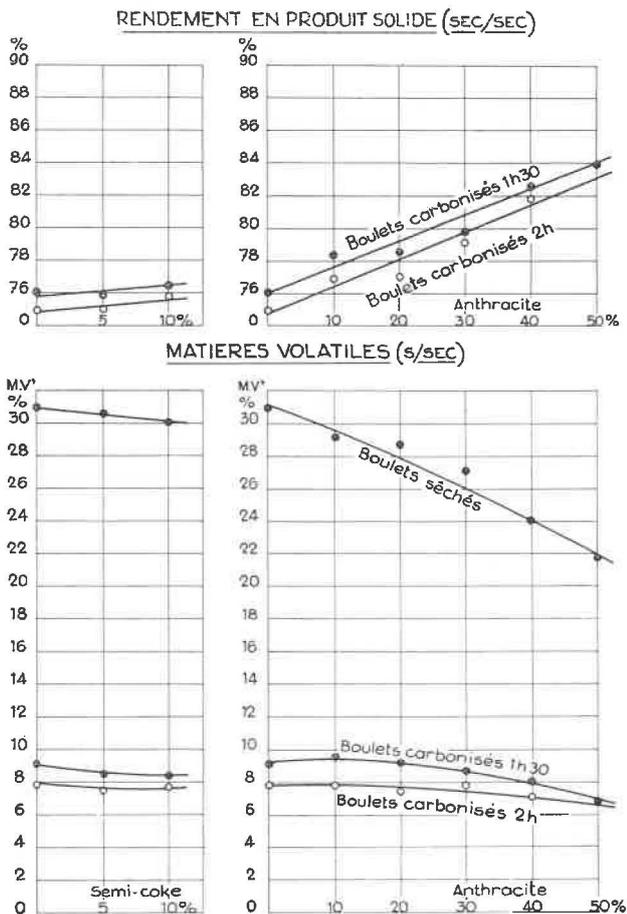


Fig. 3. — Rendement en produit solide et indice de matières volatiles des agglomérés obtenus à partir d'un mélange de gras B amaigri par du semi-coke ou par de l'anthracite (dose de liant : 6 % L.S. sec/sec).

La figure 3 donne les teneurs en matières volatiles et les rendements en produit solide, en fonction de la quantité d'amaigrissant. Il est intéressant de noter que l'indice de matières volatiles de tous les boulets obtenus se situe entre 6 et 10 % et que cet indice varie très peu lorsque la durée de carbonisation passe de 1 h 30 à 2 h. Les produits obtenus sont rigoureusement non fumeux et leur comportement au feu est en tous points semblable à celui d'un anthracite de même calibre.

La figure 4 montre la constitution interne d'un boulet carbonisé provenant d'un mélange de charbon maigre et de gras B. On distingue les grains de charbon maigre, qui ont conservé leur forme anguleuse originelle et la pâte intercalaire de semi-coke, résultant de la fusion du gras B.

Au cours de ces premiers essais, nous avons adopté une teneur en liant de 6 % (liant sec/char-

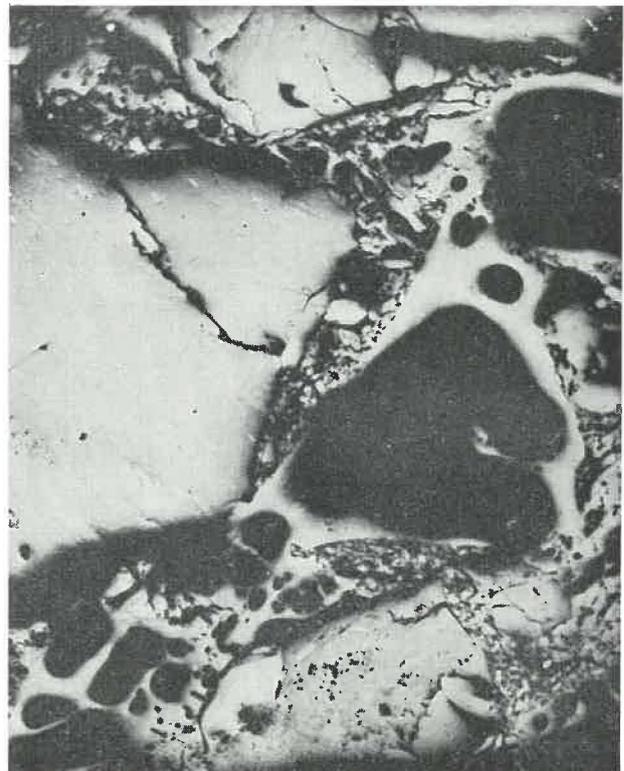


Fig. 4. — Coupe à travers un boulet carbonisé provenant d'un mélange de 50 % de gras B et de 50 % de charbon maigre, aggloméré à la lessive sulfiteuse.

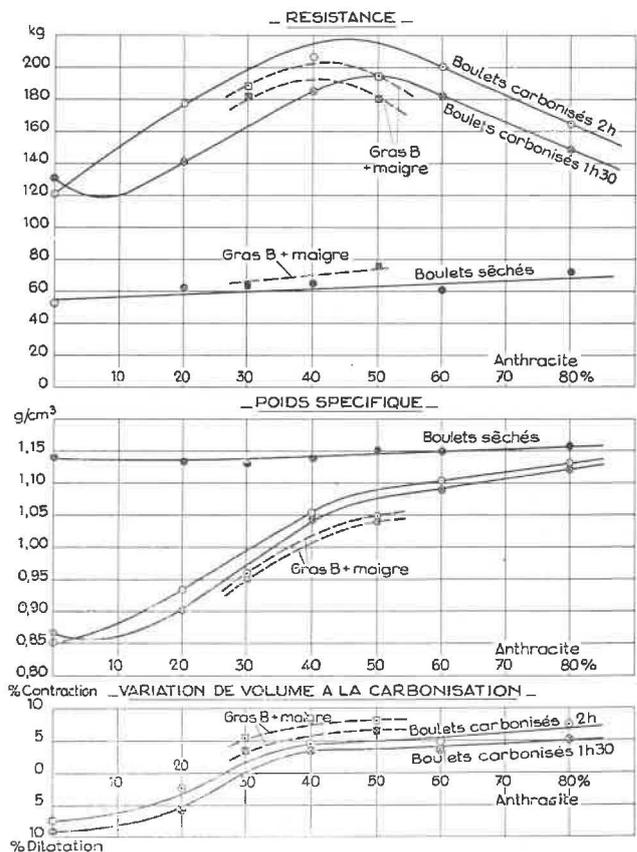


Fig. 5. — Caractéristiques des boulets produits à partir d'un mélange gras A + anthracite (dose de liant : 4 % L.S. sec/sec).

variation de la résistance des boulets carbonisés, de leur contraction et de leur tendance au collage, en fonction de l'indice d'agglutination du mélange constituant les boulets, de la dose de liant et de la durée de carbonisation (fig. 7).

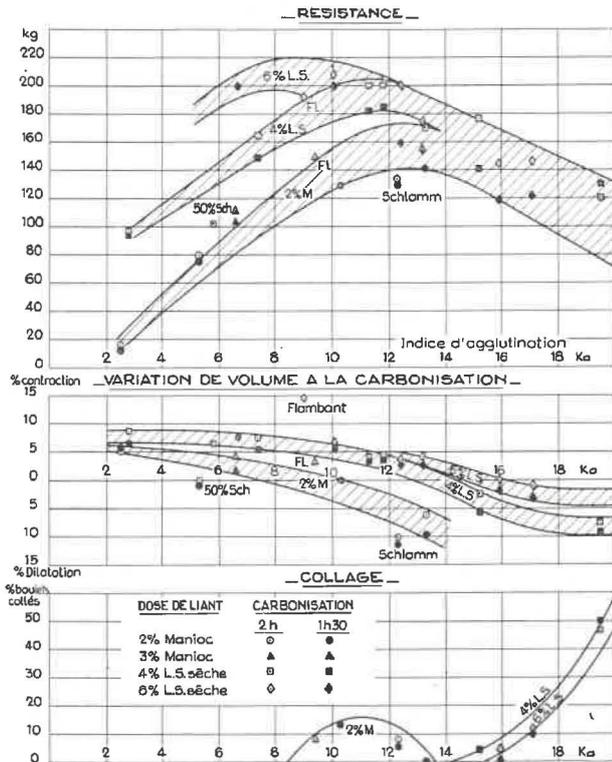


Fig. 7. — Caractéristiques des boulets carbonisés en fonction de l'indice d'agglutination des boulets séchés.

Lorsque l'indice d'agglutination du boulet séché est compris entre 0 et 12, la résistance du boulet carbonisé apparaît comme une fonction additive de la quantité de liant et du pouvoir agglutinant.

Pour des indices d'agglutination supérieurs à 12, le rôle du liant s'atténue et l'on observe une dégradation progressive de la résistance par suite de la trop grande fusibilité de la pâte qui entraîne un gonflement et une distorsion des boulets.

Le second diagramme montre l'effet du liant sur la variation du volume des boulets au cours de leur carbonisation. Le film de liant enrobant les grains de charbon tend à se contracter et s'oppose au gonflement résultant du dégagement des matières volatiles ; pour les boulets à 6 % de lessive sulfitique (liant sec/charbon sec), la tendance à la contraction, l'emporte pour tous les mélanges d'indices d'agglutination inférieurs à 15 ; avec 4 % de lessive sulfitique, le point d'inversion se trouve ramené entre 13 et 14.

La partie inférieure de la figure met en évidence la corrélation qui existe entre les effets de gonflement et le collage des boulets ; il apparaît très nettement qu'aucun collage important n'est à craindre, lorsque la variation de volume des boulets est dans

le sens de la contraction. Lorsque les boulets se dilatent, la pression qui s'exerce entre eux favorise le collage et celui-ci prend une importance d'autant plus grande que l'indice d'agglutination du mélange est plus élevé.

De l'ensemble de ces observations, on peut tirer la conclusion suivante.

Avec une forte dose de liant (6 % L.S. sèche), il est possible de réaliser de très bons boulets carbonisés avec des mélanges dont l'indice d'agglutination peut varier dans de très larges limites (minimum 1 ou 2, maximum 15). Si la dose de liant diminue (4 % L.S. sèche), l'étendue de la zone optimum se réduit progressivement, mais des résultats très satisfaisants peuvent encore être atteints avec des indices d'agglutination compris entre un minimum de 3 ou 4 et un maximum de 13.

En bref, la carbonisation d'agglomérés à la lessive sulfitique est applicable à tous les charbons belges qu'ils soient traités isolément (1/2 gras et flam-bants) ou en mélanges (maigres et gras).

8. ASPECT ECONOMIQUE DU PROBLEME

Sur le plan économique, la question est le prix auquel des boulets carbonisés pourraient être produits.

Nous allons tenter de donner l'ordre de grandeur des principaux éléments du prix de revient, étant entendu qu'il ne s'agit là que d'une estimation, qui ne préjuge en rien des résultats de l'étude détaillée qui devra décider de la rentabilité du procédé.

Dans cette étude sommaire, nous envisageons deux cas extrêmes : celui d'une usine qui n'enfournerait que du gras B à 35 % de matières volatiles et celui, tout théorique, d'une installation qui ne traiterait que de l'anhracite à 8 % de matières volatiles et qui, de ce fait, ne comporterait aucune installation de récupération des sous-produits.

Nous baserons nos évaluations sur les données mieux connues relatives aux installations de carbonisation à haute température et, plus particulièrement, sur une récente étude consacrée au projet d'établissement d'une nouvelle cokerie en Campine.

81. Immobilisations.

Une difficulté se présente pour l'évaluation du prix des fours de carbonisation. En effet, la cokerie travaille habituellement avec des cellules de 45 cm de largeur et des durées de carbonisation de 16 à 18 heures, alors que la carbonisation à basse température est réalisée en un temps beaucoup plus court, dans des cellules plus étroites.

Dans notre évaluation, nous avons admis que le prix des fours est directement proportionnel à la surface des parois chauffantes.

Cette hypothèse conduit à une équivalence de prix dans les conditions suivantes.

Type de four	Largeur de cellule	Durée de carbonisation
Four à coke	45 cm	17 h
Four à Phurnacite	20 cm	7 h 30
Four Brennstoff-Technik	8 cm	3 h

En fait, la carbonisation à basse température de charges préalablement briquetées peut être réalisée en des temps sensiblement plus courts.

Compte tenu de ce facteur et de la moindre densité de chargement des agglomérés, on peut finalement admettre que, pour un même tonnage enfourné, le prix des fours de basse température n'excédera pas 60 % du prix d'une batterie de fours à coke traitant le même tonnage.

Sur ces bases, les investissements nécessaires pour une cokerie et pour une usine de carbonisation à basse température travaillant en charges briquetées peuvent être estimés comme l'indique le tableau II.

Par ailleurs, une étude de la firme Otto, réalisée en 1951, estimait le coût global d'une installation Brennstoff-Technik, traitant du charbon gras et prévue pour un enfournement annuel de 450.000 tonnes, à 30 millions de D.M. ou 360 millions de FB, soit 800 FB par tonne annuelle. Compte tenu de la dépréciation de la monnaie, ce montant dépasse sensiblement le chiffre de 775 F admis dans notre tableau, mais il faut noter que le projet prévoyait un enfournement en vrac avec une durée de carbonisation de l'ordre de 3 heures et une vaste installation de distillation et de rectification des sous-produits.

82. Frais de traitement.

Le tableau III donne une estimation globale des frais de traitement par tonne enfournée pour les trois types d'installations.

La comparaison de ces chiffres appelle quelques commentaires.

— Le poste main-d'œuvre des installations de carbonisation à basse température l'emporte de très

TABLEAU II.
Investissements par tonne annuelle enfournée.

Nature de l'installation	Cokerie		Carbonisation à B.T.	
	Charbon traité		Anthracite	Gras B
	Gras A			
Stockage et préparation du charbon	82	82	82	
Agglomération et séchage des boulets	—	105	105	
Fours de carbonisation équipés	294	176	176	
Traitement du produit solide	52	26	26	
Traitement gaz et sous-produits	128	—	—	128
Total partiel	556	389		517
Aménagement du terrain	278	194		258
Service généraux				
Divers				
Total	834	583		775
Frais d'étude	166	117		155
Surveillance construction				
Intérêts intercalaires				
Total général	1.000	700		930

Deux données permettent de confirmer l'ordre de grandeur de ces chiffres.

En 1955, les travaux d'extension de l'usine à Phurnacite d'Aberaman étaient estimés à 2.500.000 £ pour la création d'une nouvelle capacité d'enfournement de 500.000 t/an ; cet investissement, qui représente 700 FB par tonne d'enfournement annuel, recoupe le chiffre que nous avons admis, pour une installation de carbonisation de boulets à base d'anthracite,

loin sur le poste équivalent prévu pour la cokerie. Deux raisons justifient cet écart : la main-d'œuvre nécessaire au briquetage des charges (15 à 20 F/tonne) et le fait que les charges traitées à chaque enfournement sont beaucoup plus petites dans le cas des installations à basse température (capacité d'une chambre de four à coke : 20 m³ ; capacité d'une chambre de four à Phurnacite : 3,6 m³ ; capacité d'un four Krupp-Lurgi (6 cellules) : 2,7 m³). Le chiffre de 80 F/t admis pour l'installation trai-

TABLEAU III.
Frais de traitement par tonne enfournée.

Nature de l'installation Charbon traité	Cokerie	Carbonisation à B.T.	
	Gras A	Anthracite	Gras B
Main-d'œuvre et charges sociales (500 FB par homme-poste)	50	80	90
Gaz de chauffage (1,30 F/10.000 kcal P.C.S.)	82	66	66
Energie électrique consommée (1 F par kWh)	17	25	30
Consommations diverses (graisses, réactifs, pièces de rechange)	28	50	60
Frais généraux	30	30	30
Total partiel	207	251	276
Reconstitution du capital (10 %/an)	100	70	93
Total général	307	321	369

tant de l'antracite correspond aux conditions réalisées à l'usine d'Aberaman qui, en 1955, utilisait un personnel de 170 hommes pour un enfournement annuel de 330.000 tonnes.

— Les installations de carbonisation à haute et à basse température sont des installations à rendement thermique très élevé. En première approximation, on peut donc admettre que la consommation de gaz de chauffage est directement liée à la chaleur sensible des produits et sous-produits, elle-même proportionnelle à la température de carbonisation. Dans cette hypothèse, la consommation de gaz des installations de carbonisation à basse température n'atteindrait que 60 % de celle d'une cokerie. Nous avons admis un rapport de 80 % pour tenir compte du fait que l'opération de séchage des boulets est réalisée dans un four distinct et que la majeure partie de la chaleur sensible accumulée par les boulets durant cette opération peut être dissipée avant leur enfournement. Le prix unitaire du gaz de chauffage a été choisi arbitrairement à 1,30 F par 10.000 kcal. Ce prix importe relativement peu, attendu que l'installation est simultanément productrice et consommatrice de gaz.

— La consommation d'énergie électrique et de pièces de rechange est sensiblement plus élevée dans le cas des installations de carbonisation à basse température du fait que ces installations comportent bon nombre d'appareils mécaniques inexistants en cokerie : malaxeurs - presses à boulets - ventilateurs des fours de séchage et des fours de carbonisation.

Un même montant de 30 F/tonne enfournée a été porté en « frais généraux » pour chacune des trois installations, afin de rendre plus comparables les conditions d'établissement des trois prix de revient. Ce poste ne peut se justifier que pour une installation de très grande capacité et il est bien entendu qu'il devrait être sensiblement majoré dans le cas d'une usine de moindre importance.

83. Bilan matériel et prix de revient.

Les bilans matériels du tableau IV ont été établis en admettant une consommation de liant de 40 kg de lessive sulfite sèche par tonne sèche de combustible traité. La répartition des sous-produits obtenus à partir d'une tonne de charbon gras B découle des renseignements recueillis à l'usine de Velsen, où des charbons de ce type sont carbonisés à basse température dans des fours du type Krupp-Lurgi.

Dans l'état actuel du marché et sans envisager aucune valorisation chimique poussée, il semble que la valeur d'ensemble des sous-produits puisse être estimée au taux de 1,30 F/10.000 kcal qui résulte des prix unitaires ci-après :

goudron (P.C.S. 9.000 kcal/kg) :

1,10 F/kg ou 1,22 F/10.000 kcal

gaz (P.C.S. 7.000 kcal/Nm³) :

0,91 F/Nm³ ou 1,30 F/10.000 kcal

benzine (P.C.S. 11.000 kcal/kg) :

1,70 F/kg ou 1,55 F/10.000 kcal

Le tableau V montre comment s'établit le prix de revient des boulets carbonisés en fonction de la nature du charbon enfourné et de la valeur attribuée aux sous-produits. Ces chiffres sont reproduits à la figure 8. Pour des mélanges d'indices de M.V. compris entre 8 et 33 %, nous avons admis des prix de revient un peu supérieurs à ceux que l'on peut déduire d'une simple interpolation entre les valeurs extrêmes, les frais de récupération et de traitement d'une tonne de sous-produits étant d'autant plus élevés que la quantité récupérée est plus faible. On constate tout de suite que, dans les conditions actuelles, ce sont les mélanges à forte dose de charbons maigres ou encore les charbons du genre des demi-gras qu'il serait le plus avantageux de traiter.

TABLEAU IV.
Bilan matériel.

Charbon traité	Anthracite	Gras B
<i>Matières enfournées :</i>		
charbon sec (kg)	1.000	1.000
lessive sulfiteuse sèche (kg)	40	40
<i>Analyse immédiate du charbon :</i>		
MV' (sur sec) (%)	8	35
Cs' (sur sec) (%)	6	4,5
<i>Prix à la tonne (*) :</i>		
charbon sec (F/t)	822	868
lessive sulfiteuse sèche (F/t)	2.500	2.500
<i>Produits obtenus :</i>		
Agglomérés carbonisés (kg) (MV' = 8 % Cs' = 6 %)	1.020	770
<i>Sous-produits :</i>		
Goudrons (9.000 kcal/kg) (kg)	—	104
Benzine (11.000 kcal/kg) (kg)	—	18
Gaz (7.000 kcal/Nm ³) (Nm ³)	—	104
Pouvoir calorifique des sous-produits (kcal)	—	1.850.000
<i>Valeur des sous-produits :</i>		
(par tonne sèche de charbon enfourné)		
1. sur la base de 1,30 F/10.000 kcal	—	240
2. sur la base de 2,20 F/10.000 kcal	—	407

(*) Prix du 0-10 suivant barème Cobechar majoré de 2,5 % par pourcent de cendres en moins.

TABLEAU V.
Prix de revient des agglomérés carbonisés
(par tonne sèche de charbon traité).

Charbon traité	Anthracite	Gras B
<i>Coût des matières premières :</i>		
charbon	822	868
liant	100	100
<i>Frais de traitement (*) :</i>		
Frais d'exploitation	264	290
Reconstitution du capital	74	98
Dépenses totales	1.260	1.356
<i>Prix de revient global du produit solide, déduction faite de la valeur des sous-produits:</i>		
1. sur la base de 1,30 F/10.000 kcal	—	1.116
2. sur la base de 2,20 F/10.000 kcal	—	949
Poids de produit solide sec	1.020	770
<i>Prix de revient à la tonne sèche :</i>		
1. sous-produits à 1,30 F/10.000 kcal	1.235	1.449
2. sous-produits à 2,20 F/10.000 kcal	1.235	1.232

(*) 1 tonne de charbon sec correspond à 1,05 tonne de boulets enfournés.

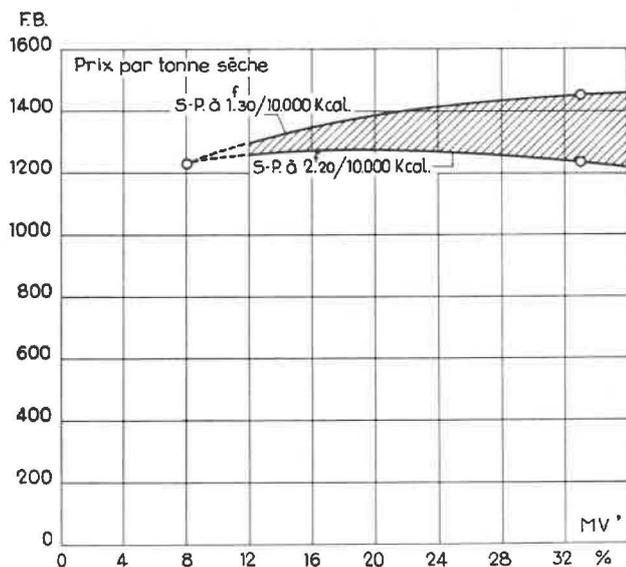


Fig. 8. — Estimation du prix de revient d'une tonne sèche de boulets carbonisés, en fonction du prix de vente des sous-produits et de l'indice de M.V. du charbon.

Le prix de revient des boulets carbonisés obtenus à partir de tels mélanges pourrait se situer au voisinage de 1.320 F la tonne sèche, soit environ 1.250 F la tonne pour un produit commercial à 6 % de cendres et 5 % d'eau.

Le prix de revient des produits obtenus à partir d'une plus forte dose de charbon gras serait actuellement moins favorable et il faudrait que le prix de vente moyen des sous-produits atteigne 2,20 F/10.000 kcal pour que la tendance se trouve inversée.

9. ORIENTATION DES RECHERCHES

La méthode d'agglomération à la lessive sulfiteuse, suivie de séchage en lit de sable fluidisé et de carbonisation en fours à chambres étroites chauffées par la paroi, présente un certain nombre d'avantages que l'on peut résumer brièvement :

- elle est applicable à tous les charbons belges ;
- elle utilise un four de séchage relativement simple et des fours de carbonisation qui ont déjà été éprouvés à l'échelle industrielle ;
- elle permet d'obtenir des agglomérés carbonisés de haute qualité et des goudrons très purs, ce qui est de nature à faciliter leur valorisation chimique ultérieure ;
- les premières estimations des frais de traitement conduisent à un prix de revient qui paraît acceptable.

Le principal défaut de la méthode est de recourir à une opération de carbonisation discontinue par petites fournées, qui se prête mal à l'automatisation et qui entraîne des dépenses de main-d'œuvre relativement élevées.

On pourrait proposer d'utiliser un four de carbonisation continu, tel que le four Lurgi à gaz de

balayage choisi pour l'équipement de l'usine de Blechhammer (Haute-Silésie) et dont la disposition d'ensemble est indiquée à la figure 9.

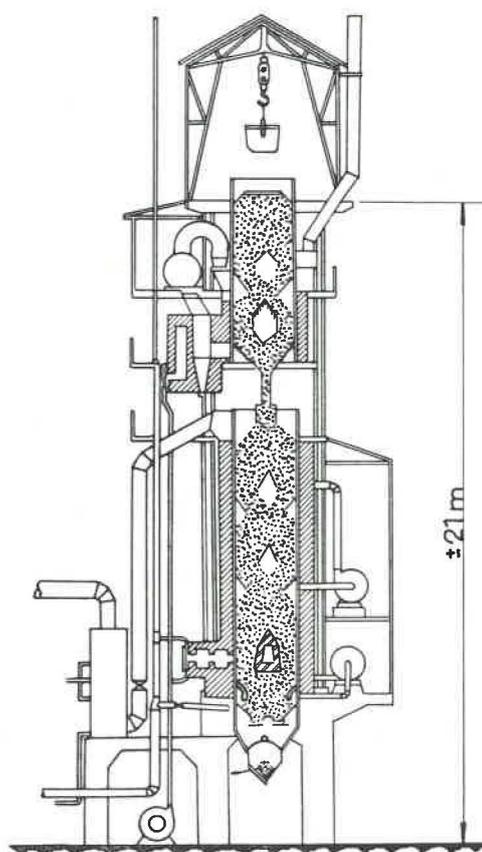


Fig. 9. — Four de carbonisation en continu type Lurgi à gaz de balayage.

Nous ne croyons cependant pas que cette suggestion puisse être retenue ; en effet, dans ces fours de très grande hauteur, la charge est soumise à des contraintes considérables qui auraient pour effet de déformer ou de détruire des agglomérés réalisés à partir de charbon relativement fusible.

91. Carbonisation des fines en lit fluidisé.

Une tout autre voie a été ouverte par les recherches qui se sont développées au cours des dernières années, en Grande-Bretagne et aux Pays-Bas. Elle consisterait à transformer la majeure partie des fines de charbon gras, que l'on désire traiter, en semi-coke pulvérulent obtenu par carbonisation en lit fluidisé et à mélanger ce semi-coke à 15 ou 20 % de charbon frais pour permettre son agglomération à chaud.

Ce procédé expérimenté par les services de recherches du N.C.B., fait actuellement l'objet d'un développement en usine pilote (2). Le but poursuivi est de mettre au point un combustible solide non fumeux mais d'assez haute teneur en matières volatiles, destiné à l'alimentation des feux ouverts et susceptible d'être produit plus économiquement que

les semi-cokes en vrac actuellement utilisés à cet usage.

Le traitement de fluidisation est appliqué à des fines de flambant sec à 40 % de M.V. qui sont traitées une heure durant par fluidisation à l'air, à une température comprise entre 375 et 450° C.

L'adoption de cette température de traitement particulièrement basse a pour conséquence de n'entraîner qu'une dévolatilisation très partielle du charbon qui sort du fluidiseur à l'état de charbon cuit ou « char », débarrassé de ses substances fumigènes mais contenant encore 25 % de matières volatiles.

Le traitement final est une agglomération à chaud aux environs de 400°, réalisée après addition d'une certaine quantité de charbon cru fluidifié par du brai, ou encore une agglomération sans liant pratiquée dans une presse spéciale à très haute pression.

Il est permis de penser qu'un procédé de ce genre pourrait être adapté à la production d'agglomérés carbonisés à faible teneur en matières volatiles, destinés à l'alimentation des poêles à feu continu. Il ne faut cependant pas sousestimer les difficultés de l'entreprise : en effet, pour parvenir à une teneur en matières volatiles suffisamment basse, la température du lit fluidisé devra être sensiblement augmentée, ce qui entraînera la fusion des grains de houille. Le produit de cette carbonisation cessera d'avoir l'apparence d'un « char » ou charbon cuit et se présentera sous forme d'un semi-coke pulvérulent, de très faible densité, dont l'agglomération pourrait s'avérer très difficile.

Il faut également noter que l'introduction d'un charbon fusible dans un lit fluidisé est une opération délicate qui, à notre connaissance, n'a encore fait l'objet d'aucune application à l'échelle industrielle.

92. Carbonisation en lit de sable.

Une autre solution est en cours d'expérimentation au laboratoire d'Inichar : la carbonisation des agglomérés par immersion dans un lit de sable fluidisé.

Dans les échantillons présentés figure un lot de boulets au brai produits à partir d'un mélange de 85 % d'antracite et de 15 % de charbon gras B.

Ces boulets ont été carbonisés durant 30 minutes dans un lit de sable fluidisé. Ils sont rigoureusement non fumeux et répondent aux caractéristiques suivantes :

Résistance : 83,5 kg.

Densité : 1,06.

Cendres (s/sec) : 4,8 %.

Matières volatiles (s/sec) : 7,3 %.

D'autres résultats encourageants ont été obtenus sur des mélanges à 20 % de charbon gras, mais les perspectives sont beaucoup moins favorables pour les mélanges à haut indice de matières volatiles.

CONCLUSION

Qu'il y ait actuellement intérêt à produire en Belgique des agglomérés non fumeux paraît être hors de doute. L'orientation du marché des combustibles domestiques et le succès remporté par les boulets non fumeux en France, en Grande-Bretagne et aux Pays-Bas sont à cet égard autant d'arguments décisifs.

La question est de savoir quel procédé il convient de préconiser et dans quelles conditions la production d'agglomérés non fumeux a le plus de chance d'être rentable.

On a tout d'abord parlé des recherches pour l'obtention directe d'agglomérés non fumeux à base d'antracite, par l'utilisation de liants non fumeux et force est de constater que, dans ce domaine, les résultats obtenus sont peu encourageants. Si l'on récapitule les liants dont l'emploi pourrait être envisagé, on trouve :

- la lessive sulfiteuse et le manioc, avantageux par leur prix, mais qui donnent des boulets ne supportant pas les intempéries ;
- l'urée-formol, d'une mise en œuvre aisée et qui est insensible à l'action de l'eau, mais qui donne des agglomérés coûteux et de médiocre tenue au feu ;
- enfin, le Suprakol, qui satisfait aux exigences de résistance aux agents atmosphériques et dont la tenue au feu paraît acceptable, mais qui nécessite un traitement thermique à assez haute température et dont l'utilisation peut être entravée par un prix initial élevé.

En fait, dans l'état actuel de nos connaissances, deux méthodes seulement nous paraissent devoir être préconisées : le défumage oxydant des boulets au brai, exclusivement applicable aux charbons maigres et antraciteux, et la carbonisation d'agglomérés à la lessive sulfiteuse, applicable en principe à tous les charbons belges, mais qui s'indiquerait plus particulièrement pour les demi-gras et les flambants.

Du point de vue économique, la méthode de défumage oxydant présente un certain nombre d'avantages :

- une température de traitement moins élevée ;
- un plus haut rendement en produits solides ;
- des frais d'exploitation sensiblement moindres, pour autant que le traitement puisse être réalisé dans des fours continus et à une échelle suffisante.

En contrepartie, la carbonisation peut fournir des boulets d'une plus haute qualité :

- par leur résistance mécanique ;
- par leur défumage total, jusqu'au cœur de l'aggloméré, et par leur pouvoir calorifique un peu plus élevé.

Enfin, à plus longue échéance, la carbonisation à basse température aurait le mérite d'ouvrir la voie

à de nouvelles formes de valorisation chimique des houilles et c'est là un objectif dont on ne doit pas minimiser l'importance, à une époque où la chimie organique connaît un essor sans précédent.

Un dernier point mérite d'être souligné car il est d'importance capitale : c'est la nécessité de n'entreprendre la valorisation thermique des agglomérés qu'à une échelle suffisamment large.

Cette condition constitue un préalable indispensable pour toute opération de carbonisation des houilles, car le facteur « échelle » se répercute sur tous les postes du prix de revient et conditionne la rentabilité de toutes les techniques de valorisation des sous-produits.

Mais cette condition est également très importante pour une usine de défumage dont le fonctionnement doit être assuré à trois postes et 365 jours par an et même pour un simple atelier de production des agglomérés.

Le Steinkohlenbergbauverein a édité récemment un volume de 240 pages entièrement consacré à l'étude de l'agglomération (11). Quelques chiffres extraits de cette étude sont reproduits au tableau VI ; ils traduisent l'évolution de la technique d'agglomération vers des unités de production de plus en plus grandes, qui seules permettent une économie de main-d'œuvre et un accroissement d'efficacité.

Dès l'année 1956, la capacité de production journalière moyenne des usines d'agglomération du district de la Ruhr atteignait plus de 1.000 tonnes par jour, ce qui correspond à la capacité de pro-

duction d'une installation de 75 t/heure fonctionnant à deux postes et il est admis outre-Rhin qu'une usine d'agglomération d'une capacité inférieure à 50 t/heure est actuellement non rentable.

Ces chiffres prennent tout leur relief si l'on observe qu'en cette même année 1956, la Belgique comptait 53 usines d'agglomération dont la production moyenne n'a pas dépassé 195 tonnes par jour de travail. La situation ne s'est évidemment pas améliorée au cours des dernières années et, en 1958, la production moyenne des usines belges est tombée à 143 tonnes/jour.

Quant à la main-d'œuvre dans nos usines d'agglomération, elle était en 1956 de 10 ouvriers-postes par 100 tonnes produites et s'est élevée à 11 ouvriers-postes par 100 tonnes pour l'année 1958.

A l'heure où notre industrie charbonnière doit entrer en compétition avec des firmes pétrolières dont les services de recherche, de production et de vente sont organisés à l'échelle mondiale ; à l'heure où la Belgique a donné son adhésion à la Communauté Européenne du Charbon et de l'Acier et au Marché Commun, il importe que chacun soit bien convaincu qu'aucune réalisation rentable ne peut plus être entreprise à l'échelle artisanale et que la dispersion des efforts ne peut conduire qu'à l'échec. C'est à cette condition seulement que le développement d'une technique de production d'agglomérés non fumeux peut apporter sa contribution au problème de l'écoulement des charbons belges et aider à surmonter la crise, sans précédent, que traverse notre industrie charbonnière.

TABLEAU VI.

Rationalisation de la production des agglomérés dans le district de la Ruhr par la concentration des usines et par l'augmentation de la capacité des presses.

	1900	1910	1926	1932	1941	1949	1956
Production annuelle (millions de t)	1,57	3,70	3,61	2,82	5,06	3,03	6,20
Nombre d'usines existantes en exploitation	32	49	50	43	29	26	23
	29	—	—	30	27	22	20
Nombre de presses en service	94	230	184	139	150	89	74
Production moyenne annuelle (milliers de t) d'une usine d'une presse	54,1	75,5	71,3	94	187	137	310
	16,7	16,1	19,6	20,2	33,8	34,1	83,9
Nombre de postes de main-d'œuvre par 100 tonnes de production	13 à 14	—	—	—	8,1	—	2 à 4

REFERENCES

- (1) P. GEORGES. — La carbonisation à basse température. *Annales des Mines de France*, juin 1947, p. 45-83.
 - (2) J. BRONOWSKI. — L'évolution des nouveaux combustibles sans fumées. *Annales des Mines de Belgique*, février 1960, p. 141-148.
 - (3) W. GOLLMER. — Ueber die thermische Behandlung von Steinkohlenbriketts (A propos du traitement thermique des briquettes de houille). *Glückauf*, mars 1956, p. 320-328.
 - (4) FEDECHAR et INICHAR. — Rapport des 5^me et
 - (5) 6^me Sessions de la Commission Technique Internationale de Valorisation du Charbon de la C.E.C.A. *Annales des Mines de Belgique*, mars 1956, p. 179-200 et juillet 1957, p. 585-626.
 - (6) P. BEAUGRAND. — Considérations sur les anthracites artificiels fabriqués à Carmaux. Communication présentée au IV^e Congrès International de Chauffage Industriel, Paris 1952.
 - (7) INICHAR. — Distillation à basse température de charbons flambants. Rapport d'Essais semi-industriels. Note polycopiée, 51 p., du 15 octobre 1955.
 - (8) INICHAR. — Distillation à basse température d'agglomérés de charbons flambants. Rapport d'Essais semi-industriels. Note polycopiée, 16 p., du 1^{er} décembre 1956.
 - (9) INICHAR. — Bulletin Technique « Houille et Dérivés », n^o 19, mai 1960. Distillation à basse température d'agglomérés de gras B et de charbon maigre.
 - (10) INICHAR. — Bulletin Technique « Houille et Dérivés », n^o 20, juin 1960. Distillation à basse température d'agglomérés à la lessive sulfiteuse et d'agglomérés au manioc.
 - (11) STEINKOHLBERGBAUVEREIN. — Brikettierung der Steinkohle (Le briquetage du charbon). Edition Glückauf, Essen 1958.
-

Discussion

M. Raick.

Y a-t-il du soufre dans le Suprakol ?

M. Viez.

Il y en a 5 % sous forme de sulfate.

M. Preat.

Le point faible du Suprakol réside-t-il dans une moins bonne tenue au feu ?

M. Marcourt.

Des deux liants thermodurcissables que nous avons expérimentés, l'urée-formol a la moins bonne tenue au feu, mais nous n'avons pas de méthode permettant de déterminer quantitativement ce facteur.

M. Lusinchi confirme les conclusions d'Inchar en ce qui concerne la tenue au feu des boulets à l'urée-formol et au Suprakol C. Ce produit est un peu moins bon que le brai, mais on peut arriver à un résultat favorable en ajoutant un très faible pourcentage de charbon gras, de l'ordre de 5 %. On arrive alors à une tenue au feu comparable à celle des agglomérés au brai.

M. Raick.

La ventilation des frais de la distillation à basse température ne comporte pas de détail sur le traitement des sous-produits. Ce point est intéressant, car, dans le passé, la valorisation des sous-produits a été le point noir.

À la fin de la guerre, aux États-Unis, c'était encore la difficulté et c'est ce qui a empêché le développement de la distillation à basse température. Les sous-produits sont totalement différents de ceux que l'on obtient par la distillation à haute température.

M. Ledent.

Nous nous sommes limités aux grandes catégories de sous-produits, l'huile combustible, le gaz et la benzine, évalués en moyenne à 1,30 F les 10.000 kcal, sans étudier leur valorisation chimique.

M. Raick.

Je ne conteste pas la valeur des sous-produits, mais vous ne mentionnez pas les frais de traitement

pour les obtenir. Nous n'avons pas encore de pratique industrielle qui permette de donner un prix de revient pour ces sous-produits spéciaux. Il y a beaucoup de goudrons presque impossibles à traiter et il faut passer par un traitement d'hydrogénation.

M. Ledent.

Les goudrons de basse température sont traités industriellement à Velsen et à Marienau et des données pourraient y être obtenues. Dans notre estimation de prix de revient, les frais de récupération des sous-produits ont été évalués sur la même base que ceux d'une cokerie.

Nous n'avons pas abordé le problème de la valorisation chimique des goudrons mais seulement celui de leur récupération. Tels quels, ils présentent une valeur marchande comme huile combustible.

M. Raick.

J'attire à nouveau votre attention sur les deux points ci-après :

1) La Belgique n'a pas d'usine de traitement des sous-produits de la distillation à basse température. Nous ne savons pas ce qui est valorisable sur le marché. C'est la question des sous-produits qui a fait échouer les essais de distillation à basse température aux États-Unis.

2) À propos de l'utilisation des liqueurs sulfiteuses, nous ignorons les réserves dont nous pourrions disposer à l'avenir. Nous n'en avons pratiquement pas en Belgique. Il y a un ou deux pays où on en produit encore. Depuis bientôt 25 ans, dans l'industrie de la pâte à papier, le procédé au sulfite est en régression continue et fait place au procédé au sulfate. Les États-Unis et le Canada, gros producteurs de papier, emploient systématiquement le sulfate. Les sources de sulfite pour nous, c'est la Norvège, la Suède, la Finlande. L'Allemagne est également en décroissance continue. Les liqueurs sulfiteuses sont coûteuses à transporter, car elles sont corrosives.

On ne peut plus escompter que les sources de sulfite se maintiendraient au régime actuel.

M. Ledent.

Nous avons fait des essais en remplaçant la lessive sulfiteuse par de la farine de manioc avec laquelle des résultats satisfaisants peuvent être obtenus.

nus. Ce ne serait pas un vice rédhibitoire que de devoir abandonner la lessive sulfiteuse. Nous ne pouvons encore dire si l'un ou l'autre est préférable.

M. Raick.

Au Congo, la farine de manioc est un aliment et pourrait manquer.

M. Ledent.

Il existe un marché mondial de manioc et la Belgique en importe de grandes quantités pour l'alimentation du bétail.

M. Viez.

En ce qui concerne la lessive sulfiteuse, il est exact que la proportion de pâte à papier produite par le procédé au sulfite diminue actuellement.

Mais il faut tenir compte du développement de la production de pâte à papier en général. En valeur absolue, la quantité de lessive bisulfiteuse disponible ne diminue pas. En France, on va produire quelques centaines de milliers de tonnes de plus qu'il y a quelques années. C'est donc une source encore valable, d'autant plus qu'une faible partie seulement est utilisée, en général pour les usines chimiques. Il y aurait donc là une source d'approvisionnement pour la Belgique.

M. Raick.

C'est vrai pour la France, mais pas pour le monde entier, le tonnage de lessive sulfiteuse régresse ; aux États-Unis, il n'y a plus eu d'usine à papier au sulfite construite depuis 15 ans. Elles fonctionnent toutes au sulfate.

Les récents forages profonds et la question du pétrole en Belgique

par le Dr. R. LEGRAND

SAMENVATTING

De schrijver vangt aan met een schematisch beeld weer te geven van de algemene geologische trekken van België. Vervolgens situeert hij in hun kader de verschillende soorten vindplaatsen van aardolie in West-Europa. Daaruit volgt dat het onderzoek naar aardolie in België berechtigd is : enerzijds in de paleozoïsche formaties van meerdere streken, en anderzijds in de mesozoïsche lagen der verzakte gebieden in de Noordelijke Kempen, die tot dezelfde tektonische eenheden behoren als de aardolie vindplaatsen van Zuid-Nederland en de Elzas.

Tenslotte, toont hij aan de bijdrage, die werd geleverd aan de kennis van de diepere bouw van de ondergrond dank zij de recente boringen die door de Aardkundige Dienst van België werden uitgevoerd.

Hij diept deze bijdrage uit door meer in het bijzonder te onderzoeken de gegevens, die nuttig blijken om de aardolie-geologie te belichten (1).

RESUME

L'auteur commence par esquisser les traits majeurs de la géologie de la Belgique. Ensuite, il situe dans leur cadre géologique les différents types de gisements pétroliers de l'Europe Occidentale. Il en ressort que la recherche du pétrole se justifie en Belgique : d'une part dans les formations paléozoïques de plusieurs régions et d'autre part dans les terrains mésozoïques de la région défoncée de la Campine septentrionale, appartenant à la même unité tectonique que les gisements pétroliers de la Hollande méridionale et ceux d'Alsace.

Enfin, il montre l'apport des forages exécutés récemment, par le Service Géologique de Belgique, à la connaissance des structures profondes du pays. Il détaille cet apport en examinant plus spécialement les données susceptibles d'éclairer les problèmes de la géologie du pétrole (2).

INTRODUCTION

Durant ces dernières années, des forages profonds ont été réalisés à l'initiative du Service Géologique. Chacun d'eux a été exécuté par le système de rotation à la couronne diamantée permettant l'échantillonnage total de la roche en lui conservant ses caractères de gisement. Le but du Service Géologique n'a jamais été de forer un trou dans le plus bref

délai et aux moindres frais, mais bien d'obtenir le maximum de renseignements géologiques en veillant avant tout à la qualité de l'échantillonnage.

Malgré l'obstination de novellistes voulant voir ces recherches à travers l'optique déformante du sensationnel, aucun de ces forages n'avait pour objectif la recherche du pétrole. Seuls des ignorants peuvent s'étonner de n'avoir vu jaillir ni huile ni gaz.

(1) Tekst van de voordracht, gehouden op 12-4-60 in Hotel Ravenstein te Brussel, onder de auspiciën van de « Société Belge pour l'Etude du Pétrole ».

Een Nederlandse tekst verscheen onlangs in « Economie in Limburg » - 1960 - n° 1, uitgave van de Limburgse Economische Raad, onder de titel: Het onderzoek naar petroleum in België.

(2) Texte de la conférence donnée le 12 avril 1960, à l'Hôtel Ravenstein à Bruxelles, sous les auspices de la Société Belge pour l'Etude du Pétrole.

Ces forages constituent une première reconnaissance des structures profondes de plusieurs régions du pays. Leurs résultats intéressent avant tout la géologie générale, c'est sûr. Mais il est évident que cet accroissement de connaissance peut avoir des répercussions sur les problèmes posés par la recherche éventuelle de pétrole dans le sous-sol de la Belgique.

Avant de discuter de cette incidence, il convient d'abord de rappeler brièvement les grandes lignes de la géologie de la Belgique. Ensuite, il faudra confronter les structures géologiques de la Belgique avec celles qui, dans l'Europe Occidentale, ont livré des gisements d'hydrocarbures. Enfin, cette comparaison permettra de situer les acquisitions récentes concernant les structures profondes de la Belgique en les examinant sous l'optique de la recherche du pétrole.

* * *

PREMIERE PARTIE :

GEOLOGIE DE LA BELGIQUE

A. Tertiaire.

La ligne Haine-Sambre-Meuse partage la Belgique en deux régions : au sud, la Haute Belgique au sol rocheux ; au nord, les régions où subsistent les formations d'âge tertiaire.

Celles-ci constituent une couverture d'épaisseur progressivement croissante vers le nord où leur épaisseur atteint quelque 600 m. Par suite du re-

trait progressif des mers tertiaires vers le nord, les formations les plus anciennes affleurent au sud et les plus jeunes au nord. Ces formations, biseautées par l'érosion, dépourvues de pièges sédimentaires ou tectoniques, ne peuvent renfermer de gisements de pétrole.

Elles sont d'ailleurs traversées par plusieurs milliers de forages pour eau qui, jamais, n'ont livré la moindre trace de pétrole.

Une exception cependant ; dans l'extrême nord-est de la Campine, le forage de Molenbeersel a traversé plus de 1.000 m de formations tertiaires ; divers arguments permettent de croire que, dans cette fosse, il pourrait y avoir de 1.200 à 1.300 m de Tertiaire.

B. Crétacé supérieur.

A part quelques vestiges d'Albien et de Cénomaniens préservés dans quelques creux plus profonds de la Fosse de la Haine et dans le Tournaisis, le Crétacé n'est connu en Belgique que par ses formations les plus jeunes : Turonien et Sénonien dans l'ouest du pays ; Sénonien et Maastrichtien dans la partie septentrionale.

On ne peut espérer y rencontrer du pétrole. Les mêmes raisons que celles invoquées pour le Tertiaire s'y opposent.

Une réserve cependant : la situation dans la Fosse de Roermond doit être examinée à part.

C. Intervalle Crétacé - Houiller.

Il semble que durant l'intervalle de temps séparant le Crétacé terminal du Westphalien, terme su-

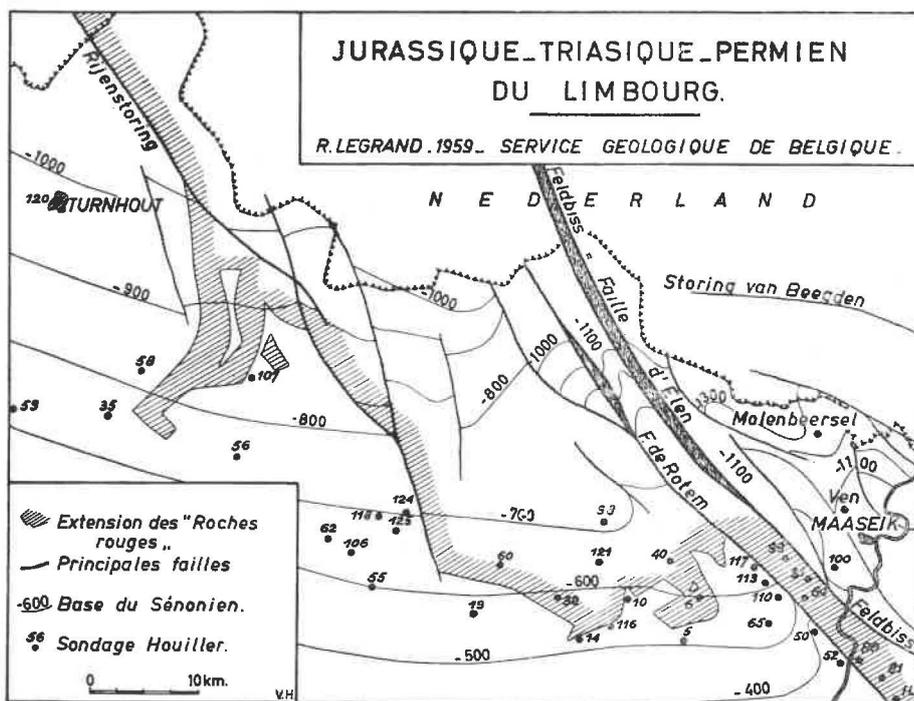


Fig. 1. — Le socle de la Campine sous le Crétacé.

périeur de notre Terrain Houiller, l'ensemble de la Belgique ait subi une vigoureuse érosion consécutive à la surrection de la chaîne Hercynienne.

Le Pays Gaumais doit son individualité à la présence d'un Permo-Trias résiduaire, surmonté d'un Jurassique marginal dont seules les couches les plus inférieures sont présentes en Belgique. Le Dogger qui les surmonte n'affleure qu'en France. Le « pétrole du Dogger » n'intéresse pas le sud du pays ; « les raisins sont trop verts » !

A l'autre extrémité de la Belgique, une dizaine de forages de reconnaissance houillère en Campine ont pénétré dans une série sédimentaire reconnue du Permien au Jurassique inférieur. Les roches de ces formations sont habituellement désignées sous le vocable de « roches rouges de la Campine ». Il s'en est fallu d'un rien que le Dogger y soit reconnu. Il aurait suffi d'un forage plus excentré encore par rapport au Bassin houiller de Campine, que celui de Neeroeteren où l'Hettangien supérieur fut reconnu (fig. 1).

D. Terrain Houiller.

Les formations tertiaires et crétacées sont tabulaires sur un socle rocheux déformé par l'orogénèse hercynienne. Les formations les plus jeunes de ce socle sont constituées par le Terrain Houiller. Dans sa partie riche en houille, celui-ci n'offre aucun intérêt pour la recherche du pétrole.

Il y a lieu cependant de ne pas perdre de vue la grande porosité des grès grossiers, dénommés « Grès de Neeroeteren » qui constituent les couches les plus supérieures connues en Campine. Ils pourraient constituer une excellente roche magasin là où ils seraient recouverts par une couverture imperméable.

Dans le bassin houiller s'étendant le long de la ligne Haine-Sambre-Meuse par contre, ce sont les grès du Namurien, à la base du Terrain Houiller, qui pourraient éventuellement constituer une roche magasin.

E. Calcaire carbonifère.

Avant l'exécution du forage de Turnhout, la présence du Calcaire Carbonifère était postulée sous le Terrain Houiller de Campine. Il avait été atteint sous le Houiller à Woensdrecht en Zélande et à Houthem, Gulpen et autres lieux dans la partie méridionale du Limbourg néerlandais. Enfin, un témoin d'âge Viséen moyen avait été rencontré à Kessel près de Lierre.

Le Calcaire Carbonifère forme vraisemblablement le substratum du Terrain Houiller de l'unité tectonique qui a été dénommée Bassin de Namur. En effet, il affleure de façon continue au nord de ce Bassin en s'épanouissant largement tant en extension qu'en épaisseur dans le Hainaut septentrional. De plus, le Calcaire Carbonifère est présent dans

tous les lambeaux arrachés au flanc méridional du Bassin de Namur sous la poussée due au charriage vers le nord, du Bassin de Dinant.

Dans le Bassin de Dinant, le Calcaire Carbonifère occupe le cœur des synclinaux dans la région centrale.

On est d'accord pour croire que le Calcaire Carbonifère est susceptible de remplir le rôle de roche magasin dans les régions où il serait surmonté d'une couverture imperméable.

F. Dévonien supérieur et moyen.

Il y a lieu de scinder les formations dévoniennes parce que, seuls, le Dévonien supérieur et moyen paraissent susceptibles d'intérêt pour la recherche du pétrole.

A part des formations subcontinentales atteintes à Kessel-lez-Lierre, le Dévonien n'est pas connu dans le nord du pays.

Les formations du Dévonien supérieur et moyen constituent vraisemblablement le tréfonds du Bassin de Namur. En effet, elles en constituent la frange septentrionale à l'affleurement. Ces formations apparaissent également dans les lambeaux renversés de la frange méridionale de ce bassin.

Les formations du Dévonien supérieur et moyen ont leur plus grande extension dans le Bassin de Dinant. Elles renferment de nombreuses formations récifales calcaires noyées dans d'épaisses formations schisteuses. Il n'est pas exclu, loin de là, que l'une ou l'autre de ces formations récifales contiennent encore du pétrole exploitable. Cela m'entraînerait trop loin de développer ici les arguments en faveur d'une telle hypothèse. Ceux que cette question intéresse auraient tout avantage à consulter les importants travaux consacrés à ces structures récifales par M. Lecompte. L'importance et la qualité de ces travaux ont d'ailleurs valu à ce savant le dernier prix décennal. Mais là n'est pas la question. Si les conclusions de ces travaux sont hautement scientifiques, un lecteur averti les trouvera susceptibles d'interprétation économique.

G. Eodévonien.

Le Dévonien inférieur n'est pas connu au nord du sillon Haine-Sambre-Meuse. Il est raisonnable de croire que cette partie de la Belgique appartenait à une aire continentale durant cette époque.

Le Dévonien inférieur affleure sur le pourtour du Bassin de Dinant et constitue le sol de l'Ardenne. La moitié méridionale de l'Ardenne a subi un métamorphisme suffisant pour exclure toutes chances d'y rencontrer du pétrole. Plus au nord, la nature lithologique de ces formations et leur disposition générale en cuvette constituent des arguments défavorables pour la recherche du pétrole.

H. Cambro Silurien.

Le Cambro Silurien constitue la partie la plus ancienne du sous-sol de la Belgique. Ce complexe constitue le substratum des Flandres, du Brabant et s'enfonce à l'est sous le Carboniférien entre Lannaken et Visé. Ce massif est appelé Massif du Brabant.

Une bande silurienne jalonne le flanc sud du sillon Haine-Sambre-Meuse et est coïncée entre le Bassin de Dinant et le Bassin de Namur.

Enfin un alignement de massifs cambriens constitue le cœur de l'Ardenne.

Sur les 10 km à 20 km d'épaisseur de ces formations, on ne connaît pas de niveau lithologique susceptible d'offrir une porosité digne d'intérêt pour la recherche du pétrole. Ces formations ont subi deux orogénèses et un certain métamorphisme.

S'il n'est pas formellement exclu de croire à un futur Hassi-Messaoud belge, une telle foi ne peut, à l'heure actuelle, être raisonnablement poussée jusqu'à l'espérance !

Ce rappel des données fondamentales de la géologie de la Belgique était nécessaire, d'une part, pour situer dans leur cadre les données révélées par

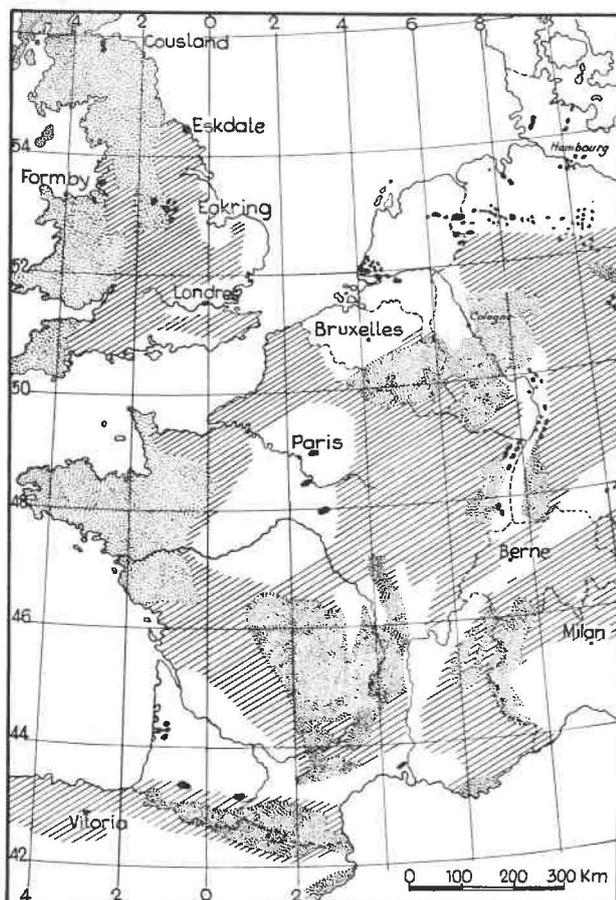


Fig. 2. — Situation des gisements d'hydrocarbures en Europe occidentale.

les forages récents et, d'autre part, pour permettre la comparaison avec les régions voisines.

* * *

DEUXIEME PARTIE : GEOLOGIE DU PETROLE EN EUROPE OCCIDENTALE

Par schématisation, on peut classer les gisements de pétrole dans les pays voisins en trois types principaux : d'une part, les gisements situés dans les terrains paléozoïques ; d'autre part, ceux exploités dans les formations postérieures. Ces derniers sont de loin les plus nombreux. On peut les subdiviser en gisements appartenant aux grands bassins sédimentaires et en gisements associés aux grandes fosses tectoniques (fig. 2).

A. Gisements en terrains paléozoïques.

Ce sont les moins nombreux.

Les gisements du Nottinghamshire sont caractéristiques de ce type. Bien que certaines réussites sensationnelles ne soient pas exclues, les gisements de ce type sont généralement décevants.

En Belgique, le sous-sol de la Campine pourrait fournir des gisements comparables à ceux de l'Angleterre, au détail près du niveau des roches magasins qui y seraient du Calcaire Carbonifère et non le grès grossier de base du Terrain Houiller anglais.

B. Gisements dans les grands bassins tubulaires postpaléozoïques.

Ce type de gisement est, de très loin, le plus représenté. Les roches magasins vont, suivant les cas et les régions, du Permien au Tertiaire inférieur. Cependant, c'est aux séries jurassiques et infracrétacées que les géologues du pétrole attachent le plus d'intérêt, et tout spécialement au Dogger.

Les gisements sont liés à des pièges sédimentaires, à des structures résultant de la déformation, voire de la migration de couches salines, ou à un début de plissement combiné à des failles de faible rejet.

C'est le cas des gisements d'Aquitaine et du Bassin de Paris pour la France, des gisements de la Hollande septentrionale et du Hanovre (fig. 3).

Comme la Belgique, dans son ensemble, est dépourvue de pareilles séries sédimentaires, il est exclu d'y rencontrer des gisements de ce type. Pour certains, cette conclusion catégorique sonnera le glas de trompeuses illusions. Hélas oui, en géologie comme en histoire, « notre pays est un vieux pays » !

C. Gisements associés aux grandes fosses tectoniques.

Le troisième type de gisement est celui lié aux grandes fosses tectoniques postpaléozoïques.

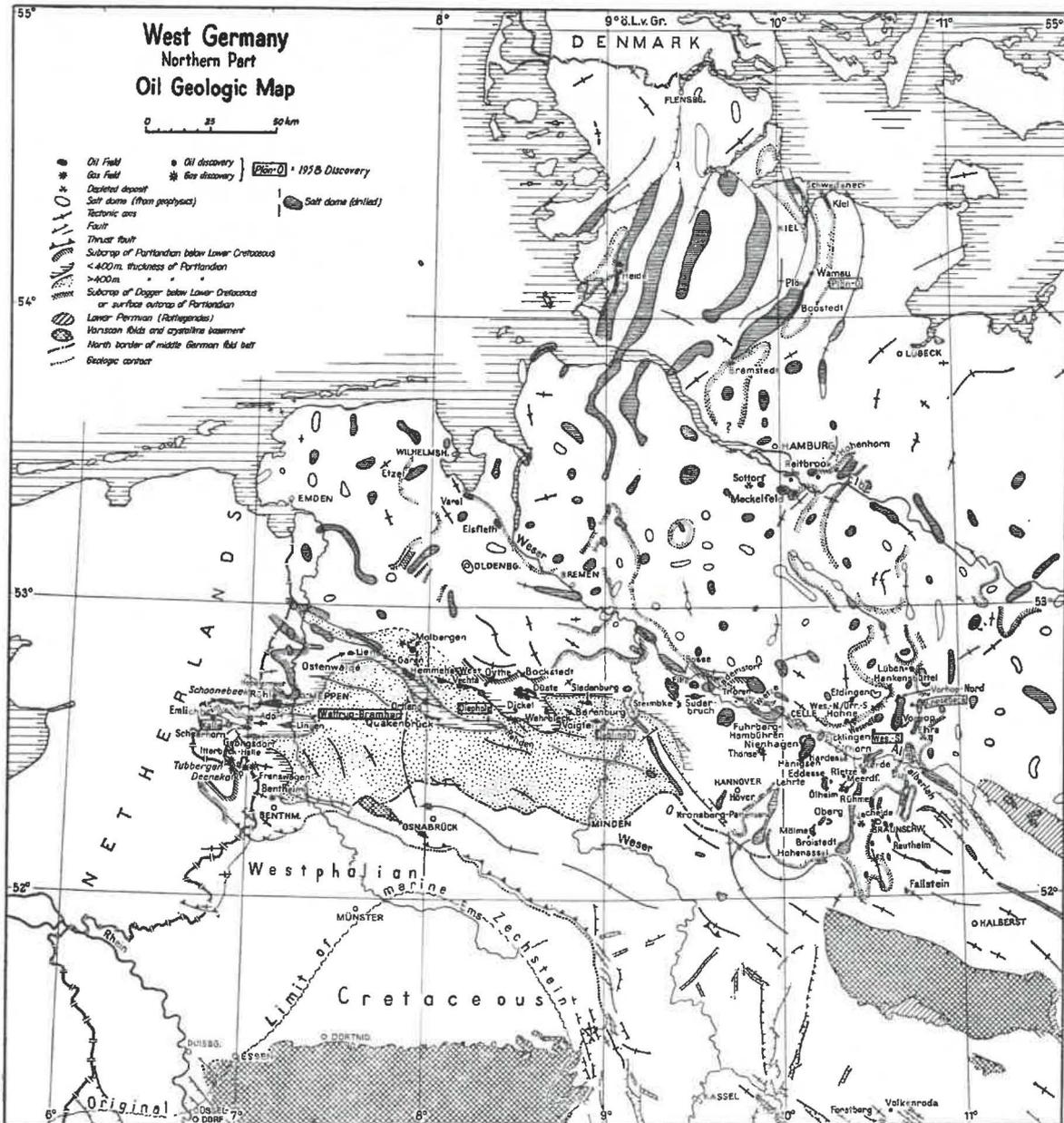


Fig. 3. — Les gisements pétroliers de l'Allemagne du Nord.

Extrait de Robert E. King, Petroleum developments in Europa in 1958, Bull. Am. Ass. Petr. Geol. vol. 43, n° 7, 1959.

Il y a la Fosse de la Saône et du Rhône, entièrement couverte par des permis de recherche, avec une réussite intéressante en Camargue.

Il y a surtout la Fosse du Haut-Rhin, avec les gisements français de la région de Pechelbronn et ceux de Mulhouse, et les gisements allemands échelonnés au sud de Mayence en direction de la Forêt Noire. La majorité des gisements sont liés aux fractures bordières de cette grande fosse, ce qui n'exclut pas l'une ou l'autre réussite intéressante dans des structures mineures du centre de la fosse (fig. 4).

La surélévation transversale joignant l'Ardenne-Eifel à la Transrhénanie oblitère la fosse rhénane en ramenant au jour de vieilles formations géologiques. L'étude de ces formations montre que la fosse

est seulement oblitérée mais non supprimée (fig. 5).

La Fosse du Bas-Rhin débute en aval de Cologne, se subdivise en Fosse de Roermond au sud et Fosse de Venlo au nord, avant de s'épanouir largement en perdant en profondeur ce qu'elle gagne en largeur dans le « Schollenland ».

Les multiples petits gisements de la Zélande septentrionale et de la Hollande méridionale, d'exploitation récente bien qu'ils aient déjà livré plus de 3.000.000 de barils en 1958, sont à rattacher à cette structure. En effet, dans la région pétrolière, au nord de la faille limitant au sud la concession, l'infra Crétacé est représenté plus ou moins complètement de l'Albien au Wealdien. Par contre, le sud de la Zélande appartient à la même unité géologique

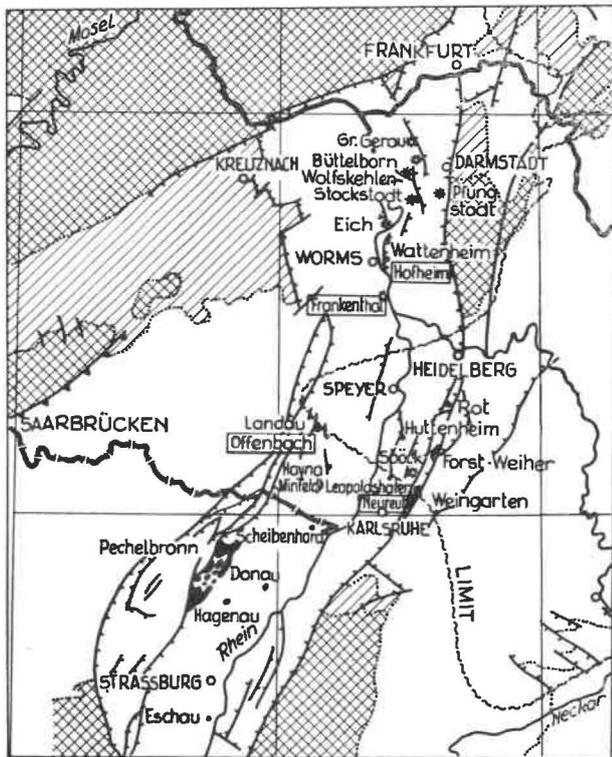


Fig. 4. — Les gisements pétrolifères associés à la fosse du Haut Rhin.
Extrait de Robert E. King (op. cit.).

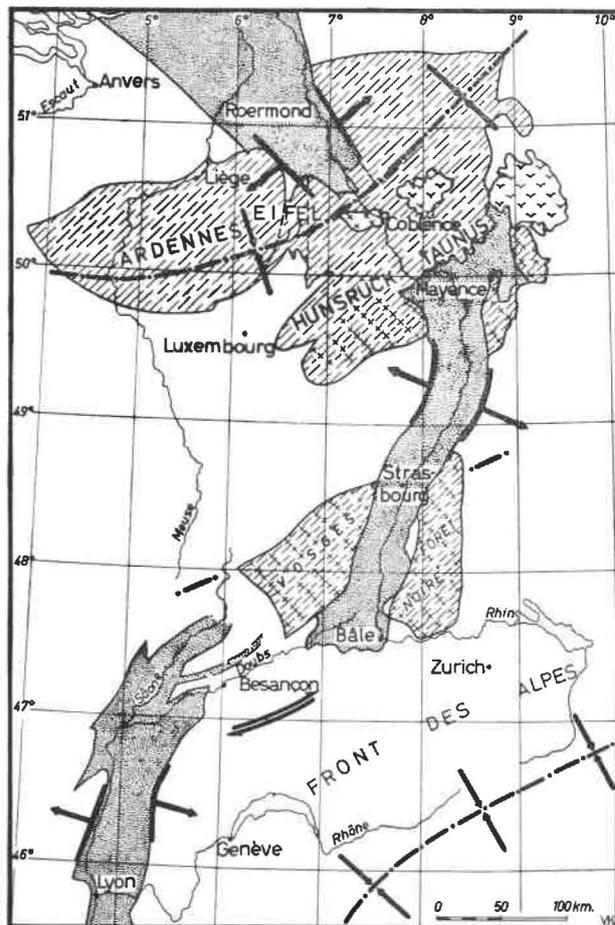


Fig. 5. — Les fosses oligocènes de l'Europe occidentale. En ponctué, les fosses oligocènes; en hachuré, les aires paléozoïques; les + indiquent les massifs granitiques et les v les massifs basaltiques. Les flèches illustrent le travail actuel de l'épéirogenèse.
Extrait de R. Legrand - L'épéirogenèse, source de tectonique. Mém. Inst. Géol. Univ., Louvain 1960.

que les Flandres. Le Tertiaire repose sur du Crétacé supérieur (Sénonien et Turonien) transgressif sur le Cambrien au Zoute, sur le Silurien à Eeklo et sur le Houillier à Woensdrecht (fig. 6).

Cette limite méridionale s'ordonne dans le prolongement de la Rijenstoring, faille qui a joué au Quaternaire ancien, mais dont l'une des branches

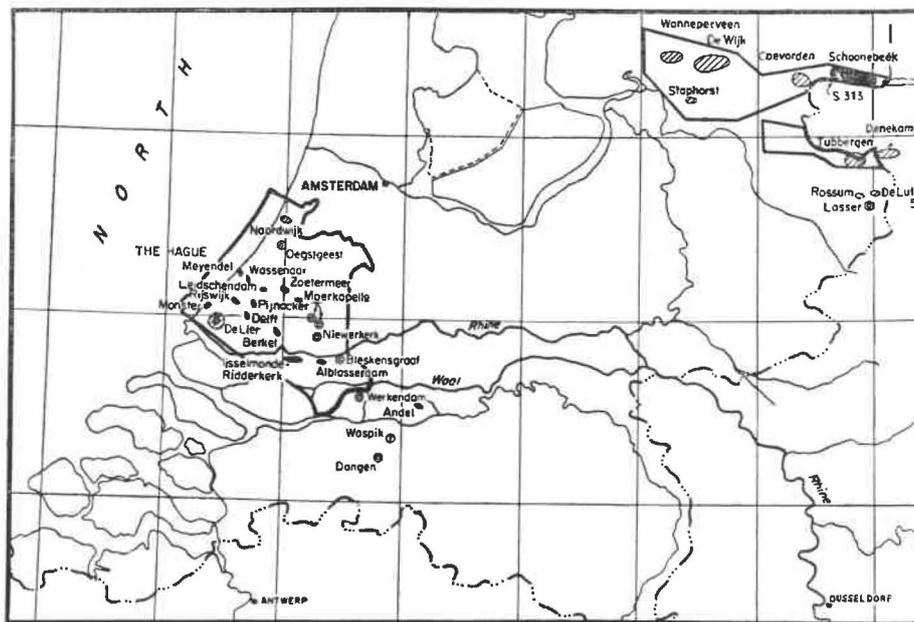


Fig. 6. — Les gisements pétrolifères des Pays-Bas.
Extrait de Robert E. King (op. cit.).

pourrait correspondre à la faille qui, au nord de Turnhout, limiterait vers le sud l'extension des « roches rouges » de la Campine. D'après les données de la campagne sismique menée en Campine il y a quelques années, la limite méridionale de la Fosse de Roermond ne serait pas constituée par une faille unique, mais par une série de paliers tordus s'échelonnant de la Rijenstoring à l'ouest, à la Feldbiss à l'est (fig. 1).

En tenant compte de toutes les données acquises en Belgique et de celles condensées dans la « Geologische Geschiedenis van Nederland » publiée par une pléiade de savants hollandais sous l'impulsion de Pannekoek, on peut construire un canevas théorique qui n'est certainement pas contredit par les données postérieures de la campagne sismique, tout au moins en ce qui concerne ses lignes majeures. En fait, d'après la campagne sismique, la situation de détail serait très compliquée (fig. 7).

Cette partie septentrionale du Limbourg ne peut en aucune façon être considérée, a priori, comme déshéritée vis-à-vis de la plaine d'Alsace ou de la Hollande méridionale. Elle appartient, elle aussi, à

la frange méridionale de la Fosse qui s'est incurvée dans sa descente par suite de l'adhérence au vieux socle rigide. C'est d'ailleurs ce qu'a prouvé le forage de Neeroeteren. Il y a de sérieuses présomptions de croire qu'un forage plus septentrional rencontrera, préservées en profondeur, les formations jurassiques supérieures et infracrétacées qui ailleurs se sont révélées favorables pour la conservation du pétrole. De plus, un tel forage de reconnaissance devrait être poussé jusque dans les grès houillers, dits « grès de Neeroeteren », pour les motifs exposés précédemment.

S'il m'est permis d'exprimer ici une opinion personnelle, j'estime qu'il y aurait lieu de procéder d'abord à une telle reconnaissance sous forme de forage carotté. En effet, la campagne sismique ne permet pas de fixer l'âge des couches engendrant des miroirs de réflexion. D'autre part, les vitesses de propagation servant de base à l'interprétation ont été fixées de façon totalement arbitraire puisqu'on ignore tout des couches profondes de cette région.

Après avoir mentionné de façon très générale les résultats de la campagne sismique, il me reste à ex-

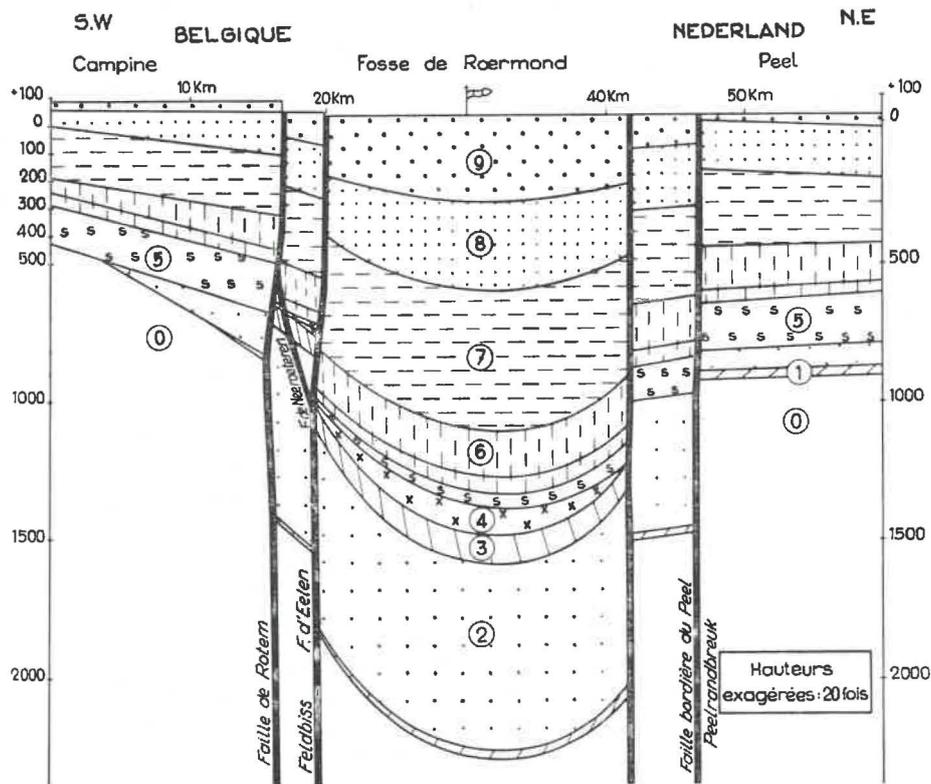


Fig. 7. — Coupe théorique à travers la Fosse de Roermond.

- 0 : Westphalien
- 1 : Permien
- 2 : Trias
- 3 : Lias
- 4 : Crétacé inférieur — Jurassique supérieur
- 5 : Sénonien
- 6 : Landenien Maastrichtien
- 7 : Oligocène
- 8 : Néogène
- 9 : Quaternaire

poser les connaissances acquises sur différentes structures profondes grâce aux forages récents.

* * *

TROISIEME PARTIE :

LES RECENTS FORAGES PROFONDS

A. Turnhout - 1952-1955.

Le forage de Turnhout a traversé 1.000 m de formations d'âge tertiaire et crétacé supérieur pour rencontrer le Terrain Houiller à la profondeur prévue. Celui-ci s'avéra peu intéressant par sa teneur en houille. Le conseil d'administration d'Inichar, qui subsidiait la recherche, a poursuivi le forage en reconnaissance géologique. Il pénétra dans le Calcaire Carbonifère à 2.162 m et y fut poursuivi jusque 2.705 m.

La partie inférieure du Terrain Houiller n'offre pas d'intérêt pour la recherche du pétrole vu l'absence de roche magasin dans son facies en Campine.

Par contre, le Calcaire Carbonifère se termine par une alternance de formations plus ou moins terrigènes et de niveaux de calcaire franc, pouvant être largement dolomitisés et fissurés (par dissolution et non par tectonique).

Ces formations sont identiques à celles reconnues à Houthem dans le Limbourg néerlandais et sont comparables à celles de la région située au sud-est des Midlands en Angleterre.

Il y a 12 m d'ampélites du V_{3c} constituant la transition entre le Terrain Houiller et le Calcaire Carbonifère, de 2.162 m à 2.174 m. Les récurrences terrigènes apparaissent à 2.200 m, mais il convient d'y associer les calcaires rencontrés jusque 2.229 m, sommet de la « Grande Brèche ». Le V_{3b} aurait ainsi 55 m. La brèche polygène qui constitue le facies normal du V_{3a} est développée de 2.229 m à 2.240 m, soit 11 m.

De 2.240 m à 2.705 m, soit sur 465 m, le calcaire est homogène, compact, à grain fin, d'un bleu plus ou moins foncé, pratiquement dépourvu de fossiles et constitué de plus de 99,5 % de CaCO₃. C'est le facies typique du V_{2b}, mais sans cherts.

Le forage n'a pas atteint les calcaires clairs, fossilifères, du V_{1b}-V_{2a}, reconnus sous Kessel.

Une telle épaisseur du Viséen supérieur n'est connue que dans le Hainaut occidental.

Le forage de Turnhout met en évidence une particularité présente également à Houthem : les 20 m supérieurs du V_{3b} sont fortement dolomitisés et corrodés par la nappe captive du Calcaire Carbonifère. L'eau de cette nappe contenait 140 g de sels par litre constitués essentiellement de NaCl. Sa température dépassait 100°. Le débit était très grand ; une exhaure de 50 m³/h provoquait le relè-

vement du niveau de l'eau rendue moins dense par l'élévation de température.

Quelles conclusions peut-on tirer de ce forage pour la recherche du pétrole ?

D'abord une conclusion positive : le Calcaire Carbonifère est largement fissuré et dolomitisé à sa partie supérieure sous l'épaisse couverture imperméable constituée par le Terrain Houiller.

Ensuite une conclusion négative : le forage a rencontré des eaux salines dans ces roches cavernueuses. Mais si cette conclusion est négative, sous Turnhout, elle peut être transformée en conclusion positive pour les régions situées en amont- pendage des couches. En effet, si les eaux n'ont pas été desalées au cours des temps géologiques, c'est qu'elles ne sont pas en communication avec les eaux superficielles.

On rejoint ainsi l'opinion de A. Delmer, qui conclut de son étude minutieuse du bassin houiller de la Campine, à la présence d'une faille ou d'une série de failles d'un rejet total de l'ordre du millier de mètres, causées par la descente en bloc de la Campine par rapport au flanc septentrional du massif cambro-silurien du Brabant.

La structure monoclinale de la Campine, tranchée au sud par une faille importante, présente une couverture imperméable au-dessus d'une roche magasin constituant elle-même la partie supérieure d'une épaisse série de roches-mères. Où la recherche de pétrole serait-elle à préconiser ? A la limite méridionale du bassin, au sud et en dehors des exploitations houillères.

B. Soumagne - 1956-1959.

Dans une étude parue il y a quelques années, J.M. Graulich présenta une conception nouvelle des relations tectoniques du bassin houiller du pays de Herve avec son environnement.

Le forage de Soumagne démontra le bien-fondé de ses vues, en révélant un second gisement houiller sous le gisement exploité. Le forage fut poursuivi pour s'assurer que ce second gisement faisait bien partie de l'autochtone.

Le Calcaire Carbonifère et le Dévonien supérieur furent reconnus avec la puissance réduite qu'ils ont dans l'est du pays. La puissance inattendue du Dévonien inférieur ne permit pas d'atteindre la discordance sur les formations calédoniennes. Le forage fut arrêté à la profondeur de 2.527 m, dans le Gedinnien.

Les données de ce forage peuvent également avoir une incidence sur la recherche de pétrole. Pas en ce qui concerne le Dévonien inférieur et le Houiller, bien sûr !

Mais le Calcaire Carbonifère présentait une cavité béante au milieu d'une épaisse série de roches poreuses et cavernueuses. La dénomination stratigraphique : « Calcaire Carbonifère » s'applique ici à

une série où les roches calcaires sont peu développées, tandis que le faciès prépondérant est constitué par des dolomies tigrées rappelant les faciès bien connus dans la région de Waulsort, au sud de Dinant.

Ces dolomies pourraient constituer d'excellentes roches magasins là où les structures seraient favorables à la préservation du pétrole. Ce n'est pas le cas à Soumagne où ces dolomies sont atteintes au fond d'un bassin.

Les eaux rencontrées en profondeur s'équilibrent au niveau des fonds des grandes vallées voisines. L'exhaure aurait dû être poursuivie très longtemps avant de pouvoir apprécier les qualités de l'eau du Calcaire Carbonifère.

J.M. Graulich termine l'étude de ce forage et on peut espérer que ses conclusions seront publiées sous peu.

C. Soiron - 1959-1960.

Ce forage est exécuté pour obtenir un complément d'information sur le gisement houiller profond révélé par le forage de Soumagne.

Ce but est atteint. Le forage est poursuivi pour confirmer la nature du Calcaire Carbonifère.

A 1.500 m de profondeur, cet objectif est en voie de réalisation.

D. Wépion - 1953-1956.

Ce forage avait pour but la recherche d'une extension méridionale du gisement houiller exploité dans le Bassin de Namur.

Il traversa le flanc méridional du Bassin de Namur, renversé vers le nord, constitué de Tremadoc, Silurien, Dévonien moyen et supérieur, et de Calcaire Carbonifère. Il traversa ensuite le flanc nord du synclinal en répétant le Calcaire Carbonifère, le Dévonien supérieur et moyen et fut arrêté dans le Silurien supérieur à 2.310 m de profondeur. Le cœur du synclinal, vers 1.000 m de profondeur, est constitué par les couches les plus élevées du Calcaire Carbonifère et il s'en est fallu de quelques mètres que le Houiller ait été atteint. Le sommet du Calcaire Carbonifère est affecté de plusieurs grottes béantes, aux parois partiellement encroûtées de calcite. Les roches environnantes présentent les couleurs vives, du jaune au rouge, dues à la précipitation d'oxydes ferriques. Comme ces oxydes ferriques ne peuvent flocculer que dans la zone d'oxydation, il faut en conclure que ces grottes, situées aujourd'hui à 1.000 m sous le niveau de la mer, se sont trouvées à une époque indéterminée (au Jurassique par exemple) non seulement au-dessus du niveau de la mer, mais au-dessus du lit des rivières coulant au fond des gorges d'un relief de montagne de plus de 1.000 m de hauteur.

La nappe aquifère contenue dans le Calcaire Carbonifère s'équilibrait au niveau de la Meuse et subissait les variations de niveau de celle-ci.

L'eau de cette nappe contenait 400 mg de sels dissous ; elle était plus carbonatée que chlorurée et plus calcique que sodique.

Au point de vue de la recherche du pétrole, ce forage confirme la corrosion du Calcaire Carbonifère à grande profondeur sous le Terrain Houiller. Le rôle de couverture imperméable joué par ce terrain est éliminé par suite de la disposition synclinale d'ensemble.

L'étude de ce forage est terminée. Le mémoire qu'y consacre J. M. Graulich est prêt à l'impression.

E. Tournai - 1959-1960.

Le forage de Tournai avait deux objectifs : la reconnaissance hydrologique des dolomies du Dévonien supérieur et la reconnaissance de la discordance de celui-ci sur le Silurien du Massif du Brabant.

Ce forage est localisé au centre d'une large structure anticlinale orientée d'ouest en est, ayant amené l'érosion de plus d'un millier de mètres de Viséen inférieur et Tournaisien supérieur (fig. 8).

La situation hydrologique escomptée s'avéra exacte : les dolomies celluleuses du Dévonien supérieur furent rencontrées vers la profondeur prévue. Compte tenu des données acquises sur la constitution du bord nord du Bassin de Namur, un approfondissement de quelques dizaines de mètres aurait dû suffire pour atteindre le socle Cambro-Silurien du Massif du Brabant.

Cela n'a pas été le cas. La situation géologique révélée par le forage de Tournai est totalement inattendue et, maintenant encore, on peut affirmer de la façon la plus catégorique qu'elle était absolument imprévisible. En effet, les parallélisations stratigraphiques du Dévonien du Hainaut, ont été faussées par un leurre lithologique et paléontologique sans exemple dans les annales de la géologie belge. Il m'est impossible de vous en apporter les preuves dans cet exposé général, mais des publications prochaines traiteront ce sujet.

Au lieu du Silurien prévu, le forage a traversé 400 m de schistes frasniens tels qu'on les connaît dans la région méridionale du Bassin de Dinant. Le passage au Givétien s'effectue par une série de macignos et grès, épaisse de 100 m, où sont intercalées des roches rouges, des dépôts d'anhydrite et renfermant une douzaine de sols de végétation fossilisés. Les calcaires et schistes noirs givétiens, déjà traversés sur plus de 100 m, renferment également des dépôts d'anhydrite.

Le forage continue.

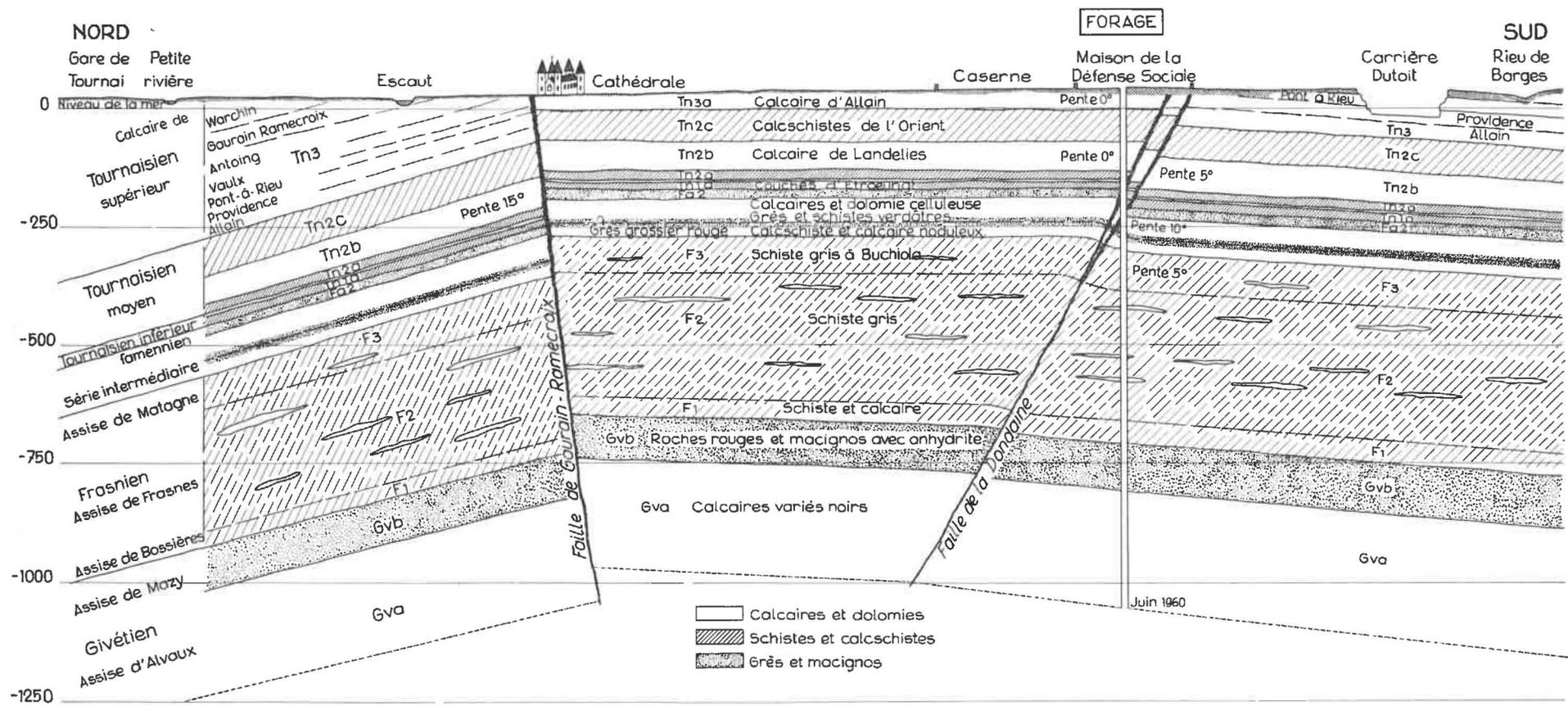


Fig. 8. — Coupe à travers le dôme de Tournai.

Le Calcaire Carbonifère et les dolomies du Dévonien terminal ne peuvent recéler du pétrole, vu l'absence de couverture imperméable.

La série schisteuse frasnienne, imperméable, réalise, par suite de la disposition anticlinale d'ensemble, une excellente structure piège. Mais les roches givétiennes sous-jacentes sont hermétiques, ainsi que le prouve la préservation de l'anhydrite ; aussi n'y a-t-il rien à piéger. On peut cependant formuler l'espoir qu'il n'en soit pas partout ainsi.

CONCLUSIONS

C'est le moment de formuler les conclusions générales qui découlent de cet exposé.

1^{re} conclusion : La campagne sismique en Campine n'a pas apporté d'argument supplémentaire pour justifier la recherche de pétrole. Elle a toutefois contribué à une meilleure connaissance de détail des structures constituant le flanc méridional de la Fosse de Roermond, reconnu depuis plus de cinquante ans.

Les recherches dans cette région devraient être poussées jusque dans les grès de Neeroeteren, au sommet du Terrain Houiller, car ces grès pourraient constituer une excellente roche magasin.

2^{me} conclusion : Le forage de Tournai nous oblige à réétudier les structures profondes du Bassin de Namur en tenant compte de la révélation d'une puissante série schisteuse intercalée dans les roches dévoniennes. Le problème consiste à trouver des structures pièges et des roches magasins. Ces deux rôles peuvent être joués par des formations calcaires récifales.

3^{me} conclusion : Dans chacun des forages qui a reconnu le Calcaire Carbonifère sous la puissante série imperméable du Terrain Houiller, le Calcaire Carbonifère s'est révélé largement fissuré. Le Calcaire Carbonifère est réputé une excellente roche mère et peut jouer le rôle de roche magasin. Il n'y a plus qu'un problème : la recherche des structures pièges.

Je termine sur cette conclusion en vous priant de réexaminer à tête reposée les situations décrites. Vous conclurez alors, j'en suis sûr, que la Belgique n'est pas tellement défavorisée au point de vue des possibilités de trouver du pétrole dans son sous-sol.

On n'a pas encore trouvé de pétrole jusqu'à ce jour, d'accord. Mais, qui l'a cherché ?

Service Géologique de Belgique
Aardkundige Dienst van België

Recherches récentes sur le tir à temps

par J. FRIPIAT,

Directeur Divisionnaire honoraire des Mines.

SAMENVATTING

In deze bijdrage worden drie mededelingen samengevat, die voorgedragen werden op de X^e Internationale Conferentie van de Proefstations, die van 28 september tot 2 oktober 1959 in Pittsburgh (Verenigde Staten van Amerika) gehouden werden :

- 1) Hazards of cut-off explosive charges in multiple blasting of coal door de HH. Nagy, Hartmann, Kawenski en Van Dolah van het Bureau of Mines, U.S.A.
- 2) La sécurité du tir à retard en mines grisouteuses door de HH. Loison en Seeleman van het Centre d'Etudes et Recherches des Charbonnages de France.
- 3) Bestimmung der Zeit des Anfangs der Aufdeckung eines Bohrloches durch Abschiessen eines Nachbohrloches in Kohlenflöz door de HH. Cybulski en Krzystolik van de proefmijn « Barbara » te Mikolov (Polen).

De eerste mededeling betreft een rechtstreekse studie van het ontvlammingsgevaar, voortvloeiend uit de trapsgewijze ontploffende mijnen. De ladingen worden in de kool geschoten, in aanwezigheid van mijngas.

Hetzelfde doel werd nagestreefd door de proefnemingen die in de jaren 1951 à 1958 werden uitgevoerd in de steengalerij van het Nationaal Mijninstituut.

In de tweede mededeling worden de mechanische effecten van het schieten behandeld : toevloed en verplaatsing van het mijngas, bewegingen van het gesteente.

Tijdens het schieten kan mijngas dat door de eerste ontploffingen werd vrijgemaakt of dat zich verzameld heeft op plaatsen die aan de aandacht van de schietmeester ontsnappen, in de nabijheid van nog niet ontplofte mijnen worden gebracht. Ten einde de veiligheid van het tijdschieten te beoordelen, is het van belang de tijdruimte te kennen binnen dewelke de fissuratie van het gesteente, uitgelokt door een reeks mijnen, de mijnen van een volgende reeks bereikt. Cerchar gebruikte daartoe de versnelde cinematografie.

In de nota van het Poolse proefstation wordt uitsluitend over de fissuratie gehandeld. Deze werd door middel van een electrisch procédé geregistreerd.

RESUME

Sous ce titre, nous résumons trois communications qui ont été présentées à la X^e Conférence Internationale des Directeurs des Stations d'essai, tenue du 28 septembre au 2 octobre 1959, à Pittsburgh (Etats-Unis d'Amérique) :

- 1) Risque d'amputation des charges dans le tir en volées au charbon (Hazards of cut-off explosive charges in multiple blasting of coal), par MM. Nagy, Hartmann, Kawenski et Van Dolah du Bureau of Mines, U.S.A.
- 2) La sécurité du tir à retard en mines grisouteuses, par MM. Loison et Seeleman du Centre d'Etudes et Recherches des Charbonnages de France.
- 3) Détermination du moment de la mise à découvert d'une charge par une charge voisine dans le tir au charbon (Bestimmung der Zeit des Anfangs der Aufdeckung eines Bohrloches durch Abschiessen eines Nachbohrloches in Kohlenflöz), par MM. Cybulski et Krzystolik de la mine expérimentale « Barbara » à Mikolow, Pologne.

La première est une étude directe du risque d'inflammation résultant de l'échelonnement des explosions; les charges sont tirées au charbon en présence du grisou.

L'objectif poursuivi est donc identique à celui des expériences que nous avons effectuées au cours des années 1951 à 1958 dans les galeries au rocher de l'Institut National des Mines.

Dans la seconde communication, les expérimentateurs étudient spécialement les effets mécaniques du tir : dégagement et déplacement du grisou, mouvement du rocher.

Au cours du déroulement du tir, il se pourrait que du grisou libéré par les premières explosions ou accumulé en des endroits ayant échappé à l'attention du boute-feu, soit amené au voisinage des charges encore intactes. Il est également intéressant, pour juger de la sécurité du tir à temps, de connaître le délai dans lequel la fissuration produite par une volée, atteint les mines d'une volée consécutive. Les expérimentateurs du Cerchar utilisent, à cette fin, la cinématographie rapide.

Dans la note de la station polonaise, il est question uniquement de la propagation de la fissuration; celle-ci est enregistrée par un procédé électrique.

COMMUNICATION DU U. S. BUREAU OF MINES

Après avoir rappelé brièvement les études faites en Allemagne, Grande-Bretagne, Belgique, France et Pologne, les auteurs exposent ainsi le développement de leurs travaux.

On a étudié le risque d'inflammation du grisou par les charges amputées dans les tirs au charbon. Deux trous étaient forés à faible distance l'un de l'autre et leurs charges étaient amorcées de telle sorte qu'elles devaient détoner avec un décalage fixé à l'avance. Avant de détoner, la seconde charge était amputée ou bien l'épaisseur de charbon qui la recouvrait était anormalement réduite.

On a simulé aussi et d'une manière directe l'amputation en faisant exploser successivement une charge noyée en charbon fin et une autre placée dans une rainure au charbon.

Enfin, on a tiré des charges uniques sous des épaisseurs diverses de charbon.

Toutes ces expériences ont été faites en présence de mélanges inflammables d'air et de gaz naturel et, pour chaque série, on a déterminé la fréquence d'inflammation.

Comme on avait observé que la première charge faisait parfois exploser la seconde par influence, on a recherché dans quelles conditions se produisait ce départ simultané.

Réalisation des essais.

Les essais ont été exécutés dans des piliers de $6,3 \times 2$, m, découpés dans une veine de 1,55 m d'épaisseur.

Dans le pilier une rainure était pratiquée à la machine, soit au mur (havage), soit entre toit et mur (rouillure).

Les trous étaient forés horizontalement au diamètre de 44,5 mm à des profondeurs diverses allant de 0,76 m à 1,20 m, mais toujours inférieures de 15 cm à celle de la rainure.

Le mélange inflammable (air + 8 à 9 % de gaz naturel) était maintenu contre le front de tir par une cloison en papier fort.

On a utilisé huit explosifs : cinq reconnus comme antigrisouteux (explosifs MA, ME, MC, H, R) et trois dynamites A, B, C (1).

La cartouche amorce était au fond du trou.

Le bourrage était fait d'argile; sa longueur était de 30 cm et son poids de 2 livres (2). Le courant d'allumage était fourni par une batterie de piles sèches groupées en série (tension maximum 18 volts).

On a utilisé d'abord des détonateurs instantanés et réalisé l'espacement des départs à l'aide d'un dispositif mécanique. Ultérieurement, on a amorcé la seconde charge avec un détonateur à retard.

Lorsqu'il devint évident que la seconde charge pouvait détoner par influence, on mesura le temps s'écoulant entre les deux explosions, d'abord par un compteur électronique (des fils enroulés autour des deux charges étaient brisés par les explosions), puis par un microphone combiné avec un oscillographe. Celui-ci inscrivait les ondes sonores et permettait de voir, en outre, si la seconde charge avait explosé dans le charbon ou à l'air libre.

On enregistrait les inflammations par la photographie.

Tirs de deux charges en charbon massif.

Deux trous sont forés dans un même plan qui est, soit parallèle à la rainure de havage, soit parallèle ou perpendiculaire à la rouillure.

On fait varier :

le poids d'explosif des deux charges,
la distance entre les trous (10 à 30 cm),
la distance des trous à la face libre du pilier (12,5 à 60 cm),

l'écart entre les explosions des deux charges.

Par des essais préliminaires, on a déterminé l'étendue de l'excavation produite par la première explo-

(1) Par explosifs antigrisouteux, nous désignons les « permiscible explosives » de la station américaine; ils sont astreints à des épreuves de tir au mortier en présence du grisou ou des poussières.

(2) Pour éviter les chiffres décimaux, nous donnons tous les poids de bourrage et d'explosifs en livres (livre = 454 g).

sion. On connaissait ainsi l'épaisseur de charbon couvrant la seconde charge au moment de sa détonation. Au tableau I, nous n'avons reporté que les séries d'essais servant de base aux commentaires des expérimentateurs; on y voit :

- le numéro de la série,
- la distance entre les trous (cm),
- les charges des deux trous (poids en livres et désignation de l'explosif),
- l'écart entre les départs en millisecondes (ms) : minimum, maximum et moyen,
- la fréquence (f) d'inflammation (nombre d'inflammations sur nombre d'essais).

On voit que, pour la plupart des essais, le trou 2 est chargé de dynamite, laquelle allume le grisou lorsqu'elle est tirée sans confinement. Le trou 1 renferme au contraire un explosif antigrisouteux qui n'allume pas lorsqu'il se trouve en trou bourré.

A partir de ces résultats, les auteurs examinent comment la fréquence d'inflammation (f) varie avec les conditions de tir. Certaines séries ont fait l'objet de calculs statistiques qui ont conduit à ce que les auteurs appellent le « confidence level » ou niveau de confiance. Le « poids » des conclusions ressort

tant d'une série est d'autant plus grand que le « confidence level » est élevé; celui-ci est généralement exprimé en pour-cents.

Influence de l'écart entre les départs.

D'une manière générale, il n'y a pas eu inflammation par amputation tant que l'écart entre les explosions était inférieur à :

- 5400 ms, lorsque la charge amputée (2^{de} charge) était un explosif antigrisouteux (série 11),
- 840 ms, lorsque la charge amputée était une dynamite (série 4).

L'influence de l'écart ressort de l'examen des résultats des séries 1 à 4, 5, 6, 7 et 10.

Il n'y eut pas inflammation lorsque l'écart était compris entre 25 et 830 ms (séries 1 à 4); par contre, on en observa dix sur les vingt essais effectués avec des écarts allant de 840 à 5500 ms (séries 5, 6, 7, 10).

La fréquence d'inflammation augmente donc avec l'écart; cette constatation est statistiquement significative avec un « confidence level » de 99 %.

TABLEAU I

Deux charges en charbon.

N° de la série	Distance entre les trous (cm)	Charges (en livres)		Ecart entre les départs (ms)			f.
		trou 1	trou 2	minimum	maximum	moyen	
1	25	0,5 MA	0,5 B	25	37	35	0/5
2	id.	id.	id.	260	295	280	0/5
3	id.	id.	id.	380	550	450	0/5
4	id.	id.	id.	670	830	730	0/5
5	id.	id.	id.	840	980	930	2/5
6	id.	id.	id.	1650	2000	1810	1/5
7	id.	id.	id.	2200	2600	2270	3/5
8	id.	id.	0,5 MA	2200	2500	2260	0/5
9	id.	id.	0,5 B	2200	2700	2440	0/5
10	id.	id.	id.	5000	5500	5280	4/5
11	id.	id.	0,5 MA	4800	5500	5180	1/5
12	id.	id.	0,5 B	5200	5800	5460	1/5
13	id.	id.	id.	4900	5400	5100	2/5
16	id.	id.	id.	5000	5500	5200	0/5
17	id.	id.	1,5 B	4700	5200	5000	0/5
18	id.	id.	3,0 B	5100	5600	5300	0/5
19	20	id.	0,5 B	25	100		0/2
20	30	id.	id.	40	3040	925	0/5
21	17,5	id.	0,5 C	0			0/1
22	30	1,0 MA	0,5 B	0	2790		0/2
23	id.	id.	0,5 MA	1030	1080	3800	0/3
24	12,5 - 17,5	0,5 MA	0,5 B	0	0		2/5
25	10	id.	id.	0			0/1
26	id.	1,0 MA	id.	0			0/6

L'inflammation de la série 11 s'est produite avec l'écart 5400 ms.

Expulsion de la seconde charge.

Cet incident s'est produit dix fois pour les vingt tirs des séries 1 à 4 (écart maximum 850 ms) et douze fois pour les tirs des séries 5, 6, 7 et 10 (écarts de 840 à 5500 ms).

Les dix expulsions des séries 1 à 4 ne produisirent pas l'inflammation. Pour les séries 5 à 10, il y eut dix inflammations dont huit avec expulsion; quatre autres tirs de ces séries donnèrent lieu à l'expulsion, mais pas à l'inflammation.

On peut supposer que, lorsqu'il y a inflammation, la seconde charge (en l'occurrence un explosif non antigrisouteux) est soit expulsée, soit mise à nu. Quoi qu'il en soit, le risque d'inflammation dépend surtout de l'écart entre les explosions.

Influence de l'épaisseur de charbon sur la seconde charge au moment de sa détonation.

Dans tous les tirs considérés jusqu'ici, la seconde charge se trouvait à la limite de l'excavation causée par la première charge.

Pour les séries 13 et 16, l'épaisseur de charbon non fissuré subsistant sur la seconde charge après la première explosion, était respectivement de 2,5 et 7,5 cm.

Pour des conditions de chargement identiques (mêmes charges, mêmes écarts), on a observé les fréquences d'inflammation (f) suivantes :

<i>Épaisseur de charbon</i>	<i>Fréquence (f)</i>	<i>Série</i>
0	4/5	10
2,5 cm	2/5	13
7,5 cm	0/5	16

L'influence de l'épaisseur de charbon est statistiquement significative avec un « confidence level » de 99 %. Sur les vingt-cinq expériences effectuées avec des épaisseurs de charbon (sur la 2^{de} charge) allant de 10 à 60 cm (séries 19 à 26), deux inflammations seulement furent observées. Mais il y a lieu de noter que, lors de ces deux tirs, la seconde charge a explosé par influence (donc sans amputation) et qu'une seule charge de dynamite (explosif B) tirée dans les mêmes conditions de confinement peut allumer.

Influence du poids d'explosif de la charge amputée.

Lorsque cette charge est, au moment de sa détonation, couverte par 7,5 cm de charbon, un accroissement du poids d'explosif n'entraîne pas un accroissement de la probabilité d'inflammation.

Les tirs des séries 16, 17 et 18 ont été effectués avec le même écart, la même épaisseur de charbon sur la seconde charge (7,5 cm) mais avec des poids d'explosif croissants (0,5, 1,5 et 3,0 livres). Aucun d'eux n'a produit l'inflammation alors que l'épaisseur de 7,5 cm était le minimum requis pour qu'il n'y ait pas inflammation par la charge 0,5 livre.

Influence de la proximité d'une surface d'impact.

Lorsqu'une surface d'impact (front de charbon) se trouve près de la charge amputée, la fréquence d'inflammation par cette charge augmente avec la distance qui la sépare de la surface. Avec la dynamite B (seconde charge), on a observé en effet :

pour la distance 15 cm
écart moyen 2440 ms $f = 0/5$ (série 9)
écart moyen 5460 ms $f = 1/5$ (série 12)
pour la distance de 70 cm à 2,80 m
écart moyen 2270 ms $f = 3/5$ (série 7)
écart moyen 5280 ms $f = 4/5$ (série 10)
donc $f = 1/10$ pour le premier groupe
 $f = 7/10$ pour le second groupe.

Le « confidence level » de ces expériences est de 99 %.

On est ainsi amené à dire que, dans des fissures de 10 à 15 cm, la probabilité d'inflammation par une charge amputée est extrêmement réduite. Cette condition se produirait si, lors d'un minage en veine, la masse de charbon restait en place après les premières explosions. Il faudrait en plus que la charge amputée explosât très tôt dans la volée car on sait qu'une charge mise à nu dans une fissure et explosant avec un long retard, entraîne un grand risque d'inflammation.

Influence du type d'explosif.

Au tableau I on voit que la seconde charge étant 0,5 livre d'explosif B (dynamite), on a obtenu :

écart moyen 2270 $f = 3/5$ (série 7)
écart moyen 5280 $f = 4/5$ (série 10)
d'où f global = 7/10.

Dans les mêmes conditions, on a eu avec 0,5 livre d'explosif antigrisouteux MA :

écart moyen 2260 $f = 0/5$ (série 8)
écart moyen 5180 $f = 1/5$ (série 11)
d'où f global = 1/10.

Le risque d'inflammation par une charge amputée est donc plus grand avec un explosif non antigrisouteux qu'avec un explosif antigrisouteux.

Action d'une charge explosant en charbon sur une autre charge.

L'une des charges est entourée d'une gaine de charbon fin, l'autre est placée dans une rainure creusée dans un front vertical de charbon.

On a vérifié d'abord que, tirées isolément en grisou, la première charge n'allume pas et la seconde allume chaque fois.

On a fait ensuite détoner les deux charges en modifiant le délai entre les deux explosions; la fréquence d'inflammation augmente avec ce délai.

a) 1^{re} charge : 0,5 livre d'explosif antigrisouteux R entouré d'une gaine de 22 mm de charbon fin.
2^{de} charge : 0,5 livre d'explosif antigrisouteux nu (H).

Distance entre les charges : 45 cm.

Pour des délais de 25 à 2000 ms, $f = 0/12$.

Pour des délais de 3000 à 5000 ms, $f = 2/2$.

- b) Mêmes conditions que pour a), sauf que la seconde charge est une dynamite B (0,5 livre).

On a obtenu :

pour les délais 25 et 100 ms, $f = 0/2$

pour les délais 500, 1000 et 2000 ms, $f = 3/3$.

- c) Mêmes conditions que a), sauf que :

la distance entre les charges est 90 cm;

le délai entre les explosions est 25 ms.

On réduit l'épaisseur de la gaine de charbon à 12 et 4 mm; il n'y a pas inflammation.

La poussière de charbon dispersée par la première charge « inhibe » donc l'inflammation naissante allumée par la seconde charge (3), la fréquence d'inflammation augmente cependant avec le délai qui sépare les deux explosions.

Inflammation par les tirs d'une seule charge.

Les charges sont tirées avec bourrage dans des trous parallèles forés au charbon dans un plan parallèle soit à une rainure de havage, soit à une rouillure.

- a) Sur 152 tirs d'explosifs antigrisouteux, on a enregistré 3 inflammations; les charges étaient :

3 livres à 15 cm d'un havage

0,5 livre à 7,5 cm d'une rouillure

0,5 livre à 2,5 cm d'une rouillure.

Les fréquences d'inflammation sont :

d'après l'épaisseur de charbon sur la charge,

2,5 à 7,5 cm $f = 2/63$

15 cm $f = 1/65$

17,5 à 52,5 cm $f = 0/24$

(Confidence level 75 %)

d'après le poids d'explosif,

0,25 à 2 livres $f = 3/79$

3,5 à 8 livres $f = 0/73$

(Confidence level 85 %).

La fréquence d'inflammation diminue :

- 1) quand la couverture de charbon sur la charge augmente. Toutes les inflammations se sont produites lorsqu'il y avait 15 cm et moins de charbon sur la charge;
- 2) quand le poids d'explosif augmente. Les charges importantes, disent les auteurs, pulvérisent fortement le charbon et accentuent l'action inhibitrice des poussières sur la flamme d'une explosion naissante. Les charges d'explosif antigrisouteux MA, tirées dans des conditions de confinement (épaisseur de

charbon) identiques à celles des tirs du tableau I (trou 1), n'ont pas donné d'inflammation.

- b) Les trente-deux tirs de 0,5 livre de dynamite (ou autres explosifs non antigrisouteux) ont donné quatre inflammations, soit d'après l'épaisseur de charbon sur la charge

2,5 à 7,5 cm $f = 0/18$

15 cm $f = 3/7$

30 à 52 cm $f = 1/7$

(Confidence level 98 %).

On devrait, semble-t-il, obtenir une fréquence d'inflammation (f) plus grande avec une faible épaisseur de charbon. S'il en est autrement, c'est, disent encore les auteurs, à cause des poussières. Celles-ci sont, avec une dynamite (explosif puissant à grande vitesse de détonation), pulvérisées plus finement lorsque le banc de charbon couvrant la charge est mince.

On a fait aussi quelques tirs de charges dans une rainure, donc à découvert.

Avec 0,5 livre d'explosif, on a eu :

$f = 18/21$ pour les antigrisouteux

$f = 3/5$ pour la dynamite B.

Détonation par influence.

Les deux charges sont placées dans des trous parallèles forés au charbon; on fait varier la distance entre les trous.

- a) 1 livre d'explosif antigrisouteux MA fait détoner un explosif non antigrisouteux à 30 cm (distance maximum essayée), un explosif antigrisouteux à la distance maximum de 15 cm.
- b) 0,5 livre d'explosif antigrisouteux MA fait détoner une charge de dynamite B à la distance maximum de 30 cm dans un massif havé, 27,5 cm dans un massif « rouillé », à la distance de 20 cm dans un massif ferme (distance maximum essayée).
- c) 0,5 livre d'explosif MA fait exploser à 20 cm une seconde charge du même explosif dans un massif ferme.

Conclusions.

- 1) Au cours des tirs en grisou (deux charges amorcées de détonateurs à retard), l'amputation n'a pas causé l'inflammation tant que l'écart entre les deux explosions est resté inférieur à 5400 ms ou à 840 ms, suivant que la seconde charge (charge amputée) était un explosif antigrisouteux ou un explosif non antigrisouteux (dynamite).
- 2) Lorsque la charge amputée est une dynamite, la fréquence d'inflammation augmente quand le délai entre les deux explosions passe de 840 à 5500 ms.

(3) Non seulement la poussière, mais aussi les fumées de la première charge exercent une action extinctrice (N.d.T.).

- 3) Il y a lieu de croire que les poussières et les gaz produits par la première explosion empêchent le développement de l'inflammation allumée par la charge amputée.
- 4) Le risque d'inflammation est plus grand lorsque la seconde charge est expulsée ou mise à nu, que lorsque l'épaisseur de charbon sur cette charge est simplement amincie. En tout cas, le risque d'inflammation est fonction du délai entre les deux explosions.
- 5) Lorsque l'épaisseur de charbon sur la charge amputée est celle strictement nécessaire pour empêcher l'inflammation par 0,5 livre d'explosif, le risque n'augmente pas quand le poids est porté à 1,5 livre et 3 livres.
- 6) Une charge amputée dans une rainure de 15 cm est moins apte à produire l'inflammation que celle qui se trouverait à 70 cm et plus d'un front de charbon. Cette variation du risque avec la distance ne s'observe pas lorsque la charge explose en charbon fissuré.
- 7) Quelles que soient les conditions de tir, quels que soient aussi les incidents qui puissent survenir, le risque d'inflammation est toujours moindre avec les explosifs antigrisouteux.
- 8) Le minage en charbon présente une grande marge de sécurité lorsqu'on utilise des détonateurs à la milliseconde et que les charges (explosifs antigrisouteux) sont convenablement disposées. Il faut notamment que l'épaisseur de charbon sur les charges soit de 45 cm au moins (minimum prescrit par le *Federal Coal Mine Safety Code*).

COMMUNICATION DU CERCHAR

Lés auteurs indiquent d'abord dans quelles conditions les détonateurs à temps sont utilisés en France et donnent, à ce sujet, quelques renseignements statistiques. Ils font ensuite ressortir les différences entre le tir instantané et le tir à retard.

Dans le tir instantané, on connaît l'état de l'atmosphère et la position des charges dans le massif (distance des fourneaux à la surface libre) au moment de l'explosion.

Il n'en est pas de même dans le tir à temps après le départ de la première volée; celle-ci peut en effet amener du grisou sur le front de tir et amincir l'épaisseur du terrain sur les charges non encore détonées.

L'étude de ces actions mécaniques constitue l'essentiel des recherches du Cerchar.

Dégagement du grisou par le tir.

Les essais se sont déroulés dans 18 chantiers : 8 chassages en massif vierge dans des couches très puissantes (1,60 m à 4,50 m) de Lorraine à 35 - 40 % de matières volatiles,

8 chassages en massif vierge et 2 voies de chantiers dans des couches de charbon à coke (25 % environ de matières volatiles) du Groupe de Lens-Liévin.

Les chantiers étaient ventilés à raison de 1 à 2,5 m³/s par des canars de 400 mm de diamètre, s'arrêtant à des distances du front de tir variant de 5 à 10 m. En Lorraine, on tirait dans le charbon 3 à 6 charges de grisou-dynamite chlorurée 1 (explosif couche), amorcées de détonateurs instantanés. A Lens-Liévin, on minait à la fois dans le charbon et dans les épontes avec des détonateurs à micro-retard et de la grisou-dynamite chlorurée 16 dans les chassages en ferme, de l'explosif N°64 dans les voies de chantier.

On a déterminé la teneur en méthane à des époques diverses après le tir et en différents endroits : près du front, dans l'espace découvert par l'explosion, dans la zone brassée par le courant d'air.

Dégagement du grisou près du front.

Pour effectuer les prélèvements, les expérimentateurs ont imaginé deux appareils automatiques : l'un nécessitait une alimentation en air comprimé, l'autre au contraire était tout à fait autonome.

Dans chaque cas, c'était l'explosion d'un détonateur à temps, introduit dans le circuit de tir, qui commandait le prélèvement de l'échantillon.

Trois ou quatre appareils étaient placés à hauteur du milieu de la veine, à 1 m et moins du front; ils fonctionnaient à des temps différents, soit de 200 millisecondes à 4 secondes après le tir.

Quatre cent vingt échantillons ont été prélevés et analysés.

Les auteurs résument ainsi les résultats de leurs recherches :

- a) il y a très souvent un accroissement de la teneur en méthane très tôt après le tir, mais cet accroissement est presque toujours inférieur à 1 %;
- b) la teneur maximum se produit aussi bien 200 ms que 4 s après le tir. Une seule fois, elle a atteint 2,5 %.

Dégagement du grisou dans l'espace découvert par le tir.

Dans les mêmes chantiers, on a effectué aussi des mesures grisométriques dans le vide créé par le tir. On revenait donc à front quelques minutes après l'explosion; on utilisait un grisomètre ou on prélevait l'air grisouteux avec des flacons.

Très souvent, dans les endroits non atteints par le courant d'air, on observe des teneurs supérieures à la limite d'inflammabilité, même après un délai de 10 à 15 minutes.

Exemples :

9,7 % après 17 minutes dans un chassage en ferme de Lens-Liévin

14,5 % après 11 minutes entre les fronts et les déblais d'un chassage en ferme du même bassin.

Teneur en grisou dans la zone brassée par le courant d'air.

Quelques minutes après le tir, la teneur est d'abord ou bien peu différente de celle mesurée au cours du tir, ou bien lui est sensiblement inférieure; elle décroît ensuite lentement.

Déplacement du grisou par le tir.

On peut supposer que les gaz de détonation, s'échappent d'abord à grande vitesse du massif et se contractant ensuite par refroidissement et condensation, déplacent les accumulations de grisou qui ne sont pas trop éloignées des charges et amènent sur le front de tir du mélange inflammable.

Les expérimentateurs du Cerchar ont étudié cet ensemble de phénomènes de la manière suivante. Avant le tir, on réalise dans la partie haute de la galerie une nappe de grisou en envoyant le gaz par une rampe de distribution placée en couronne. Après le tir, on suit par des prélèvements, l'évolution de la teneur en méthane à proximité du trou de mine.

Voici quelques détails sur les expériences effectuées.

a) A deux mètres du fond de la galerie expérimentale (en tôle d'acier) se trouve un mortier dont l'orifice est tourné vers l'extrémité ouverte de la galerie. Près du fond, on libère en couronne sur 2,50 m de longueur, 500 litres de grisou, puis dans le mortier, on fait exploser une charge sans bourrage. Les prélèvements effectués à 1,20 m de hauteur et un peu en arrière de la bouche du mortier montrent qu'à cet endroit, la teneur atteint rapidement 10 % (de 35 à 70 ms après le tir); elle demeure ensuite stationnaire ou décroît lentement. Dans d'autres conditions opératoires (nappe de grisou plus ou moins importante), l'allure de la teneur reste la même. Il y a donc mouvement du grisou vers la bouche du mortier.

Evidemment, le tir sans bourrage dans une galerie sans obstacle est particulièrement favorable à ce mouvement. Dans la pratique, celui-ci doit être beaucoup moins sensible; il ne peut cependant être évité par le tir à microretards.

b) Dans une galerie au rocher (section 5 m²), on produit en couronne, à 2 ou 4 m du front, une nappe de grisou longue de 2 à 3 m. On fait exploser une charge à front (800 g et moins) et on prélève des échantillons devant la charge à 1 m du front. Lorsque la charge est située à faible hauteur, aucune trace de grisou n'apparaît à ce niveau. Il en est autrement lorsque la charge est voisine de la couronne; on peut s'en rendre compte par le tableau II dans lequel sont rapportés les résultats de quatre tirs.

TABLEAU II

Temps du prélèvement (ms)	Teneur en méthane (%)			
	Tir 61	Tir 66	Tir 71	Tir 72
0	2,75	0,65	1,70	2,20
35	0,50	0,40	0,40	1,90
70	1,40	1,90		
105			0,70	2,20
930			1,45	3,00
430			0,10	0,10

Malgré donc la présence d'un volume important de gaz (500 ou 1.000 litres) près du front, la teneur en méthane au point de prélèvement après le tir, ne s'élève jamais beaucoup au-dessus de sa valeur initiale; elle atteint son maximum en un temps très court (inférieur à une demi-seconde).

c) Dans la même galerie, on fait les mêmes essais, mais en envoyant le grisou dans une excavation de 500 à 700 litres, creusée en couronne à l'aplomb du front.

La charge se trouvant à faible distance de la couronne, il y a successivement et en un temps très court (de l'ordre de 200 ms), diminution et augmentation de la teneur jusque 2 %; celle-ci décroît ensuite lentement.

Lorsque la charge est assez éloignée de la nappe de grisou, la teneur en méthane près de la charge augmente lentement tout en restant inférieure à 2 %; elle diminue ensuite.

Mouvement du rocher.

Les essais ont été effectués dans une carrière. Un trou de mine était foré horizontalement à une distance « d » d'une surface libre verticale. A l'aide d'une caméra donnant de 700 à 1.200 images par seconde, on photographiait le mouvement latéral du rocher.

Les essais montrèrent que le mouvement s'amorce dans un délai de quelques millisecondes et qu'il devient ensuite à peu près uniforme.

Nous extrayons de la communication, le tableau III dans lequel on voit que la vitesse des pierres croît avec le poids et la puissance de l'explosif et qu'elle varie en sens inverse de la distance « d ».

TABLEAU III

Explosif	Charge en grammes	Distance d (cm)	Vitesses des projections (m/s)
G C 16	200	20	19 - 26
		300	> 100
			35
G D R	320	50	11 - 29
		20	70 - 105
		35	23 - 32
		50	7 - 19

Se basant sur ces résultats, les auteurs concluent que, dans certains de leurs essais de tir à temps en galerie souterraine, tirs dont il sera question au paragraphe suivant, la seconde charge a été franchement dénudée avant de détoner.

S'il n'y a pas eu alors inflammation du grisou par cette charge, c'est parce qu'elle s'est trouvée isolée du mélange inflammable par les pierres, les poussières et les fumées provenant de la première charge.

Risque d'inflammation résultant de la dénudation des charges.

Les auteurs rappellent ici les résultats de tirs en grisou figurant déjà dans la communication qu'ils ont présentée à la IX^e Conférence Internationale des Directeurs des Stations d'Essai de 1956 (4). Les conditions de ces tirs étaient les suivantes :

- galerie creusée en calcaire tendre;
- deux trous de 1 m distants de 20 cm parallèles, forés à 20 cm de la surface libre;
- charge n° 1, 200 g d'explosif G D R, amorçage postérieur;
- charge n° 2, une cartouche unique de G D R, amorçage postérieur ou antérieur;
- les deux charges sont bourrées : 20 cm d'argile.

On fait varier l'écart (en millisecondes) entre les deux explosions.

L'explosif G D R, tiré en charge unique même de 600 g avec bourrage, n'allume pas le grisou.

S'il y a inflammation lors d'un tir à temps de deux charges, c'est que la seconde charge a détoné sous un confinement réduit ou inexistant.

Les résultats obtenus sont reportés en fréquences d'inflammation au tableau IV.

TABLEAU IV

2 ^{de} charge	Ecart entre les explosions (ms)	Fréquence d'inflammation (f)
G D R 200 g (am. post.)	1.000	0/9
	210	0/4
	70	0/2
G D R 300 g (am. post.)	1.000	3/5
	210	3/3
G D R 400 g (am. post.)	210	10/18
	140	0/16
G D R 400 g (am. ant.)	140	3/12
	70	0/16

Le risque d'inflammation décroît avec le poids de la seconde charge et avec l'écart entre les deux explosions.

Le délai limite au dessous duquel le risque devient négligeable est compris :

- entre 140 et 210 ms, lorsque l'amorçage de la seconde charge est postérieur;
- entre 70 et 140 ms, lorsque l'amorçage de la seconde charge est antérieur.

Conclusions.

Les expérimentateurs ont tiré de leurs essais les conclusions suivantes :

- 1) Les mesures grisométriques effectuées dans les chantiers ont montré que la teneur en grisou ne croissait pas systématiquement avec le temps. On peut croire, cependant, que le dégagement du grisou au cours du tir a d'autant plus de chances d'être abondant que la durée totale de la volée est plus grande.
- 2) Il y a donc intérêt à utiliser pour le tir à temps des détonateurs à court retard plutôt que des détonateurs à la demi-seconde. La durée totale de la volée sera plus petite et le risque d'inflammation du grisou par les charges dénudées sera moindre. Il existe actuellement sur le marché des détonateurs échelonnés de 25 ms sans risque excessif de chevauchement.
- 3) Pour réduire le risque de dénudation, il faut :
 - éviter le tir à retard en terrains fissurés;
 - éviter les interversions entre les retards;
 - établir un plan convenable de tir en évitant de rapprocher exagérément les trous et de les surcharger.

Les auteurs signalent, en outre, qu'en France, le tir à temps ne peut être effectué qu'avec l'amorçage postérieur. « Lorsque l'amorçage est antérieur, disent-ils, la fraction de charge projetée par amputation détone en avant du front en l'absence de confinement. Avec l'amorçage postérieur, au contraire, la cartouche projetée ne détone pas et se retrouve dans les déblais, ce qui n'offre qu'un inconvénient mineur ».

Dans le dernier paragraphe de la communication, le tir à retard est comparé au tir instantané. Avec le second, on sait dans quelles conditions les charges exploseront : état de l'atmosphère du chantier, disposition des trous dans le massif, longueur du bourrage. Il n'en est pas ainsi pour le tir à temps, mais on peut, comme on vient de le voir, améliorer sa sécurité en utilisant des microretards.

Il faut d'ailleurs reconnaître que la sécurité du tir instantané est en partie illusoire. Lorsqu'on procède par volées successives, tous les trous étant forés à l'avance, il arrive que certains de ceux-ci sont déjà fissurés avant le chargement ou couverts d'une épaisseur de massif réduite à l'excès. De même la vérification du grisou avant chaque volée peut, pour diverses raisons, être incomplète ou nulle (encombrement du front par les déblais, risque d'éboulement ou simplement négligence). Dans ces conditions, le tir instantané devient un tir à temps avec

(4) On trouvera l'analyse complète de cette communication aux pages 63 et suivantes du fascicule 1 (janvier 1958) des *Annales des Mines de Belgique*.

des délais, non de quelques dixièmes de seconde, mais de plusieurs minutes.

La statistique des accidents, disent encore les auteurs, « est en accord avec les conclusions, tirées ci-dessus : supériorité des détonateurs microretard sur les détonateurs à retard demi-seconde et danger du tir instantané par volées successives ».

COMMUNICATION DE LA STATION POLONAISE

Les auteurs se sont attachés à mesurer le délai dans lequel la fissuration produite par des charges explosant au charbon, atteint un trou de mine foré dans la même couche.

Pour détecter la fissuration, ils placèrent dans le trou un « palpeur ».

Cet engin comporte essentiellement un électro-aimant dont le circuit magnétique est fermé par une armature mobile, disposée à très faible distance du noyau. L'enroulement de cet électro constitue l'une des branches d'un pont Maxwell-Wien dont les trois autres branches sont respectivement une résistance réglable, une résistance fixe shuntée par une capacité (branche opposée à l'électro), une résistance réglable. Le pont est alimenté en deux de ses sommets opposés par une génératrice alternative à 500 périodes; les deux autres sommets sont reliés à un oscillographe Cossor à deux spots lumineux.

La mise en mouvement de l'armature de l'électro entraîne le déséquilibre du pont, ce qui se traduit par le déplacement d'un des spots. L'autre spot signale le lancé du courant d'allumage.

Les déplacements des spots sont enregistrés sur un papier photographique défilant à la vitesse de 100 cm/seconde.

Mode opératoire.

On plaçait dans la veine une, deux ou trois charges de 0 à 400 g d'explosif couche, amorcées de détonateurs qu'on connectait en série. Puis dans un trou foré à proximité des charges (trou témoin), on introduisait le palpeur et on comblait le vide restant, de sable ou de charbon en petits morceaux.

Pour faciliter le départ de la veine, on pratiquait près du trou témoin, une rainure ou bien on forait un trou de fort diamètre (5).

On faisait partir les mines par la décharge d'un condensateur fournissant un courant de 4 A environ. Dans ces conditions, l'explosion du détonateur devait se produire régulièrement un milliseconde après le lancer du courant. A partir des oscillogrammes, on déterminait le temps qui s'écoulait entre le lancer du courant et l'instant où l'entrefer de l'électro (distance entre l'armature et le noyau) atteignait 1 cm.

(5) Il n'est rien dit de la distance entre le palpeur et les charges, ni non plus de leur position par rapport à la rainure pratiquée en veine.

Résultats.

Les auteurs ne mentionnent dans leur communication que les essais ayant parfaitement réussi, soit 54. Ceux-ci sont reportés dans un tableau où figurent :

- 1) le mode de dégagement du trou témoin (rainure ou trou de grand diamètre);
- 2) le remplissage entourant le palpeur (sable ou charbon);
- 3) la nature de l'explosif, le nombre de mines et leur charge;
- 4) le délai dans lequel le trou du capteur a été fissuré, temps compté comme nous l'avons indiqué ci-dessus.

Les résultats sont répartis en trois groupes; pour chacun d'eux, nous donnons, au tableau V, les délais maximum, minimum et moyen dans lesquels la fissuration du trou témoin s'est produite.

TABLEAU V

Dégagement du trou témoin	Délai (en ms)		
	minimum	maximum	moyen
Par rainure (9 essais)	12,2	264,8	144,8
Par trou de grand diamètre dans la laie sup. de la veine (32 essais)	19,5	111,6	45,7
Par trou de grand diamètre dans la laie inf. de la veine (13 essais)	12,0	161,6	50,0

Les délais minimums sont très brefs et, comme disent les auteurs, militent contre l'emploi des microretards.

On ne peut pas encore, cependant, tirer des conclusions définitives en ce qui concerne la sécurité vis-à-vis du grisou.

Le début de la dénudation tel qu'il est repéré dans les oscillogrammes ne correspond pas à l'instant auquel il y a risque d'inflammation par la charge mise à découvert. Les essais rapportés dans la communication constituent en fait la première étape des études entreprises par la station polonaise sur la sécurité du tir au charbon par détonateurs à court retard.

NOTE DU TRADUCTEUR

Si l'on s'en tenait aux mesures de déplacement du massif effectuées à la station polonaise, on devrait considérer le tir par détonateurs à court retard comme plus dangereux que le tir instantané. Mais il est à noter que les expérimentateurs ont pris com-

me indice l'instant où le diamètre du trou témoin est augmenté de 1 cm. Cet indice coïncide en fait avec la fissuration, mais celle-ci est bien antérieure à l'incident plus grave de l'amputation (ou de la dénudation). De plus les charges perturbées restent un certain temps séparées de l'atmosphère inflammable, par les poussières et fumées provenant d'une ou des volées précédentes.

En ce qui concerne le délai de sécurité, c'est-à-dire celui à ménager entre les deux explosions pour qu'il n'y ait pas inflammation par la seconde charge, les expériences du U.S. Bureau of Mines ont conduit aux deux limites :

- 5400 ms pour les explosifs antigrisouteux
- 840 ms pour les dynamites.

Elles ont été obtenues avec l'amorçage postérieur; elles sont supérieures à celles indiquées par les tirs d'explosifs roche de la station française, soit :

- 140 ms avec l'amorçage postérieur
- 70 ms avec l'amorçage antérieur.

La différence 840 - 140 ms s'explique par la nature des terrains; le charbon (tirs de la station américaine) donne évidemment plus de poussières fines que le calcaire tendre (tirs de la station française). Dans nos galeries du Bois de Colfontaine, nous avons également observé une fréquence d'in-

flammation plus grande pour les tirs en grès dur que pour les tirs en schiste tendre.

D'après les expériences françaises, l'amorçage antérieur serait donc le moins sûr. Comme il est de rigueur en Belgique (et en d'autres pays), nous l'avons utilisé pour la plupart de nos tirs au rocher.

Les essais peu nombreux que nous avons faits avec l'amorçage postérieur ont montré que, lorsque la devanture du front est emportée par amputation, il arrive que la seconde charge :

- ou bien explose dans le fourneau sans bourrage ni vide antérieur;
- ou bien est attirée par la traction exercée sur les fils du détonateur et explose en dehors du rocher.

Ce sont là des circonstances extrêmement favorables à l'inflammation du grisou, étant donné la position du détonateur. Elles ont été, peut-être, causes des inflammations observées par nos collègues français avec l'amorçage postérieur malgré un écart relativement court (tableau IV, 210 ms).

La supériorité de l'amorçage postérieur ne serait donc qu'illusoire. Il est certain, d'autre part, que la fréquence d'inflammation observée lors de nos tirs avec l'amorçage antérieur aurait été moindre si nous avions disposé de détonateurs « type antigrisouteux ».

Matériel minier

Notes rassemblées par INICHAR

FOREUSE UTILISEE POUR LE CREUSEMENT DES PUIITS ET BURQUINS

La firme Turmag a mis au point une perforatrice sur affût pour le forage des trous de mine dans les burquins et puits en creusement.

Un premier appareil vient d'être mis en service au siège Kohlwald des mines de la Sarre pour le creusement d'un puits intérieur de 220 m de hauteur et de 4,75 m de diamètre intérieur. Le revêtement est constitué par des cadres Toussaint-Heintzmann de 29 kg/m distants de 1 m.

Ce puits est creusé en descendant et le chargement des déblais s'effectue au moyen d'un grappin Scheidt, avec un godet de 300 litres qui déverse les produits dans des cuffats d'une capacité de 700 litres. Le moteur de translation du grappin est fixé sur un plancher situé 2 m sous le niveau de la recette supérieure. Les mouvements de ce treuil de suspension peuvent être commandés à partir du fond au moyen de 2 câbles de commande.

On fore 50 mines en terrain tendre et 60 en terrain gréseux. Toutes les mines ont une longueur de 2,40 m.

Le forage des mines est effectué au moyen du nouvel appareil Turmag équipé d'une roto-percutante du type « Kombi PII/4 ».

Description de la roto-percutante type « Kombi PII/4 ».

La foreuse roto-percutante comporte un moteur de rotation et un moteur de translation distincts avec avancement sur crémaillère (fig. 1).

Elle permet de forer en tous terrains des trous de 36 à 40 mm de diamètre. Les barres de forage sont creuses et ont 50 mm de diamètre.

La rotation des barres est commandée par un moteur turbinare de 2,5 ch par l'intermédiaire d'un réducteur. La vitesse de rotation est d'environ 200 tr/min.

La frappe sur les barres est assurée par un moteur auxiliaire à la cadence de quelque 3.000 coups/min.

L'effort de poussée nécessaire sur le taillant est exercé par un moteur turbinare de 2 ch.

Le moteur de translation est équipé d'un inverseur qui, en fin de course, assure automatiquement le changement du sens de translation. En cours de marche, ce changement peut se faire à tout moment en actionnant l'inverseur à la main.

Une soupape de réglage automatique commande l'arrivée d'air comprimé du moteur roto-percutant, de telle sorte qu'il n'entre en action que lorsque le taillant pousse sur le fond du trou. La frappe est donc arrêtée dès que la machine tourne à vide, ce qui diminue sensiblement l'usure des taillants.

La sondeuse est alimentée par un flexible pour l'eau de curage et par deux flexibles d'air comprimé, l'un pour le moteur roto-percutant et l'autre pour le moteur de translation.

Le poids de la roto-percutante complète avec son châssis est d'environ 150 kg.

La consommation d'air comprimé varie de 6 à 7 m³/min. La vitesse instantanée de foration varie entre 2,50 et 0,60 m/min, suivant la dureté des terrains.

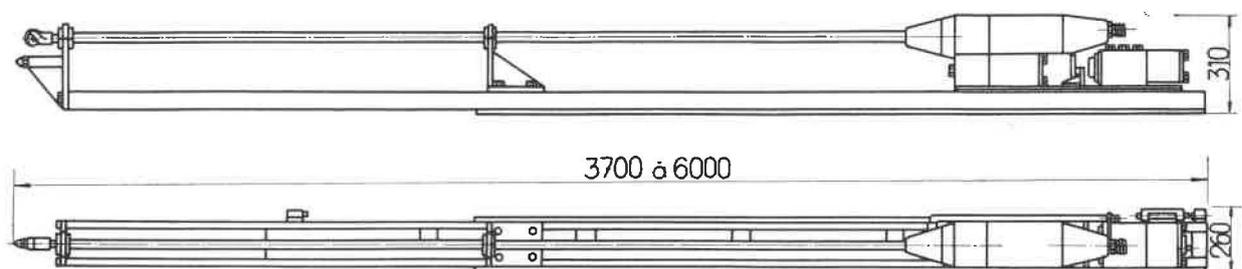


Fig. 1. — Vue de profil ou coupe horizontale de la foreuse roto-percutante type « Kombi P II/4 ».

Les réducteurs sont graissés par barbotage ; seuls quelques roulements sont graissés par graisseur Técalémit qu'il faut remplir après chaque poste de 1 à 2 cm³ de graisse à roulement. Le graissage des moteurs est assuré par un huileur à pointeau.

Description de la sondeuse complète.

La figure 2 montre un schéma de la perforatrice prête à forer une mine. On remarque l'affût et la crémaillère le long desquels la perforatrice progresse (6). L'inclinaison de la crémaillère peut être réglée à volonté au moyen des 2 supports télescopiques

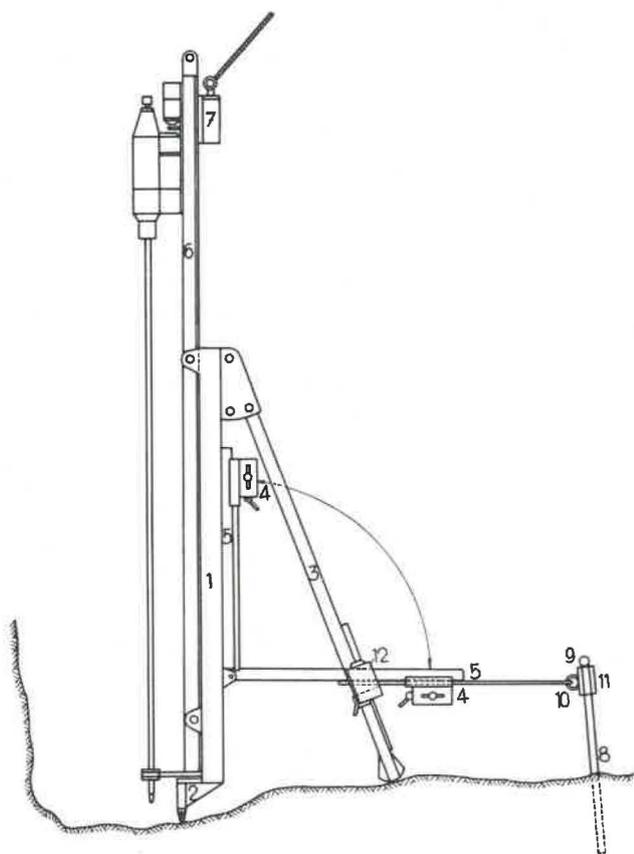


Fig. 2. — Perforatrice sur affût prête à forer un trou de mine dans un puits.

ques montés sur rotule (3). Ces supports peuvent être inclinés sur la verticale de 45° en 5 positions différentes. L'inclinaison définitive s'obtient en réglant la hauteur des deux supports à l'aide du moteur turbinair (12) monté sur chacun d'eux.

La distance axiale du trou à forer par rapport au centre s'effectue au moyen du tube télescopique (5) avec crémaillère et moteur de commande turbinair (4). Ce tube est fixé d'un côté au dos du montant (1) et de l'autre côté il est fixé à une broche enfoncée dans le trou central. Cette broche de 1,20 m de longueur est enfoncée de 40 cm dans le sol. Elle est munie d'un anneau (9) à son extrémité supérieure pour pouvoir l'arracher après la foration.

Sous l'anneau se trouve un manchon (11) pouvant tourner de 360° sur la broche. Ce manchon est aussi muni d'un anneau (10) auquel est relié le tube télescopique (5). Le moteur turbinair (4) permet le réglage voulu.

Le montant (1) est muni à sa base d'un épi (2) de fixation au sol pour éviter tout glissement du taillant lors de l'amorçage du trou.

La translation de l'appareil d'un trou à l'autre s'effectue au moyen du câble de suspension fixé au treuil de manœuvre du grappin. Le réglage correct de la hauteur s'effectue au moyen du moteur turbinair (7) monté sur la glissière (6).

La longueur du montant (6) dépend de la profondeur des trous de mines. Cette profondeur peut varier de 1,50 à 5 m. Le poids complet de l'appareil est de 550 kg.

L'appareil étant absolument libre dans le puits, la pression sur le taillant est limitée par le poids de l'ensemble. Pour augmenter cette pression dans les terrains durs, on peut fixer sur le montant (1) deux plats pesant ensemble 250 kg. On arrive ainsi à un poids total supérieur à 1 tonne.

L'encombrement de l'appareil, en position de transport, est de 60 × 80 cm.

Cet appareil doit permettre le forage aisé des trous de sonde de 4 à 5 m imposés dans certains cas par l'Administration des Mines pour la protection du chantier de travail.

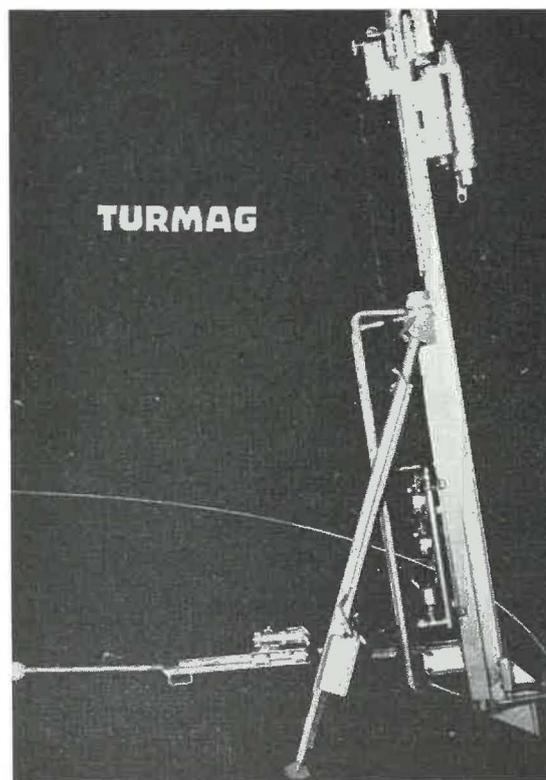


Fig. 3. — Photo de la perforatrice sur affût.

Cet appareil de forage peut être utilisé dans le creusement de burquins par la méthode du trou de grand diamètre.

Le manchon guide peut être fixé au panier de protection du trou, tandis que l'appareil est suspendu au câble de fixation de ce panier.

Le forage serait ainsi centré exactement sur le trou de grand diamètre servant de bouchon pour le tir.

Utilisation de cet appareil support avec d'autres sondeuses.

Cet appareil peut aussi servir de support de fixation pour d'autres sondeuses.

Outre son utilisation avec la roto-percutante P II/4 décrite ici (poids de 150 kg), on l'utilise aussi avec la P III/6 (poids de 350 kg) et même avec la P IV/6 (poids de 465 kg). Dans ce dernier cas, on peut fixer la sondeuse à 2 boulons d'ancrage enfoncés dans le sol.

En utilisant l'appareil support avec la sondeuse P IV/6, on peut forer des trous de 65 à 80 mm de diamètre à des profondeurs atteignant 50 m.

Organisation du travail de forage.

Après le chargement des déblais et la pose du revêtement, on suspend le grappin par une chaîne à une poutrelle posée dans des potelles, une vingtaine de mètres plus haut dans le puits.

La foreuse, garée à la recette, est descendue dans le cuffat, puis est fixée au câble de suspension du grappin.

Pendant qu'on installe la foreuse, un ouvrier fore un trou de 40 cm de profondeur dans l'axe du puits au moyen d'un marteau-perforateur à main. Il marque aussi l'emplacement de toutes les mines ; celles-ci sont toutes placées sur des anneaux concentriques par rapport au centre du puits.

Pendant la mise en place, l'appareil suspendu au câble du grappin est relevé jusqu'à ce que l'épi (2) se trouve à 15 cm au-dessus de la surface du sol. La broche (8) est enfoncée, le tube télescopique (5) est relié à la broche. L'appareil est alors descendu sur le sol au moyen du moteur turbinare (7). Les 2 supports télescopiques (3) sont mis en place et réglés pour donner l'inclinaison voulue à l'appareil.

Après la foration d'un trou, on retire la barre et on relève l'appareil de 15 cm au moyen du mo-

TABLEAU I.

Tableau comparatif du forage d'une volée de 60 trous de mines au moyen de marteaux-perforateurs et de l'appareil Turmag décrit.

	Avec marteaux-perforateurs	Avec l'appareil Turmag équipé d'une roto-percutante légère
Matériel utilisé	6 marteaux 13 flexibles	1 appareil 4 flexibles
Personnel nécessaire	6 foreurs qualifiés 1 manœuvre 1 homme à la recette 8 hommes	1 forcur 1 manœuvre 1 homme à la recette 3 hommes
<i>Durée des opérations</i>		
1. Descente du matériel et mise en place	30 à 40 min	10 min
2. Temps de forage, y compris les manœuvres	180 à 220 min	120 à 150 min
3. Démontage et remonte à la recette	30 min 4 h à 4 h 50 min	6 min 2 h 16 min à 2 h 46 min
Profondeur des trous	3 m	3,90 m
Exactitude du schéma de tir	difficile à respecter	facile à respecter
<i>Usure et consommation d'énergie</i>		
1. Fleurets	x	30 % de x
2. Taillants	y	50 % de y
3. Air comprimé	environ 3.200 m ³	environ 800 m ³
4. Entretien	On devait démonter 2 marteau par poste de forage et les réviser complètement.	Entretien réduit au minimum.

teur (7). On le met ensuite en position pour la foration du trou suivant.

Etant donné la liaison rigide entre l'appareil et la broche centrale, les trous d'une couronne peuvent être forés exactement à la même distance de l'axe du puits, avec la même inclinaison et à la même profondeur.

Comme l'appareil est complètement mécanisé, la mise en place et les déplacements de trou à trou se font rapidement et sans fatigue.

Cet appareil présente aussi d'autres avantages. Il est alimenté par un nombre réduit de flexibles. Le calage des fleurets est supprimé, alors qu'il peut être fréquent avec le forage à main.

Vitesse du forage.

La vitesse instantanée moyenne de forage chronométrée a atteint 1,52 m/min en terrains gréseux. La durée totale des manœuvres a été en moyenne de 1 min 12 s.

Ces manœuvres peuvent se répartir en :

- remonte de la barre de forage : 15 à 20 s
- changement de place de la machine : 40 à 50 s
- amorçage du trou : 5 à 10 s.

La vitesse instantanée totale chronométrée a atteint la moyenne de 1 m/min en terrains gréseux.

En schiste, les chronométrages faits par le charbonnage donnent une vitesse instantanée de 2,40 m/min.

Comparaison du forage d'une volée de 60 trous de mine au moyen de marteaux-perforateurs et de l'appareil Turmag.

On a choisi, pour la comparaison, le cas de puits ou burquins de 5 m de diamètre.

Le tableau I donne les résultats obtenus dans les deux cas.

HAVEUSE POUR NICHES EN TAILLES MECANISEES (1)

La haveuse Monopol a été construite au siège Grimberg 1/2 des charbonnages Monopol à Kamen. Elle se compose d'un guidage en tubes d'environ 9 m de longueur posé sur le mur, d'une tête de havage guidée sur les tubes et d'un dispositif d'avancement.

Le guidage se place dans la niche parallèlement au front de taille ; il s'assemble à partir de 3 tronçons de 3 m. Des patins transversaux, soudés tous les 1,50 m, maintiennent l'écartement des tubes-guides et facilitent le ripage sur le mur de toute l'installation.

La haveuse glisse sur cette infrastructure et y est maintenue par des griffes tubulaires qui ensèrent les tubes-guides.

La tête de havage est commandée par un moteur à air comprimé de 15 ou 20 ch, utilisé sur la rouilleuse DKS ou DVS Eickhoff. Le bras de havage a une longueur de 1,50 m ; il possède une double chaîne. Un dispositif de calage le maintient dans sa position de travail (3) (fig. 4).

L'avancement de la haveuse dans les 2 sens le long de ses guides s'obtient en l'intercalant dans une chaîne de traction sans fin, avec poulie de renvoi et palan fixés aux extrémités de l'infrastructure. Le palan mû à l'air comprimé développe un effort au crochet de 3 t ; c'est un palan construit par la firme J.D. Newhaus, type IDN modèle 55.

(1) Extrait de « Glückauf » du 16 juillet 1960.

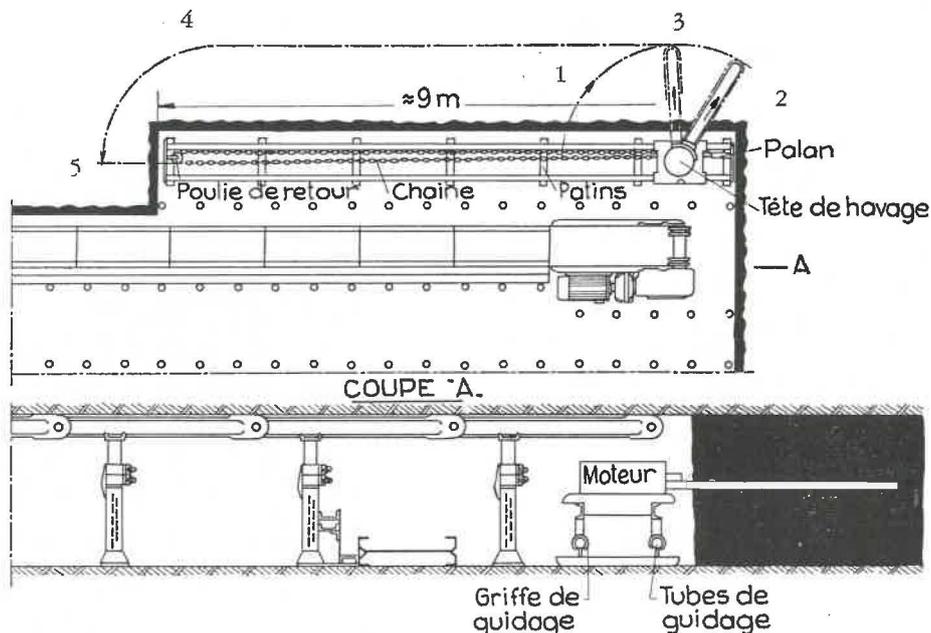


Fig. 4. — Haveuse Monopol pour niches en taille mécanisée.

- | | |
|---------------------------------|--------------------------------|
| 0 Position du bras au départ | 3 Position de havage |
| 1 Position d'engagement du bras | 4 Position finale de havage |
| 2 Position finale d'engagement | 5 Position du bras au retrait. |

Utilisation de la haveuse.

Dans la position de départ (0), la haveuse se trouve à l'extrémité de la taille. Le bras de havage parallèle au front est alors amené dans le massif et y entame une saignée circulaire jusqu'à la position (2), ceci afin de haver entièrement la niche ; le mouvement de rotation du bras est obtenu manuellement.

De la position (2) le bras est ensuite ramené vers l'arrière jusqu'à la position de travail (3) dans laquelle on le cale. Le havage proprement dit peut alors commencer, la haveuse étant tirée le long du front par la chaîne du palan. Lorsque la saignée atteint la position (4), le bras est dégagé par pivotement jusqu'à la position (5) après libération du système de calage.

La haveuse est retirée par la chaîne du palan jusqu'au centre de la niche, pour permettre à l'engin d'abatage en taille de travailler jusqu'à la niche. Entretemps, le charbon havé est pelleté sur le panzer, et la banquette de mur est dépecée au marteau-piqueur.

Attelée.

Auparavant, il fallait miner puis dépecer le charbon dur de la niche (14 fourneaux de 5 à 6 cartouches, en 2 volées). Le travail exigeait 4 abatteurs et un boutefeu, sans parler du danger causé par la présence du grisou et les difficultés du toit.

L'introduction de la haveuse a permis de réduire le personnel à 2 abatteurs. Le havage demande 2 h.

Avantages et possibilités d'utilisation.

La haveuse Monopol se signale à l'attention parce qu'elle se passe de niche personnelle, une fois son travail terminé. La double chaîne procure une marche silencieuse. Le guidage sur les tubes empêche tout déraillement.

On peut ajouter les avantages suivants :

- Tenue du toit améliorée.
- Propreté des têtes motrices du transporteur de taille, auparavant ensevelies sous les fines provenant des tirs de mines.
- Suppression du tir pendant lequel le personnel devait être évacué.
- Suppression des blessures aux câbles électriques.
- Creusement rationnel des niches, ce qui améliore l'avancement des tailles.

Signalons que la machine peut aussi s'employer comme rouilleuse, en montages.

CREUSEMENT DE GALERIES PAR MINEUR CONTINU

La firme Wohlmeyer a mis au point, en collaboration avec le Dr F. Locker de Salzbourg, une machine pour le creusement de galeries en charbon et en roches même très dures.

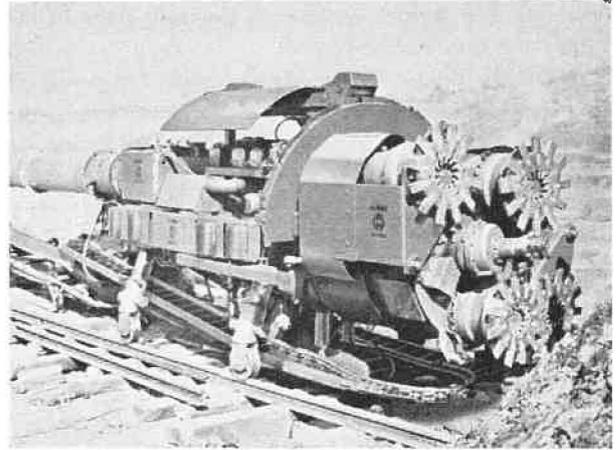


Fig. 5. — Mineur continu pour le creusement de galeries de 2,70 à 3 m de diamètre.

La figure 5 montre une vue de la machine appelée Alpine, d'un diamètre de creusement de 2,70 à 3 m.

La machine de type normal est électrique. L'installation électrique satisfait aux normes allemandes de la Station d'Essais de Dortmund-Derne.

La vitesse de forage et la force de poussée sont réglées automatiquement en fonction de la dureté du terrain, ce qui permet de diminuer au maximum l'usure des taillants.

Des cylindres pousseurs, s'appuyant contre les parois de la galerie, permettent un réglage parfait en direction et en niveau de l'avancement. Il est donc possible de faire pivoter lentement la machine et de creuser des galeries courbes à grand rayon.

Des avancements de 5 m/h ont été réalisés dans des galeries en charbon de 3 m de diamètre. Dans les galeries au rocher, l'avancement varie de 1,80 à 2 m/h pour les mêmes sections circulaires de 3 m de diamètre.



Fig. 6. — Début du creusement d'une galerie de 3 m de diamètre.

La figure 6 montre le début du creusement d'une galerie en roches calcaireuses dont la résistance à la rupture atteint 1.400 kg/cm^2 .

La forme ronde de la galerie est celle qui est la mieux adaptée pour tenir sans soutènement. Il suffit éventuellement de placer quelques plats cintrés et boulonnés pour éviter toute chute de pierres branlantes en terrains stratifiés. Par la suppression de l'explosif, l'ébranlement et la fracturation des bancs de roche sont fortement réduits, ce qui est également favorable à la bonne tenue de la galerie.

Le gain réalisé jusqu'à présent dans les diverses galeries creusées par ce procédé varie de 5 à 20 %. Ce chiffre comprend l'amortissement, les salaires, l'énergie consommée, l'usure des taillants et courtoaux, etc.

Le diamètre de creusement des machines actuelles varie de 5 à 5,50 m. La firme met au point un prototype pour le creusement de galeries de 7 m de diamètre.

REMBLAYEUSE VERTICALE

La firme Brieden a mis sur le marché une remblayeuse verticale d'un débit de $150 \text{ m}^3/\text{h}$ pour une pression d'air de 4 kg/cm^2 et une puissance de

30 kW. Cette remblayeuse est l'aboutissement du modèle KZS 50 exposé pour la première fois à la foire de Essen en 1954 (2). Elle présente donc l'avantage de pouvoir souffler directement dans la taille sans coude d'entrée. Par rapport au modèle plus petit, celui-ci est équipé de bourrages résistant à de hautes pressions, ce qui permet de remblayer en plateaux des tailles de très grande longueur. Néanmoins, la machine est constituée d'éléments relativement petits et légers, de sorte que son transport au fond est facile et son encombrement sur place assez faible.

Description et mode de travail (fig. 7).

La remblayeuse pneumatique type KZS 150 à axe vertical se distingue dans son ensemble par une construction simple. La roue cellulaire (1) à double conicité tourne entre les soucoupes supérieure (2) et inférieure (3) à conicité intérieure. Cette roue est pourvue de cinq poches et est composée de trois pièces : la partie médiane et les chapeaux d'usure supérieur (4) et inférieur (5). La roue cellulaire tourne autour d'un axe vertical, dressé dans son tourillon. Elle reçoit les remblais tombant de la tré-

(2) Bulletin technique « Mines » Inichar n° 46, juin 1955.

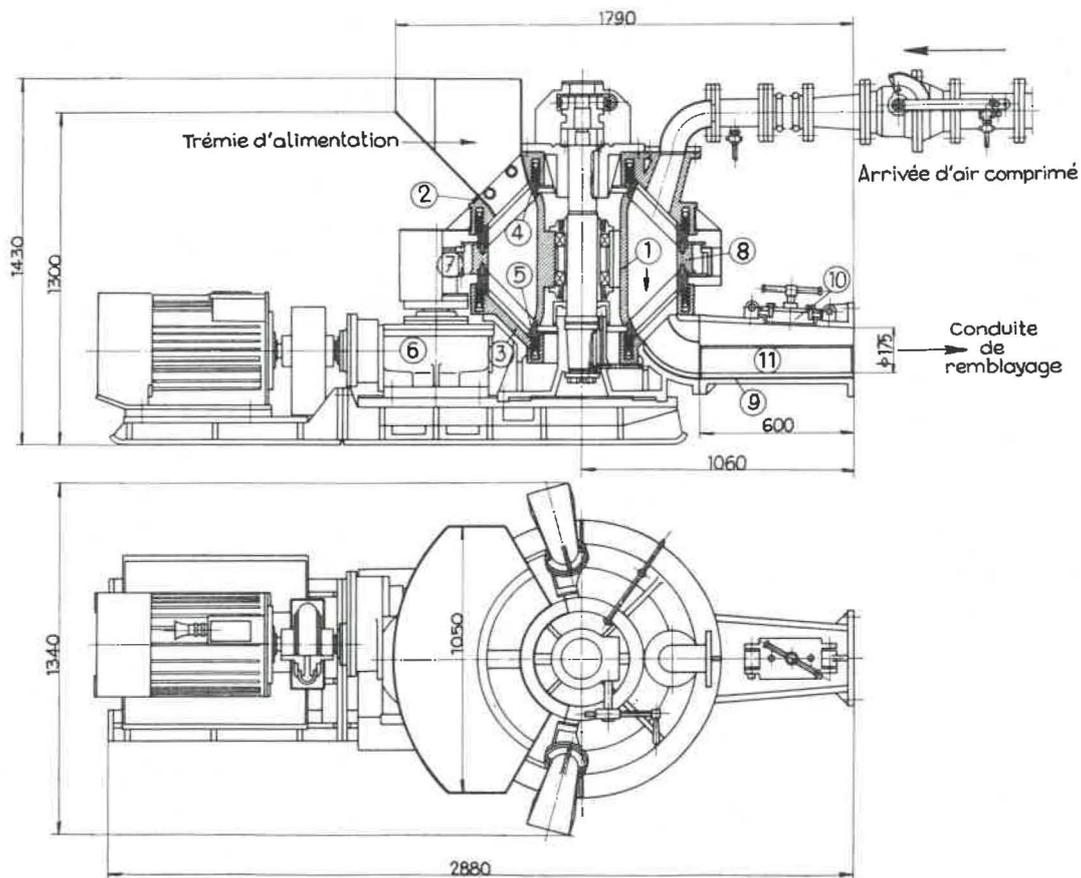


Fig. 7. — Remblayeuse verticale Brieden KZS 150.
Assemblage en long.

En haut : vue en élévation et coupe.
En bas : vue en plan.

mie d'alimentation. L'air comprimé, introduit par un coude bridé à la soucoupe supérieure, saisit les remblais et les souffle à travers la poche de la roue cellulaire, dans la conduite de remblayage. Le passage de l'air de soufflage au travers de la roue cellulaire offre le grand avantage que les poches de la roue cellulaire se vident complètement, même avec des remblais colmatants.

Dans les modèles de remblayeuses où la poche vidée de ses matériaux est remise à la pression atmosphérique avant de se présenter à nouveau sous la trémie, on observe une projection de poussière siliceuse par les événements d'échappement. Avec la KZS 150, de telles projections ne sont pas à craindre et c'est un pas en avant dans la lutte contre la silicose.

Moteur réducteur et accouplement.

La roue cellulaire est mise en mouvement par un moteur électrique ou à air comprimé de 30 kW. La commande se fait par l'entremise d'un réducteur à vis sans fin (6), étanche à l'huile et aux poussières, avec transmission intermédiaire bridée. Les arbres sont logés dans des roulements rainurés à billes.

La transmission de l'effort du réducteur à la roue cellulaire se fait directement par le pignon de commande (7) sur une couronne dentée (8), boulonnée à la périphérie de la roue cellulaire, le pignon étant en même temps prévu comme coupleur à cisaillement de broche. Le coupleur entre en action lorsque des morceaux de fer se trouvent dans les remblais. Il protège la machine contre tout dommage, du fait qu'en cas de surcharge de la roue cellulaire, une broche d'accouplement en acier doux est cisailée.

La machine et le réducteur ont un châssis commun de construction très robuste, relié au châssis du moteur par brides solides. Lorsque les conditions du transport l'exigent, le châssis du moteur est démonté pour être transporté séparément.

L'ensemble d'éclusage proprement dit est disposé sur le châssis de la machine, de façon à pouvoir tourner autour de son axe et, sans aucun démontage, il peut — de façon fort simple, en desserrant les boulons à œillet — pivoter chaque fois de 30°, jusque 180° au total. Les bourrages supérieur et inférieur sont rendus étanches au moyen de manchettes mises sous pression d'air comprimé. Les bourrages et la couronne dentée sont graissés automatiquement par une pompe à graisse, bridée sur le réducteur à vis sans fin.

Réglage et usure.

L'air de soufflage pénètre dans le carter de la machine par un diaphragme interchangeable, pouvant ainsi être adapté aux conditions de service. La machine est raccordée à la conduite de rem-

blayage par une réduction conique (9), munie d'un regard de visite (10). Cette réduction est pourvue d'une garniture d'usure (11) qu'il est facile de remplacer.

La partie inférieure de la machine, la partie médiane de la roue cellulaire avec son logement, de même que l'axe de la roue cellulaire ne sont pas soumis à usure. Par contre, les soucoupes et les chapeaux s'usent. Pour compenser l'usure, la soucoupe supérieure, de même que la roue cellulaire, sont disposées de façon déplaçable sur l'axe vertical. Les palettes supérieures et inférieures de la roue cellulaire peuvent être rapprochées des soucoupes par un dispositif de rattrapage d'usure de manière que la poche sous pression soit rendue hermétique par rapport à la trémie d'alimentation. De cette façon, l'air de soufflage ne peut s'échapper. Le dispositif de rattrapage est actionné au moyen d'une manivelle. Celle-ci est tournée dans le sens du serrage lorsqu'il s'agit de rattraper le jeu dû à l'usure et, dans le sens du desserrage, lorsque des corps étrangers (par exemple de petits morceaux de fer) se trouvent dans les remblais, ce qui nécessite, en cas de perturbation et pendant un court délai, un plus grand jeu entre les soucoupes et la roue cellulaire.

Lorsqu'il n'est plus possible de compenser l'usure et de garder la remblayeuse étanche, on effectue la rénovation complète de la remblayeuse au fond,

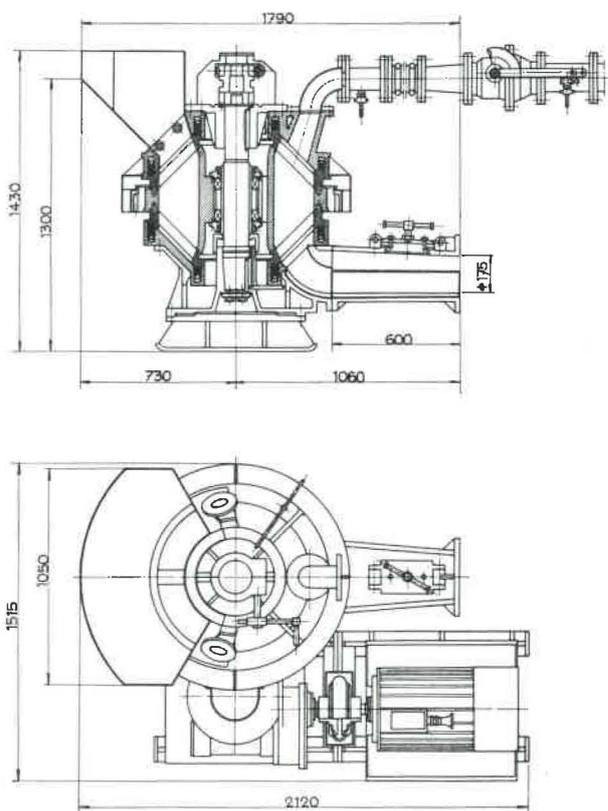


Fig. 8. — Remblayeuse verticale Brieden KZS 150.
Assemblage compact — Commande latérale.
En haut : coupe diamétrale.
En bas : vue en plan.

sans devoir recourir à une nouvelle roue cellulaire ou à une ancienne roue dont on a rechargé la surface périphérique. On remplace simplement une paire de soucoupes, ainsi qu'une paire de chapeaux coniques de la roue cellulaire. Ces chapeaux ne sont pas vissés — l'expérience ayant montré que les filets se faussaient — mais uniquement fixés par broches de section et de qualité adéquates.

La surface occupée par cette nouvelle remblayeuse est, suivant la disposition du moteur-réducteur, de 3,2 m² à 3,8 m². Par rapport à la KZ 120, cette remblayeuse est beaucoup moins encombrante par suite de la réduction de sa section transversale (fig. 7 et 8).

Le poids de la remblayeuse KZS 150 est de 3,9 tonnes. La construction de la remblayeuse KZS 150 ne comporte que 70 pièces différentes dont la pièce de rechange la plus lourde pèse 270 kg. Cette machine a été également mise au point pour tenir compte des exploitations en plateaux, où l'on doit recourir à des puits intérieurs pour le transport des produits. Comme les dimensions des pièces sont réduites, le passage de cette nouvelle machine dans les cages des bures ou sur les convoyeurs à courroie ne pose plus de problèmes.

Performances.

Le débit maximum de la remblayeuse est de 150 m³/h dans les meilleures conditions et avec le matériel dont les caractéristiques sont données ci-après :

conduite de remblayage	175 mm Ø int.
conduite d'amenée d'air	125 mm Ø int.
diaphragmes interchangeable	65-75 mm Ø int.
puissance du moteur	30 kW
pression de service nécessaire	4 kg/cm ²
vitesse	24 tr/min

Lorsqu'on désire normaliser ce matériel dans une exploitation, il est possible d'en réduire le débit, en ramenant la vitesse de 24 à 15 tr/min. La tuyère de détente de l'air est ramenée alors à une section plus petite. On peut alors utiliser une tuyauterie de 150 mm Ø. Comme la roue cellulaire possède une vitesse de rotation réduite, la durée de service avant rénovation est prolongée en conséquence.

TRACTEUR DE MINE ANTIGRISOUTEUX (3)

La firme « Hunslet Engine Company » a construit un tracteur antigrisouteux Hunslet MT 25 introduit pour la première fois dans une mine britannique (fig. 9). Ce tracteur, monté sur pneus, a les quatre roues motrices ; celles-ci peuvent être freinées deux à deux. Chaque paire de roues obéit à

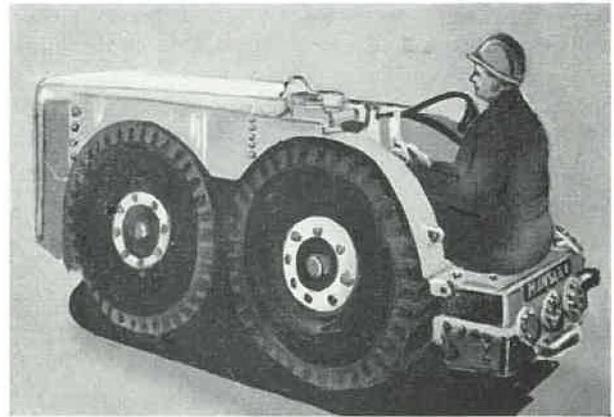


Fig. 9. — Tracteur de mine Hunslet MT 25, antigrisouteux à commande Diesel hydraulique.

un levier de frein propre. On dispose d'un poste de commande par sens de marche : le conducteur peut donc toujours faire face à la direction. Chacun de ces postes ne comprend qu'une soupape d'étranglement des gaz, un sélecteur de sens de marche et deux leviers de frein.

Le moteur Diesel à 3 cylindres, du type Perkins « Three 152 », développe une puissance utile de 25 ch à 1.650 tr/min. Les chemises des cylindres sont chromées intérieurement. Ce moteur, lancé par démarreur hydraulique, est refroidi par eau ; on lui adjoint un régulateur mécanique de vitesse.

A partir du moteur, le couple et la vitesse se transmettent successivement à un convertisseur de couple, à une boîte de vitesses et d'inversion de marche à engrenages épicycloïdaux, à des engrenages réducteurs de vitesse, puis à l'embrayage à disques et enfin aux organes de transmission des roues (vis sans fin). Ces derniers sont montés dans chaque roue. Ce système central de transmission facilite l'entretien ; il permet d'obtenir un tracteur à quatre roues motrices, munies de pneus à grand diamètre, mais ne dépassant pas 0,90 m en largeur.

Le régulateur de gaz d'échappement, en acier à haute résistance, est construit selon le principe Hunslet « Jet » ; il assure l'épuration maximum des gaz et la sécurité de fonctionnement, même en opération sur chantier difficile ou grisouteux. Il comporte un système de soupapes réglant l'échappement et ne fonctionnant qu'au moment où un certain niveau d'eau atteint son point bas.

L'ensemble du système d'échappement, y compris le régulateur, est refroidi par eau. Avant de gagner l'atmosphère, les gaz issus du régulateur se diluent dans l'air libéré par le ventilateur.

Le tracteur possède encore une pompe hydraulique et son châssis est conçu pour supporter une commande hydraulique de divers engins, rapidement raccordés : pelle « bull-dozor », pelle à faible levage (capacité 2 t), fourche de levage (même capacité), grue, accouplement de remorque articulée

(3) Extrait de Iron and Coal T.R. du 27 mai 1960, p. 1204.

ou de traîneau. On peut aussi y adapter des treuils, commandés par le convertisseur de couple ou la pompe hydraulique.

On a cherché dans ce tracteur à satisfaire les exigences de la mécanisation minière : sécurité envers le grisou et robustesse. Les pneus à grand diamètre ont une portance supérieure à 12 t : on peut d'ailleurs ajouter un complément de charge sur une remorque à pneus ou sur traîneaux à patins d'acier. Ces traîneaux se transforment aisément en remorques articulées. Ce tracteur peut donc convenir pour tout travail d'exploitation, transport de matériel ou désameublement de chantiers.

Le mécanisme de commande, par la maniabilité et la précision qu'il procure, permet de travailler le long d'un transporteur en voie, sans dommage pour le transporteur ni pour le soutènement. Le rayon de giration très faible, 1,70 m, permet d'affronter les tournants très aigus. Cette souplesse et cette robustesse, jointes à un encombrement réduit et à la possibilité d'évoluer en terrain difficile, font de ce tracteur un outil de choix pour les chantiers de mines même grisouteux.

Caractéristiques principales de l'engin :

Longueur du tracteur, sans accessoires	≈ 2,70 m
Largeur hors-tout	≈ 0,90 m
Hauteur	≈ 1,05 m
Capacité de charge :	
sur le toit du tracteur	≈ 12.250 kg
sur le traîneau-remorque	≈ 1.800 kg
Effort au crochet :	
au démarrage	≈ 1.900 kg
à 3,2 km/h	≈ 1.300 kg
à 6,5 km/h	≈ 770 kg
Rampe maximum, avec 2.000 kg de charge :	
18° à 2,1 km/h	
11° à 5,5 km/h	
Poids en service :	2.500 kg

RACCORDEMENTS RAPIDES POUR FLEXIBLES (4)

Un raccordement doit comporter un minimum d'éléments bon marché ; il doit être établi ou détaché aisément et posséder une bonne étanchéité. Un raccordement compliqué coûte très cher, tant par le prix de ses nombreux composants et de leur assemblage que par le coût de son entretien et des fuites qui en résultent. Ce dernier facteur peut devenir excessif dans une installation importante.

La firme anglaise Hozclock Ltd, de Haddenham (Buckinghamshire) a créé un type breveté de connexion très ingénieux, surnommé « Free End » ou « Extrémité libre ». En effet, le raccordement fait partie intégrante du distributeur (compresseur) ou

du récepteur (outil pneumatique), et reçoit directement l'extrémité libre de la tuyauterie. Ce raccordement comprend un écrou de fermeture et un ressort en acier à haute résistance qui se referme sur le périmètre du tuyau.

Le montage est très simple : l'extrémité du tuyau flexible est engagée dans le raccordement, l'écrou est vissé à la main. En quelques secondes, on peut obtenir un joint absolument imperméable aux fuites.

Ces accouplements « Free End » sont fabriqués en polythène, nylon, etc... ou en laiton ou d'autres métaux, pour une gamme étendue de dimensions et d'épaisseurs de paroi des tuyaux.

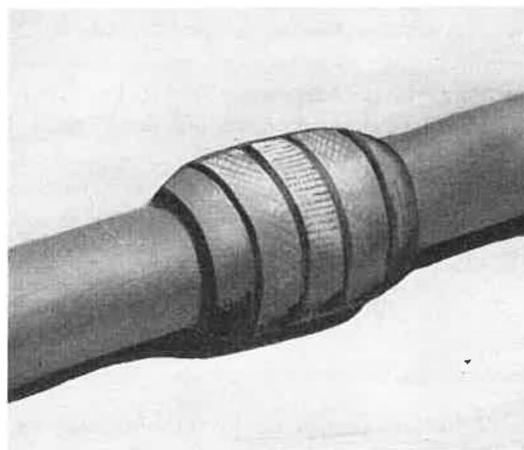


Fig. 10. — Raccordement rapide « Free end » en laiton.

Les types en laiton sont utilisés en grand nombre dans les canalisations minières (air comprimé, eau). La figure 10 montre un de ces raccordements.

INDICATEUR DE NIVEAU (5)

Cet appareil, appelé Levelog, permet de repérer à tout moment les quantités de matières renfermées dans les trémies, silos, réservoirs, etc... Un système d'électrodes est introduit dans le réservoir. Les électrodes sont choisies en fonction des conditions d'em-

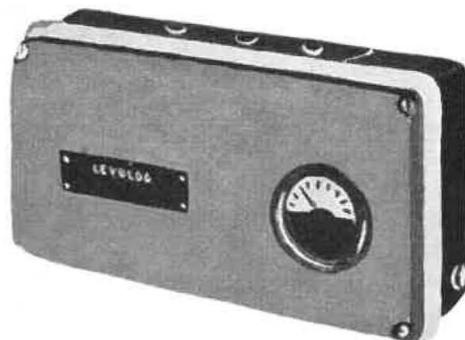


Fig. 11. — Indicateur de niveau Levelog.

(4) Extrait de Colliery Guardian du 26 mai 1960, p. 576.

(5) Extrait de Colliery Guardian du 23 juin 1960.

ploi et notamment de la hauteur à contrôler, cette hauteur peut atteindre 18 m.

Les électrodes sont reliées à un appareil électronique qui capte les variations de capacité des électrodes engendrées par les changements de niveau de la matière dans le réservoir. L'appareil électronique transmet ensuite ces variations à l'indicateur (fig. 11) qui, par l'intermédiaire d'un milliampèremètre, les traduit en lecture. Le milliampèremètre peut, soit agir sur un cadran calibré aux unités vou-

lues, soit agir par télécommande sur d'autres appareils de contrôle.

L'indicateur est protégé par un solide boîtier métallique à fermeture étanche à l'eau et aux poussières. D'après le constructeur, cet appareil employé couramment dans l'industrie britannique est insensible aux variations normales de température. Il est construit par les usines « Thomas Industrial Automation Ltd », Altrincham, Cheshire.

Sélection des fiches d'Inichar

Inichar publie régulièrement des fiches de documentation classées, relatives à l'industrie charbonnière et qui sont adressées notamment aux charbonnages belges. Une sélection de ces fiches paraît dans chaque livraison des Annales des Mines de Belgique.

Cette double parution répond à deux objectifs distincts :

- a) *Constituer une documentation de fiches classées par objet*, à consulter uniquement lors d'une recherche déterminée. Il importe que les fiches proprement dites ne circulent pas ; elles risqueraient de s'égarer, de se souiller et de n'être plus disponibles en cas de besoin. Il convient de les conserver dans un meuble ad hoc et de ne pas les diffuser.
- b) *Apporter régulièrement des informations groupées par objet*, donnant des vues sur toutes les nouveautés. C'est à cet objectif que répond la sélection publiée dans chaque livraison.

C. ABATTAGE ET CHARGEMENT.

IND. C 2211

Fiche n° 26.945

L. ENGEL. Das schlagende Bohren. *Le forage percutant*. — *Bergbauwissenschaften*, 1960, 20 avril, p. 169/176, 20 fig.

Etude des conditions à remplir par un perforateur pour ménager le fleuret tout en procurant le meilleur avancement. Equilibre entre les forces internes (actives et d'accélération) et les forces externes (actives et d'inertie). Un choix convenable des masses relatives permet donc d'accroître le rendement et de diminuer l'énergie perdue dans le fleuret et qui contribue à sa désagrégation. Exemple des résultats d'essais avec quelques types de marteaux perforateurs. Emplacement des points fragiles sur le fleuret.

Antérieurement, on pouvait arriver à des conclusions erronées en essayant un fleuret de la meilleure qualité sur un mauvais perforateur et comparant les résultats avec ceux d'un fleuret de qualité moindre sur un bon perforateur. Toutes les recherches sur la qualité de l'acier approprié, même avec des séries d'essais, sont sans résultat pratique, si on ne tient pas compte du fait que les différents types de marteaux n'agissent pas de la même manière sur les fleurets : le meilleur perforateur est celui qui donne le maximum d'énergie cinétique et le minimum d'énergie de déformation.

3 types de diagrammes obtenus sont comparés. C'est l'excès d'énergie cinétique non utilisée qui est responsable principalement de la rupture des fleurets, les efforts de flexion alternée interviennent pour une part beaucoup moindre, sauf en cas d'emploi incorrect.

L'auteur se propose de publier ultérieurement une étude mathématique complète des méthodes de mesure. Dès maintenant, il est prouvé que les mesures pour augmenter la résistance des barres ont peu de perspectives, mais on peut diminuer la surcharge des barres, en prolongeant ainsi leur durée d'emploi sans diminuer l'avancement.

IND. C 223

Fiche n° 26.956

W. SCHMIDT. Untersuchungen über den Einfluss von Schnittgeschwindigkeit und Vorschub auf den Verschleiss von Hartmetallwerkzeugen beim drehenden Bearbeiten von Gesteinen. *Recherches sur l'influence de la vitesse de coupe et l'avancement sur l'usure des taillants en acier spécial lors du forage rotatif des roches*. — *Zeitschrift für Erzbergbau und Metallhüttenwesen*, 1960, avril, p. 174/179, 10 fig.

Pour ces études on a utilisé un tour à plateau sur lequel on a placé des blocs de roches creusées par tournage ordinaire avec les taillants à essayer. Les vitesses de coupe sont portées en abscisses et on porte en ordonnée le temps nécessaire pour user 0,4 mm de l'épaisseur du taillant (comme pour le tour-

nage de métaux). L'outil essayé était en acier au titane : 140 A.

D'une façon générale, quand la vitesse de coupe diminue, le temps d'usure unitaire augmente ; on utilise une grille logarithmique : pour l'anhydrite et le grès, on a une droite qui, pour 2 min, a une abscisse de 60 à 80 m/min. Une diminution de vitesse jusqu'au quart environ accroît proportionnellement le log du temps.

Pour le schiste, la croissance est moins rapide mais le domaine d'application commence aussi plus loin, de sorte qu'on peut dire que, dans le domaine d'utilisation, on a pour la plupart des roches : $v.T^m = Cte$. Pour une vitesse assez petite, la courbe s'aplatit.

IND. C 40

Fiche n° 27.026

X. La mécanisation des chantiers de défilage dans les bassins (français). Situation au mois d'octobre 1959. — *Bulletin d'Informations Techniques des Charb. de France*, 1960, mars/avril, p. 3/8, n° 91.

En France (contrairement à l'Angleterre), l'abatage à l'explosif sans chargement manuel (évacuation par la pente ou mécanique) est considéré comme chantier mécanisé. Comme chantiers semi-mécanisés, on considère ceux où l'une des deux opérations est mécanisée : l'abatage par tir et chargement à la pelle est donc repris dans les semi-mécanisés, en même temps que ceux à marteau-piqueur à front dégagé.

Par rapport à octobre 1958, le tonnage abattu dans les chantiers mécanisés est passé de 40,2 % à 44,7 %, tandis que les semi-mécanisés rétrogradaient de 30 à 28,6 % (recul des haveuses classiques, remplacées par des haveuses à tambour).

Le tonnage abattu par haveuses à tambour passe de 2,31 % en 1958 à 7,37 % en 1959. Celui par rabotage passe de 9,1 % à 9,5 %. Dans les chambres et piliers avec desserte automotrice, on passe de 3,9 % à 5,2 %.

En unités : le nombre de rabots atteint 89 dont 3 béliers. Il y a 50 haveuses à tambour. Le nombre de haveuses ordinaires est descendu de 131 à 111.

L'abatteur-chargeur Valantin ne marque pas de progrès : il y en a 2 en service.

Pour les machines à tarières, on continue à noter 2 trepanners, les abatteuses-chargeuses Alacchi commencent à se développer dans les semi-dressants : 3 contre 1 l'an passé.

Tableaux détaillés. Pour l'ensemble du pays, le nombre moyen de postes aux 1.000 t en chantiers de défilage est de 246 personnes. Avancement moyen 1,17 m., ouverture moyenne 1,70 m.

IND. C 40

Fiche n° 26.893

K. BRANDI. Grenzen der schälenden und schneidenden Kohlengewinnung. *Limites d'application du rabotage et du havage mécanique*. — *Schlägel und Eisen*, 1960, avril, p. 229/238, 29 fig.

Aperçu sur le développement de la mécanisation de l'abatage en Allemagne depuis 1948 ; les chantiers complètement mécanisés atteignent actuellement 29 % de l'extraction totale. En septembre 1959, le rabotage a produit 98.000 t/jour. La croissance des deux est surtout spectaculaire depuis 1955, à ce moment ils atteignaient respectivement : 38.000 t/jour et 7.000 t/jour.

Le mode de travail de ces deux types de machines et la profondeur de passe correspondent à des conditions de gisement différentes. Au passage, quelques types récents de machines sont rappelés : l'Anderton modifiée, le Trepanner, le Breitschrämlader (Hauhinco) qui, en ouvertures moyennes et grandes (Mine Anna), prend des passes frontales avec chaîne à picot servant en même temps de convoyeur à raclettes (avec une 2^e chaîne parallèle sans picot).

Les profondeurs de passes forment une gamme à redoublement : le rabot de 8 à 20 cm, le Trepanner de 20 à 80 cm, la haveuse à tambour : 50 à 80 cm, la haveuse à tarière : environ 1,10 m, le Dosco : 1,60 m, le Breitschrämlader : 3 m, le mineur continu : 4,50 m. Quant à l'ouverture : le bélier s'accommode de 25 cm à 80 cm ; le scraper sans contreguidage de 30 cm à 1 m ; le rabot de 50 cm sans limite supérieure ; le rabot-scraper (contreguidage) de 40 cm à 1 m ; les haveuses sur le mur de 45 cm à 1,50 m ; les haveuses sur blindé depuis 60 cm sans limite supérieure, les abatteuses-chargeuses à tarière frontale de 65 cm à 1,25 m ; les abatteuses-chargeuses rapides à tambour de 80 cm à 1,20 m ; les grosses abatteuses-chargeuses à tambour de 90 cm sans limite supérieure.

IND. C 4212

Fiche n° 26.917

S. PITCHFORD. Mechanization of a thin seam at North Warwick Colliery. *Mécanisation d'une couche mince au Charbonnage de North Warwick*. — *Iron and Coal T.R.*, 1960, 15 avril, p. 855/862, 9 fig.

La couche exploitée à North Warwick (Worcestershire) a une puissance de 0,65 m ; l'importance restreinte des réserves ne permettant pas d'y installer des abatteuses-chargeuses, on a adopté la haveuse et le palettage. L'exploitation vers 110 m de profondeur donnait avant la mécanisation 2.500 t par semaine avec un rendement chantier de 3.750 kg, soit 750 kg en dessous de la moyenne du siège. On a mis en service une haveuse A.B. de 70 ch avec bras de 1,50 m et tourelle de 0,45 m, havant dans le mur qui est fort sujet au soufflage, jetage du havrit au remblai par la machine et chargement en retour

du charbon abattu par soc. Par suite de venues d'eau, le rendement s'est affaïssé à 3.380 kg.

Le remplacement du foudroyage par le remblai en épis a amélioré cette situation, le rendement est remonté à 4.330 kg. On a ensuite mis en service une chargeuse Huwood ML 6 (à bras multiples en rame de galère) qui a permis d'atteindre d'emblée le rendement de 5.000 kg. L'emploi de cette machine a permis une économie de main-d'œuvre appréciable et une amélioration très sensible de la qualité du charbon (rendement en gros), surtout avec l'abattage au Cardox. L'article fournit des détails sur l'organisation du travail au front de taille, l'équipement électrique, la répartition du personnel et diverses opérations de mise au point.

Au total, avec une dépense assez modeste, on a réussi à atteindre un rendement considéré comme très satisfaisant, dépassant généralement 5 t.

IND. C 4220

Fiche n° 26.911

C. HARMER. Coal ploughability. *La rabotabilité du charbon*. — *Colliery Guardian*, 1960, 14 avril, p. 399/405, 6 fig.

Les facteurs qui déterminent la rabotabilité d'une couche sont la dureté du charbon et, davantage, sa structure, la fracturation et les clivages jouant un grand rôle. Le toit a une influence qui dépend du mode de soutènement et de l'efficacité du remblayage. Le mur a aussi son importance, il doit être plus dur que le charbon. L'emploi du rabot entraîne un changement dans les conditions auxquelles le charbon est soumis, par rapport à celles de l'exploitation classique, d'où une modification possible du comportement du charbon, qui pourra se révéler peu rabotable alors qu'il était plutôt friable dans les tailles exploitées avec havage profond.

Plusieurs instruments ont été imaginés pour vérifier la rabotabilité d'une couche ; le TI de la DKBL allemand, coin hydraulique ; le Pétroduroscope, également allemand, mesurant le rebondissement d'un poids ; la pointe pénétrante Hustadt introduite dans un trou de sonde et poussée latéralement par action hydraulique ; le chariot Wilm, également introduit dans un trou de sonde et creusant une rainure dans le charbon, un appareil enregistrant la force de traction développée. Ces méthodes n'ont pas donné des résultats bien probants. Dans les Midlands, on a estimé que l'infusion d'eau en veine pouvait être capable de renseigner sur « l'état d'enfonçabilité des couches », c'est-à-dire la résultante de la nature de la couche et des forces appliquées ; en effet, elle aussi est réalisée sous pression et l'eau se disperse dans les clivages et fissures : la pression restante est donc une caractéristique en grand.

De nombreuses expériences d'infusion ont été pratiquées dans diverses couches. On a pu vérifier que la quantité d'eau injectée dans un trou était forte-

ment influencée par la proximité du remblai (diminuée). Dans certains cas, cette influence est masquée par d'autres causes (présence d'exploitation à un niveau inférieur par exemple). La méthode renseigne plutôt sur les couches très tendres et les très dures, pour les intermédiaires, il faut autre chose.

IND. C 4231

Fiche n° 27.017

H. LAVIERS Jr. Conventional versus continuous mining equipment in seams 38 to 48 inches thick. *Comparaison de l'exploitation classique avec les mineurs continus en couches de 0,95 m à 1,20 m*. — *Mining Congress Journal*, 1960, avril, p. 57/59, 7 fig.

Le Charbonnage du Sud-Est, Kentucky, produit 850.000 t par trois sièges d'exploitation. Les mineurs continus, dont on emploie six du type Lee Norse et un du type Joy, depuis 1956, ont obtenu par rapport à l'exploitation antérieure par haveuses, explosifs et chargeuses d'importants avantages : rendement accru de 30 à 50 t par journée d'ouvrier. Amélioration de la qualité du charbon au lavoir, qui reçoit moins de fines ; réduction des frais d'entretien surtout due à la plus longue durée des câbles électriques qui est de 2 ans au lieu de 2 mois avec haveuses et chargeuses ; plus grande concentration du travail.

Il faut remarquer que ces avantages à l'actif des mineurs continus ne peuvent être assurés que moyennant une certaine augmentation de la fourniture de force motrice et de l'aéragé, une sélection soignée du personnel mécanicien et une organisation parfaite des services d'entretien.

IND. C 43

Fiche n° 26.902

K. IVANOV. Emploi de scies à charbon du type Ou VK dans des couches minces en dressant. — *Ougol*, 1960, février, p. 13/17, 4 fig. (en russe).

Premiers essais en octobre 1957 dans le groupe Ordjonikidze en couche de 40 cm environ, pendage 72° ; devant le succès on fabriqua une série destinée au bassin Donetz-Centre ; résultat. Exemple d'un cas : scie, câbles, treuils ; boisage et espace à nu. Travail à 3 postes ; 30 à 40 ouvriers pour l'ensemble, production 100 à 184 t (puissance de la couche 0,5 à 0,6 m) ; taille de 110 m ; la partie inférieure de la taille est exploitée au marteau-piqueur et sert de magasin : incidents (dégagement instantané). Autres exemples.

L'emploi des scies suppose un choix de quartiers où le toit ait une facilité moyenne de foudroyage et où le mur n'ait pas tendance à être glissant. L'avancement du front doit être de 2 à 2,5 m par jour au minimum. Réaliser une vitesse de coupe de 1,2 à 1,5 m/s, conserver la rectilinéarité autant que possible.

Bibliographie : 7 références.
(Résumé Cerchar Paris).

D. PRESSIONS ET MOUVEMENTS DE TERRAINS. SOUTÈNEMENT.

IND. D 1

Fiche n° 27.034

W. DREYER et H. BORCHERT. Gesteinmechanik und Gebirgsdruck. Ein Ueberblick über einige Entwicklungen in Deutschland. *Mécanique des roches et pressions de terrain. Aperçu sur quelques travaux en Allemagne.* — *Bergbauwissenschaften*, 1960, 10 mai, p. 237/241.

Le programme de recherche comporte 7 points : observation des déplacements relatifs au fond - conception de techniques de mesure de compression triaxiale des roches - détermination de la pression absolue dans l'interaction des roches - détermination des tensions de rupture conjuguées - valeurs des constantes universelles des roches - prédétermination théorique de la distribution des pressions en galeries - recherches sur modèles pour la détermination de la portance des divers constituants d'un milieu non homogène.

Grandes lignes de l'état des recherches.

Bibliographie de 1950 à 1960 sur ces sujets.

IND. D 221

Fiche n° 26.944

H. BARTOLMAI. Beitrag zur Gebirgsdruckforschung im weichen Gebirge insbesondere im Braunkohlenbergbau. *Contribution aux recherches sur les pressions de terrain en terrains tendres, spécialement dans les mines de lignite.* — *Braunkohle*, 1960, avril, p. 139/153, 15 fig.

Situation actuelle des recherches sur les pressions de terrain. Le comportement des bancs sous la charge dans les domaines respectifs des déformations élastiques et non élastiques - la théorie du fluage des roches - la déformation plastique des argilites - conceptions différentes de Salustowicz, ainsi que de Panow et Ruppeneit.

Le mouvement des roches à la suite des travaux - les deux modes de rupture par fracture ou par éclatement - les coups de charge dans les lignites tendres - recours aux études sismiques dans la recherche sur les pressions de terrain.

Chantiers et galeries en roches tendres - les théories sur le comportement des terrains et du vide d'exploitation à la lumière des résultats des dernières recherches (la cuvette d'affaissement).

Conclusion et résumé : l'analyse des études et recherches montre qu'il reste encore assez bien de points obscurs dans le domaine des roches tendres. A des profondeurs heureusement plus réduites de 100 à 200 m, on rencontre des difficultés qui n'atteignent les roches du Houiller qu'à des profondeurs beaucoup plus élevées.

Bibliographie.

IND. D 433

Fiche n° 27.042

P. GOEBEL. Erfahrungsbericht über den Einsatz hydraulischer Einzelstempel. *Rapports d'essais sur l'emploi d'étauçons hydrauliques indépendants.* — *Schlägel und Eisen*, 1960, mai, p. 311/318, 16 fig.

Essais dans quatre tailles d'étauçons Rheinstahl-Wanheim H 55 et H 58. Les points faibles du H 55 sont signalés. On y a remédié dans le H 58.

L'étauçon hydraulique Wanheim date déjà de 25 ans, à l'époque où l'étauçon Schwarz à cale de bois et l'étauçon T H à coin de glissement étaient encore les seuls étauçons métalliques sur le marché allemand. Son protagoniste était un ancien officier de marine habitué à l'outillage hydraulique. Les premiers éléments fonctionnaient à la glycérine, la pose se faisait à l'air comprimé. 50 éléments furent essayés à la mine Minister Stein dans une couche de 2 m. On eut des difficultés avec les soupapes, les variations de fluidité du liquide à cause de l'eau apportée par l'air comprimé, le manque de rigidité des tubes et enfin le prix. En 1948, on se remit à la tâche pour remédier aux divers inconvénients. Le type de 1954 : H 54 avait déjà sa pompe individuelle. C'est à cette époque qu'un essai en grande série fut entrepris à la mine Lohberg dans un chantier à foudroyage ; presque au même moment (1955) des essais eurent lieu à la mine Prosper III dans un chantier à remblayage pneumatique, couche de 1,40 m. On eut des ennuis avec l'encrassage par les poussières, ce qui a entraîné la création du type H 55 qui conserve les mêmes organes mais mieux protégés.

Enfin en 1958, est sorti un type plus simple et plus léger, de plus on est revenu à la pose à l'air comprimé qui fait gagner beaucoup de temps : (système Spitznas) essais à la mine Prosper II.

Détails de construction du nouvel étauçon.

IND. D 47

Fiche n° 26.907

J. HARDING et R. JACKSON. Experience with power-loading and self-advancing supports in a Northumberland colliery (Dudley Colliery). *Expérience acquise dans le chargement mécanisé et le soutènement marchant dans un charbonnage du Northumberland (mine Dudley).* — *Transactions*, 1960, mars, p. 343/360, 5 fig.

Rapport sur l'emploi d'une machine Anderton dans l'abatage d'une couche de 0,90 m avec étauçons marchants Seaman Gullick, au charbonnage de Dudley.

Après une brève introduction historique, on décrit la couche, à 180 m de profondeur, pente 1/11, et son équipement mécanique, abatage et transport par blindé Westfalia en taille, puis transporteur Huwood en galerie jusque près du puits. Piles hydrauliques Gullick dont l'emploi est décrit en détail : construction, installation, initiation du person-

nel, méthode d'opération et conditions d'emploi, organisation de l'entretien des principaux articles du matériel : disque de la machine Anderton, câbles, tambour, soc de chargement, blindé, étançons marchants, barres de toit.

On expose les résultats de fonctionnement, les principales réparations effectuées, les avantages obtenus au point de vue de la sécurité et de l'hygiène, les caractéristiques du charbon abattu au point de vue de la qualité du produit, la répartition du personnel, les résultats en matière de prix de revient.

L'expérience du soutènement marchant s'est révélée très avantageuse sous le rapport de la sécurité, de l'économie de main-d'œuvre, de l'efficacité, de l'entretien. Les inconvénients sont le coût élevé d'établissement, l'encombrement dû aux vérins poussants, et la limitation aux couches de plus de 0,90 m.

IND. D 47

Fiche n° 26.971

D. KEDICK et F. MARSCH. The Sahé-Somemi self advancing roof support in northern France. *L'étauçon marchant Sahé-Somemi dans le nord de la France.* — *Colliery Engineering*, 1960, mai, p. 189/192, 5 fig.

Description de l'étauçon marchant à commande hydraulique Sahé-Somemi, expérimenté à Lens : deux pistons à double action et un vérin poussant à double action. La base de la partie arrière contient, outre un des deux étauçons, la pompe hydraulique avec son réservoir à huile, le moteur à air comprimé de la pompe et la vanne de contrôle. Une bèle articulée réunit les deux pistons au toit. La manœuvre de chaque unité est basée sur l'action alternativement poussante et tirante de chaque partie, successivement détachée du toit par sa portion de bèle articulée. Les deux vérins pneumatiques disposés de part et d'autre de la base avant maintiennent sur le côté du convoyeur une pression d'environ 220 kg et l'avancement se fait automatiquement dès que le front est dégagé. La charge de coulissement de chaque piston d'étauçon est de 50 tonnes.

On donne le schéma de la disposition d'installation dans la taille ; celle-ci a 50 m de longueur et les étauçons sont placés à 1 m d'intervalle.

IND. D 55

Fiche n° 26.974

V. STUNYA et C. MEYER. Caving of rigid roof strata. *Le foudroyage des bancs de toit rigides.* — *Colliery Engineering*, 1960, mai, p. 208/217, 7 fig.

La mine de Santa Maria, en Espagne, exploite du charbon d'âge éocène : deux couches voisines de 1 m et de 1 à 2 m d'épaisseur, séparées par 2 m environ d'argile calcaro-sableuse. Au toit, une marné nummulitique sableuse, remplacée, par endroits, par un banc de grès compact de 50 à 60 cm. Exploitation par tailles chassantes avec rabots Loebbe-Hobel. Le foudroyage a fait l'objet de diverses ex-

périences afin de déterminer la méthode à adopter. On l'aide par des tirs dans les bancs de toit, trous de 2 m à 2,40 m de profondeur, distants d'environ 4 m.

L'article donne les schémas de l'exploitation et les solutions apportées aux divers problèmes du foudroyage, du soutènement, de la récupération des étauçons de l'arrière-taille, de la ventilation.

IND. D 60

Fiche n° 27.048

H. WILD. Aufgaben und Wirkungsweise des stählerenen Streckenausbaus im Steinkohlenbergbau. *Fonction et mode d'action du soutènement métallique en galeries de mine.* — *Bergfreiheit*, 1960, mai, p. 137/142, 8 fig.

En terrains friables, le soutènement remplit deux fonctions : il maintient le passage et protège contre la chute des pierres. Subsidiairement, il peut être appelé à servir d'appui pour un barrage contre l'irruption d'eau ou de sable bouillant. Son comportement doit différer pendant la période d'instabilité du terrain qu'il faut contenir sans empêcher le mouvement et la période où l'équilibre des terrains est retrouvé et où il ne se produit plus qu'un entassement lent.

La sollicitation du soutènement croît avec la profondeur sans que cette loi soit numériquement chiffrable. Avec la profondeur, la température augmente aussi et, pour éviter un courant d'air trop vif et les poussières en nuage, on est amené à accroître la section. La qualité du soutènement, en vue de réduire les frais d'entretien, a une grande importance ; en 1957, ils intervenaient pour 8,7 postes aux 100 t dans la Ruhr, soit 13,7 % du personnel du fond. En 1959, on descend à 5,2 p/100 t. Généralités sur le soutènement en galerie. Types : rigide - articulé - coulissant - combiné.

Tableau des caractéristiques pour les principaux fabricants allemands. Dans les types articulés, inconvénients de la longrine Moll, préférence pour le type Recker - dans les coulissants : 4 modes de réalisation : friction - déformation - déplacement - écrasement d'un matériau. Discussion des avantages et inconvénients de chacun.

Utilité du garnissage et ce qu'il doit être : incombustible - imputrescible - réutilisable aisément - aérodynamique - de faible poids. L'entretoisement ; buts : empêcher le déversement, contribuer au soutènement ; piètre valeur du bois pour ce service.

IND. D 62

Fiche n° 26.923

F. BUDIN. Steel supports at Bawdwin mines Burma. *Cintres en acier aux mines de Bawdwin, Burma.* — *Mining Engineering*, 1960, mars, p. 246/247, 1 fig.

Les difficultés d'approvisionnement aux mines d'argent et de plomb de Burma, ont conduit à improviser pour le revêtement des galeries et des croi-

sements, recettes, chambres de pompe, etc... des cintres fabriqués à partir de rails de 75 kg/m. Ecart des montants : 2,40 m. Trois types de cintres ont été réalisés : cadres simples en galerie, cadres à double ou triple chapeau ; assemblage par boulon pour les grands espaces, cadres coulissants, le chapeau cintré étant réuni aux montants par des étriers qui permettent un certain glissement relatif, patin sur patin.

L'article donne des renseignements sur la fabrication de ces cintres, leur mise en place et les résultats favorables qu'ils ont donnés au point de vue économique.

IND. D 710

Fiche n° 27.011

G. PEARSE. Investigations concerning rock-bolting at Billingham mine, county Durham. *Recherches concernant le boulonnage des roches à la mine de Billingham, comté de Durham.* — *Institution of Mining and Metallurgy*, 1960, mai, p. 459/465, 5 fig.

La mine d'anhydrite de Billingham applique le boulonnage depuis 30 ans. Les meilleurs types de boulons ont été sélectionnés et essayés pour la consolidation du toit, des parois, et la suspension des tuyaux, câbles, etc... On éprouve les boulons en place avec des vérins hydrauliques. Les résultats de ces vérifications sont renseignés. Des boulons spéciaux de 9 m de longueur ont été construits et placés pour suspendre une poutre servant de chemin de roulement à une grue et renforcer le toit d'une installation souterraine de concassage. Ces boulons devaient être capables de supporter des charges d'épreuve approchant 40 tonnes, limite de résistance de l'acier dont leurs tiges étaient formées. On a essayé des boulons scellés au mortier de ciment, la longueur du scellement la plus efficace étant de 0,60 m. Dans la roche marneuse assez peu résistante à laquelle on avait affaire, des boulons du type à expansion n'auraient pas donné un ancrage suffisant.

IND. D 710

Fiche n° 27.090¹

J. ZIEMCZAK. Etude du boulonnage en voies. — *Bull. de l'Assoc. des Anc. Elèves de l'Ecole des Mines de Douai*, 1960, avril, p. 625/630, 2 tabl., 7 pl.

Après un exposé des buts et des possibilités du boulonnage tant du toit que du mur et des parois, l'auteur passe à la réalisation du boulonnage, qualité des boulons d'ancrage, mode opératoire correct. Les Charbonnages de Lens-Liévin ont plus de 4.000 m de voies boulonnées, boulons à fente et à coin d'Ars-sur-Moselle, avec billes jumelées tirées de vieux cadres, plaques de serrage et garnissage en fer ou en bois.

La foration se fait au marteau-boulonneur (Atlas-Copco BBD 46) qui fait également la pose, l'ancrage et le serrage, et suivant un schéma variable.

Pour le toit on dispose 3, 4 ou 5 boulons divergents, 1,45 m à 1,80 m de longueur.

L'auteur décrit l'outillage et la série des opérations de forage et de boulonnage au toit, l'organisation du travail, les inconvénients rencontrés et les procédés employés pour les éviter.

IND. D 72

Fiche n° 26.910

P. REES et W. TERRELL. The design and construction of main roadway junctions undergrounds. *Les projets et la construction des croisements et bifurcations des galeries de roulage.* — *Transactions*, 1960, mars, p. 369/391, 6 fig.

Les auteurs font valoir les raisons qui justifient l'étude préalable méthodique des croisements et bifurcations de galeries de transport souterrain, en tenant compte des terrains où ils sont établis, en particulier des possibilités de soulèvement du mur. La section, surface et forme, dépendra du service pour lequel la galerie est projetée, et le mode de soutènement en dépendra : rectangulaire, voûtée en arc ou elliptique suivant les cas.

La suite des opérations : creusement, revêtement en divers matériaux, sont ensuite examinées dans les différents types de jonctions et modes de constructions. Des croquis et schémas illustrent ceux-ci, montrant les meilleures dispositions en fonction de la destination. Les prix de revient sont examinés.

Certains revêtements sont étudiés spécialement : cintres reposant sur piliers, cintres coulissants, revêtements en béton armé.

Pour chacun des exemples de matériaux utilisés, des prix de revient et des méthodes d'exécution sont renseignés.

E. TRANSPORTS SOUTERRAINS.

IND. E 1312

Fiche n° 26.943

R. PFAB. Saugtrommel für Förderband-Antriebe. *Tambour de succion pour tête motrice de convoyeur.* — *Braunkohle*, 1960, mars, p. 112/115, 6 fig.

Pour le dimensionnement des têtes motrices de convoyeur, on a recours aux formules d'Eytelwein ; il arrive qu'on trouve ainsi des dimensions prohibitives ; divers artifices ont déjà été signalés. Un autre artifice un peu tombé dans l'oubli a été recommandé aux E-U dès 1896. Il s'agit d'un tambour à succion au moyen de pistons agissant excentriquement sur des cylindres débouchant dans des rainures allongées suivant des génératrices du tambour. En 1907, une variante (brevet allemand) a été proposée : la courroie entraîne une courte bande sans fin qui porte des soupapes embrayant avec des ventouses fixées sur le tambour moteur dans le moyeu duquel se trouve une came fixe dans l'espace qui actionne la dilatation et la compression

des ventouses aux points voulus. Trois autres variantes sont encore signalées et finalement une qui se rapproche de la seconde décrite ci-dessus, mais avec des soupapes à billes et ressorts.

IND. E 20

Fiche n° 26.955

E. LIEBEL. Podium-Gespräch über Verfahrensforschung bei Problemen der Streckenförderung. *Conférence sur la recherche opérationnelle appliquée aux problèmes du transport en galerie.* — *Zeitschrift für Erzbergbau und Metallhüttenwesen*, 1960, avril, p. 158/165, 13 fig.

Dans l'organisation des transports, on se trouve généralement en face d'une masse de matériel disponible qu'il faut distribuer au mieux de la production. Dans les grandes entreprises, c'est une des tâches des ingénieurs de planification. Au bout d'un certain temps, des chantiers disparaissent, des galeries s'allongent, le problème doit être revu. Une étude par expériences ou modèles se base sur les données de quantités à transporter, distances et temps disponibles. Pour cette étude des méthodes, l'auteur s'est bien trouvé de la conception de deux diagrammes discriminatifs : l'écart de départ des convois entre un point de chargement et son point de culbutage aux divers moments de la journée ($Q = f/t$) et, pour les locomotives, un autre où les différents trajets parcourus au cours de la journée sont reportés.

Un troisième diagramme de base totalise les quantités chargées au cours d'un poste.

La comparaison des courbes de chargement et de culbutage pour les différentes locomotives permet d'organiser la répartition des charges.

Pour les grandes entreprises, le problème est soumis à l'ordinateur électronique ; les considérations qui précèdent servent à l'établissement du programme, et à la codification (exemple).

Discussion de l'économie.

IND. E 45

Fiche n° 26.951

E. LOXLEY. Stress analysis. Its application to mine haulage, suspension and roof support equipment. *Etude analytique des résistances appliquée aux organes d'extraction, engins de suspension et matériel de soutien du toit.* — *Colliery Guardian*, 1960, 5 mai, p. 485/492, 4 fig.

Exposé des principes généraux du calcul des pièces métalliques soumises à des efforts qui peuvent être statiques ou progressivement variables, ou alternatifs, ou dynamiques.

Plusieurs applications sont envisagées successivement :

1) Engins d'extraction et de suspension ; des stipulations réglementaires dirigent le calcul, notamment le coefficient de sécurité qui doit être au moins de 10. Le Safety in Mines Research Establishment (SMRE) effectue des recherches pour

préciser les conditions de sollicitation. L'auteur étudie les cas les plus fréquents de rupture, les modes de travail et la répartition des efforts dans les pièces soumises à des charges permanentes ou à des charges dynamiques, lesquelles donnent lieu à des concentrations d'efforts. Il énonce des considérations sur la fatigue du métal ; les molettes d'extraction, les crochets détachables, les boulons de suspension dans les multicâbles sont spécialement étudiés à la lumière des données fournies par les méthodes photoélastiques.

2) Barres de toit. L'auteur mentionne les résultats obtenus par les études entreprises par le SMRE pour déterminer les sections et formes les plus avantageuses : carrée creuse, I simple ou jumelé, simple T, cornière, U, circulaire creuse, triple I. L'analyse du problème de résistance est simplifiée dans le cas où la barre de toit est soutenue par des étançons coulissants, par le fait que la charge est limitée à un maximum, généralement fixé à 20 tonnes par étançon.

F. AERAGE. ECLAIRAGE. HYGIENE DU FOND.

IND. F 113

Fiche n° 26.986

J. BROMILOW. The estimation and the reduction of the aerodynamic resistance of mine shafts. *L'estimation et la réduction de la résistance aérodynamique des puits de mine.* — *Transactions. The Institution of Mining Engineers*, 1960, mai, p. 449/474, 5 fig.

L'auteur analyse succinctement la résistance au courant d'air des parois de puits et de l'équipement (partibures, files de tuyauteries, câbles et échelles) ainsi que celle des cages ou des skips. Il en dérive une formule qui donne une valeur approximative du coefficient de résistance k pour un puits quelconque et son équipement. L'auteur admet (ce qui est d'ailleurs reconnu admissible en première approximation seulement, dans la discussion finale) que les résistances sont additives :

$$R_t = \frac{5600 S}{A^3} (k_w + k_f) + R_c + R_i,$$

certaines de ces termes dépendent des dimensions du puits et en outre du coefficient de traînée C_D des partibures et d'un facteur F de leur espacement (facteur d'interférence). Un tableau donne des valeurs de C_D déterminées en laboratoire.

Les valeurs de F ont été trouvées empiriquement d'après les résultats de mesures sur 24 modèles de puits et galeries.

Deux paragraphes sont consacrés respectivement à R_c : résistance due aux cages ou skips, et R_i : résistances résultant de l'encombrement à l'entrée des recettes.

La dernière partie de l'article concerne les moyens de réduire la résistance au courant d'air.

Bibliographie et discussion.

IND. F 115

Fiche n° 26.993

B. SANN. Ein neues Widerstandszellenprinzip zur Verwendung in Analogierechenanlagen für den Bergbau. *Un nouveau type de maille utilisable dans les installations analogiques des mines.* — *Bergbau Archiv*, n° 1, 1960, p. 27/39, 24 fig.

L'auteur fait d'abord le point de la question : ce qu'on demande d'une machine analogique (large domaine d'emploi, tension non dangereuse, prix raisonnable) ; les difficultés du problème : dans la formule $h = RQ^n$, n varie ; le diagramme de Vogel (1931) est très intéressant à ce point de vue. Jusqu'à présent, les machines à lampes et celles à résistances autoréglables ne donnent guère satisfaction (la première, peu précise, la seconde, pas beaucoup plus et coûteuse). L'auteur propose une maille nouvelle caractérisée en principe par une maille accessoire, simple ou multiple, en parallèle avec la résistance de fonctionnement et comportant en plus une résistance, une tension auxiliaire et un redresseur de blocage. Lorsque la tension de service dans la maille est assez basse, la tension auxiliaire intervient et surimpose une perte de charge ; lorsque la tension de maille atteint une valeur suffisante, la tension auxiliaire est bloquée et le redresseur empêche le passage du courant de travail dans la maille auxiliaire. On a donc une caractéristique croquée pour une ou plusieurs valeurs qui peut, à la rigueur, remplacer une résistance parabolique ou une résistance quasi-linéaire selon le nombre de Reynolds et la rugosité à envisager. On dispose donc ainsi d'un procédé peu coûteux pour donner une représentation plus ajustable de la perte de charge ; ce dispositif est certainement riche en possibilités.

IND. F 21

Fiche n° 26.994

J. STUFFKEN. Ein Berechnungsverfahren zur Bestimmung der Ausgasung von Steinkohlenflözen. *Une méthode de calcul pour la prévision du dégagement de grisou des couches de charbon.* — *Bergbau Archiv*, n° 1, 1960, p. 40/48, 15 fig.

Pour la planification des travaux d'un nouveau siège, il est important, avant la mise en exploitation, de connaître l'ordre de grandeur du dégagement de grisou à prévoir. Celui-ci est principalement conditionné par : les variations de l'état de tension dans le faisceau de couches, la présence d'autres couches dans la zone de détente de la couche considérée, la teneur en matières volatiles (aux Pays-Bas, maximum de dégagement pour une teneur en MV de 25 %) et la profondeur.

L'influence de ces diverses causes est traduite en chiffres qui servent de base à un procédé pour la

détermination de la quantité de gaz à attendre lors de l'exploitation. Un exemple est traité. On peut ainsi, en se rapportant à ce modèle, traiter un cas quelconque. Pour terminer, l'auteur signale les écarts qu'on peut rencontrer par suite d'influences géologiques.

IND. F 231

Fiche n° 26.960

R. CLOUGH. Report on Bickershaw pit explosion. *Rapport sur l'explosion à la mine Bickershaw.* — *Iron and Coal T.R.*, 1960, 29 avril, p. 976 — *Colliery Guardian*, 1960, 5 mai, p. 502/507, 2 fig.

Couches Pladder et Hay Yard réunies : ouverture 5 m avec 50 à 60 cm de schiste, toit à sidérose, charbon sujet à combustion spontanée. Taille descendant sur la pente (à 8°) pour découvrir le gisement et sur son aile gauche, prise périodique d'une taille de 150 m pouvant chasser 720 m environ jusqu'à une grande faille. Fin août 1959, la 8° taille était terminée depuis longtemps et la 9° y arrivait. L'ancienne voie d'entrée d'air de la 8° et la voie de retour de la 9° étaient à 3 ou 4 m l'une de l'autre avec un remblai intentionnellement imparfait à l'aval de la 8°. A cause de l'affaissement, le retour de la 9° sur 200 m de longueur n'avait plus que 1,20 m × 1,40 m. Le 4 octobre, le surveillant, lors d'une visite, constata une odeur de brûlé ; le directeur, averti, fit déblayer l'endroit et, après nettoyage des pierres échauffées et arrosage, on remblaya avec du sable. Le 6 octobre, M. Lawson décida alors de faire placer les barrages habituels à environ 90 m de l'entrée des galeries d'arrivée et de retour d'air. Le retour fut barré sur 10 m de longueur avec un petit passage au pied et à l'entrée sur 7 m de longueur. C'est en voulant achever ce dernier au poste de 2 h, le 10 octobre, que l'explosion a eu lieu : 5 personnes étaient au barrage et furent asphyxiées par le CO, les 8 autres, de l'autre côté des portes séparant l'aéragé de la taille en vallée, furent indemnes ; le bruit de l'explosion était faible, les lampes au barrage se sont éteintes mais non dégradées.

Le rapport d'enquête note que le retour d'air aurait dû être creusé plus fort dans le toit. Les analyses ont montré qu'un incendie plus avant dans l'ancienne 8° taille existait encore. Après la fin des barrages, il aurait fallu attendre 24 h avant d'obturer complètement. Le directeur s'est conformé aux directives du service de sécurité du N.C.B.

IND. F 2321

Fiche n° 26.921

J. FRIPIAT. Inflammation des mélanges gazeux par les gaz chauds. — *Explosifs*, n° 1, 1960, p. 29/39, 9 fig.

Condensé d'une série d'essais publiés par l'U.S. Bureau of Mines. Ils consistaient à introduire à vitesse constante dans un gaz, ou un mélange de gaz, un gaz sortant d'un four électrique.

En variant le chauffage, on détermine la température minimum pour avoir la propagation d'une flamme.

Les expériences ont notamment porté sur l'inflammation de mélanges de grisou et d'air par un mélange chaud renfermant un ou des gaz combustibles, sur l'influence de la teneur en méthane sur la température d'inflammation.

On a étudié aussi l'influence du diamètre du jet, de sa température et du temps de contact. Le méthane se comporte de façon particulière, assez différente de celle des autres gaz combustibles, et il est difficile de déduire de ces expériences des conclusions pratiques précises.

IND. F 25

Fiche n° 26.981

A. HARGRAVES. Instantaneous outbursts. Overseas investigations 1957. *Les dégagements instantanés. Recherches outre-mer en 1957.* — Mining Engineering Department, University of Sydney, 1959, 53 pages, plus appendices.

Compte rendu de recherches conduites à Ottawa, Canada, par le Department of Mines and Technical Surveys dans les mines de l'ouest du Canada. Les centres d'études des dégagements instantanés, tant de grisou que de CO₂, ont été visités en Grande-Bretagne, France, Belgique, Pays-Bas, Pologne, et des documentations ont été obtenues de U.R.S.S., Tchéco-Slovaquie, Hongrie, Bulgarie, Inde, Japon, Venezuela.

On a étudié les divers facteurs du phénomène, notamment l'adsorption, la perméabilité, la microstructure, les efforts, résistances, bruits de roches, la sismographie, l'émission des gaz, leur composition, leur température, leur degré d'humidité, leur densité, l'infusion, etc... Les études de laboratoire ont cherché à reproduire les conditions naturelles des phénomènes.

Les résultats obtenus ne permettent pas encore la prédiction et la prévention d'un phénomène dont le mécanisme nous échappe encore en partie. En pratique, des méthodes ont été essayées et abandonnées, mais d'autres ont conduit à des améliorations des conditions de sécurité. La meilleure, qui s'est imposée de façon générale, d'un caractère empirique, consiste à ébranler le charbon uniquement par des volées de tirs préventifs.

IND. F 40

Fiche n° 26.966

E. HUBERT. Dust hazard caused by pneumatic stowing. *Le risque des poussières causé par le remblayage pneumatique.* — Colliery Guardian, 1960, 28 avril, p. 457/463, 8 fig.

Le remblayage pneumatique entraîne une production de poussière plus abondante et aussi d'un caractère nocif plus accentué (finesse en dessous de

5 microns) que les autres modes de remblayage, surtout quand il s'accompagne de l'emploi d'un concasseur qui réduit les gros morceaux de roches à un calibre acceptable près du lieu d'utilisation. Les appareils utilisés pour la mise en place du remblai sont à roue cellulaire comme la remblayeuse Brieden, du type horizontal, ou la remblayeuse Beien, du type vertical, ou à chambre simple ou multiple. On peut leur adjoindre une installation de dépoussiérage avec filtration après aspiration.

Dans la remblayeuse à chambres multiples, le matériau de remblayage est déversé dans une trémie supérieure d'où il passe par un sas distributeur dans une chambre inférieure de soufflage. Cette machine produit moins de poussières que les autres, mais elle est plus coûteuse et plus encombrante.

Le diamètre du tuyau a une importance : il est avantageux de les choisir larges, approchant de 200 mm.

Des dispositifs d'aspersion d'eau peuvent être placés aux endroits les plus appropriés ainsi que des cloisonnements de toiles. Outre les solutions d'aéragage apportées au problème des poussières du remblayage, il importe de ne pas négliger les points d'organisation qui consistent notamment à éviter de situer au même poste le remblayage et l'abattage, dont les effets sont cumulatifs au point de vue du risque des poussières et atteignent un plus grand nombre de personnes.

IND. F 441

Fiche n° 27.002

A. WINKEL. Ueber die Staubmessung am Arbeitsplatz und ihre gewerbe-hygienische Beurteilung. *Sur la mesure des poussières au chantier et son appréciation au point de vue hygiène du travail.* — Staub, 1960, mai, p. 156/160, 1 fig.

La mesure des poussières est une question compliquée qui a été traitée en détail, entre autres par Hasenclever. Parmi les nombreux procédés de mesure proposés, l'Institut de Recherche de Bonn a retenu le conimètre, le précipitateur thermique et, pour la gravimétrie, les filtres micro-sorbants. Leur technique est brièvement rappelée. Dans la seconde partie de l'article, un critère pour le danger d'un empoussièrément est proposé : $K = \log 10^T + 0,015 A$, où T est le nombre de particules par cm³ de dimensions comprises entre 0,7 et 5 μ ; A, la teneur en pourcents de silice libre ; K mesure l'équivalence de danger pour des teneurs en silice variables. Trois courbes sont données pour K = 3,35, 3,30 et 3,25. Pour la valeur supérieure, le danger demande des mesures immédiates, la valeur inférieure est sans grand danger. Un programme étendu de mesures est prévu pour contrôler la valeur de cette formule.

IND. F 441

Fiche n° 27.084

G. WINDER. An automatic continuous sampler for airborne dust. *Un échantillonneur automatique continu pour poussières aéroportées.* — **Safety in Mines Research Establ. Res. Rep. 194**, 1960, février, 16 p., 11 fig.

Description d'un instrument pour la prise d'échantillons de poussières dans l'air au cours d'un poste de travail ; automatiquement, il recueille les poussières respirables sur un papier filtre tenu dans un châssis amovible. L'échantillon peut être analysé par la méthode densitométrique ou par mesure de la résistance de l'air.

L'instrument utilise une petite pompe rotative à isolement hydraulique mue par un mouvement d'horlogerie ; il forme une unité portable et est facile à employer.

La notice décrit ses particularités de construction, ses essais en laboratoire et fournit des exemples de son utilisation au fond. La dispersion des résultats s'est montrée contenue dans des limites très satisfaisantes.

IND. F 442

Fiche n° 27.001

G. BROOMHEAD, J. HODKINSON et V. SIMONS. Photometrische Auswertung von konimetrischen und anderen Staubproben. *Analyse photométrique des échantillons de poussières, conimétriques et autres.*

R. ROEBER. Untersuchungen zur Messung der photometrischen Staubkonzentrationen mit dem Konimeter. *Recherches sur les mesures photométriques des prises d'échantillon au conimètre.* — **Staub**, 1960, mai, p. 144/150 et 150/155, 2 et 1 fig.

1) Des échantillons conimétriques de poussières ont été analysés au microscope à champ clair par extinction en même temps que par comptage : comme on reçoit la majeure partie de la lumière dispersée, les résultats dépendent de la transparence des particules. Les mesures de lumière dispersée sur champ obscur sont encore plus difficiles à interpréter, mais plus faciles à réaliser et aussi utilisables que les premières après un calibrage empirique pour des nuages de poussières pas trop variables. Au tyndalloscope, la lumière dispersée par unité de surface par des particules opaques et transparentes paraît bien conforme au rapport théorique : les échantillons de poussière à granulométrie étroite, mesurés avec un angle d'extinction aigu, offrent de bonnes conditions de détermination indépendamment de la transparence. En outre, on peut estimer la transparence des particules sous un angle de dispersion moyen.

2) Après examen systématique des diverses possibilités d'analyse d'un échantillon conimétrique, la préférence va à la photométrie par mesure de l'absorption lumineuse après dissolution de l'adhésif. On obtient un résultat correspondant à la définition visuelle et physique et reproductible pour d'au-

tres procédés pour fines poussières. Les limites du procédé et les diverses sources d'erreurs sont discutées. Le calcul statistique est invoqué.

IND. F 50

Fiche n° 27.035

W. BECKMANN. Die verschiedenen Arten der Wärmeübertragung unter besonderer Berücksichtigung der Gasstrahlung der Grubenwetter. *Les diverses sortes de transmission de chaleur en ce qui concerne le rayonnement gazeux de l'air du fond.* — **Bergbauwissenschaften**, 1960, 10 mai, p. 242/245, 3 fig.

Il s'agit des échanges de chaleur entre l'homme et la roche par l'intermédiaire de l'atmosphère du fond (présence de H₂O et CO₂).

Deux cas sont envisagés :

1) la température de l'homme est supérieure à celle de la roche : homme 30°, air 25°, roche 20°.

2) température de l'homme inférieure à celle de la roche (40°).

Dans le premier cas : a) par convection l'homme (2 m²) perd par h 170 kcal - b) par conductibilité dans l'air : 16,75 - c) par évaporation de la sueur : 214 - d) par rayonnement 436 kcal. Total : 836,75 kcal.

Dans le second cas, les trois premiers postes restent les mêmes, le quatrième tombe à 4,98 kcal, soit un total de 405,73 kcal.

Par contre, dans le même temps pour une section circulaire et une surface de 50 m², dans le second cas, la roche débite : a) par convection : 12.750 kcal - b) par rayonnement : 477,9 kcal, de cette chaleur rayonnée, l'atmosphère (H₂O et CO₂) n'absorbe que 408 kcal, les 72 restantes atteignent l'homme (?).

(Travail surtout intéressant au point de vue maniement de formules).

H. ENERGIE

IND. H 533

Fiche n° 27.074

M. SMITH. Installation of an electronic indicating system at Donisthorpe Colliery. *Installation d'un système électronique indicateur au Charbonnage de Donisthorpe.* — **Mining Electrical and Mechanical Engineer**, 1960, mai, p. 329/337, 14 fig.

Rapport de stagiaire détaillant des installations de télécommunications déjà signalées antérieurement par W. Unsworth et R. Ellis. Les premières recherches ont débuté avec une installation à câbles ordinaire de A. Machin et W. Ogden à la mine Warsop Main : le Little Mo n'était pas susceptible de développement : pour contrôler 500 interrupteurs, il aurait fallu 1.000 fils. L'emploi de câble co-axial à 30 canaux fut réalisé avec succès à la mine Merry Lees en 1957. Cette installation expérimentale a permis des études pour l'appropriation du matériel aux besoins de la mine : câble co-axial

de plus petites dimensions ; on est passé du câble à 500 canaux à un câble à 100 canaux à la mine Donisthorpe ; début 1959, des recherches ont été effectuées pour simplifier les boîtes terminales ; dans cette installation on utilise des interrupteurs à mesure.

En annexe, des schémas sont donnés sur les appareils électroniques qui sont mixtes à lampes et transistors.

IND. H 5511

Fiche n° 26.977

R. BROWNLEE et G. MARKS. Design principles of flameproof apparatus. Maintenance of flameproof enclosures. *Principes de construction des appareillages antidéflagrants. Entretien des enveloppes antidéflagrantes.* — *The Mining Electr. and Mechan. Engineer*, 1960, avril, p. 305/311, 5 fig.

Le premier article, après un rappel des propriétés du grisou, mentionne les dispositifs qui ont été utilisés pour protéger contre les explosions les lieux où existent des installations électriques : aux enveloppes étanches utilisées d'abord, se sont substituées des enveloppes permettant aux appareils de « respirer » sans qu'il en résulte un risque d'enflammer le grisou de l'atmosphère. Du même principe que celui de la protection des lampes pour les tissus métalliques, les enveloppes antidéflagrantes des appareils électriques sont de types divers. Les appareils électriques qui contiennent de l'huile susceptible de donner par cracking des gaz plus dangereux que le grisou, lorsqu'un arc se produit accidentellement, exigent dans leur construction des orifices respiratoires beaucoup plus réduits : 0,15 mm au maximum, soit 3 ou 4 fois moins que pour le grisou.

De récentes expériences en Allemagne ont montré que, dans certaines conditions, un court-circuit dans un appareil antidéflagrant peut donner lieu à l'émission d'une flamme se propageant à l'extérieur, phénomène dû à la projection de particules métalliques incandescentes : il semble que la solution de cette difficulté réside dans la construction de joints à chicanes obligeant la flamme à changer de direction.

Le second article traite de l'entretien normal des enveloppes d'appareils antidéflagrants, tâche de première importance dévolue aux électriciens de charbonnage : les joints, les boulons de fixation, les arbres et paliers des moteurs, les fenêtres, les entrées de câbles, etc... doivent répondre strictement aux stipulations réglementaires et subir une inspection de vérification régulière et soignée.

J. AUTRES DEPENDANCES DE SURFACE.

IND. J 13

Fiche n° 26.933

X. L'électrification des voies de surface aux Charbonnages belges de Houthalen. — *Mines et Métallurgie*, 1960, mars, p. 133/134, 2 fig.

Description des locomotives électriques de 60 t et 40 t de la sous-station de traction à 3 groupes trans-

formateurs-redresseurs à commande automatique 6.600 V, 2.700 kW. Lignes électriques 17 km de voies.

Essais réalisés - Résultats : économie, régularité, sécurité.

IND. J 30

Fiche n° 27.141

D. SMITH. Material control and salvage in mines. Introducing a budget system for supplies. *Le contrôle du matériel minier et la récupération. Etablissement d'une méthode de budget pour les approvisionnements.* — *Iron and Coal T.R.*, 1960, 27 mai, p. 1185/1191.

Le coût du matériel et des approvisionnements intervient pour une grande part dans le prix de revient de la production.

La méthode de comptabilisation utilisée dans les charbonnages du Sud Midlands est décrite en détail avec définition des attributions des magasiniers, analyse des prix de fournitures, établissement des budgets des différents services et communications des résultats d'exploitation aux préposés intéressés dans les divers services, organisation des services généraux.

Une attention particulière a été portée sur la récupération du matériel, notamment dans les chantiers abandonnés, opérations dont l'exécution doit faire l'objet de prévisions et la réalisation contrôlée efficacement.

La constitution de stocks souterrains et l'établissement d'un service d'achat d'une efficacité réelle réclament enfin les soins d'un personnel compétent.

IND. J 34

Fiche n° 26.970

T. van TONGEREN. Organisation and mechanisation of the surface transport at a colliery. *L'organisation et la mécanisation des transports de surface dans un charbonnage.* — *Colliery Engineering*, 1960, mai, p. 180/188, 11 fig.

Exemples de méthodes de transport et de manutention de matériel appliquées dans les mines hollandaises.

Le problème doit être étudié rationnellement par des experts en la matière : d'abord le tracé qui donnera le meilleur rendement, ensuite le mode de roulage : le transport par route donnera généralement plus de rendement et de souplesse que le rail. Le matériel de transport doit être bien entretenu et autant que possible mécanique.

Le transport, tant horizontal que vertical, doit être fait par des engins qui soient adaptés à la nature, la forme et les quantités de matériel transporté. L'économie de main-d'œuvre, d'une part, et la standardisation, d'autre part, seront toujours recherchées.

L'article fournit de nombreuses précisions sur l'organisation et le matériel utilisé dans les transports et manutentions, ainsi que dans les méthodes

d'entreposage des charbonnages néerlandais. Les principes adoptés dans ces services sont exposés et des illustrations montrent les avantages pratiques du matériel utilisé.

IND. J 34

Fiche n° 26.958

H. LOWENS. Kosteneinsparungen durch die Mechanisierung von Holzplätzen. *Economies par la mécanisation des parcs à bois*. — Glückauf, 1960, 7 mai, p. 609/618, 11 fig.

Le prix de revient de la manutention des bois à la surface varie assez fort d'une mine à l'autre par suite des conditions diverses de fourniture et d'emploi. Néanmoins, pour s'en faire une idée moyenne, les chiffres ont été relevés au cours du second semestre 1959 dans 6 mines de la Ruhr totalisant 11.000 m³ de bois par mois. Pendant ce délai, l'entrée et la sortie sont restées sensiblement constantes de sorte que les résultats sont comparables. Les salaires avec charges sociales (75 %) se sont montés à 4,76 DM/m³.

Le mouvement (entrée, sortie) correspond à 13,4 m³/hp, salaire moyen 18,63 DM + charges sociales. Avec 260 jours de travail/an, l'économie d'un homme représente 8.500 DM/an et, avec 10 % d'amortissement et intérêt, correspond à un capital installé de 85.000 DM.

Il y a trois sortes d'installations mécanisées :

- 1) ceinturage à nœud coulant ;
- 2) bottes liées ;
- 3) grappin spécial sans ligature.

On a pu faire le prix de revient dans trois mines équipées chacune respectivement d'un de ces trois procédés.

Dans la première qui est en voie de transformation, on constate une économie de 1,45 DM/m³, mais lorsque l'ancien parc sera supprimé, le bénéfice sera encore augmenté ; l'installation comporte 1 monorail qui permet d'atteindre 7 m de hauteur de stockage (2 autres sont citées d'abord avec grue sur pneu et chariot à fourche).

Dans le second type avec bottes liées et chariot preneur, on arrive à une économie de 3 DM/m³.

Le troisième type, avec grappin spécial pour bois en piles, donne aussi le même bénéfice. Celui-ci peut naturellement être plus élevé dans le cas où l'on concentre à un siège la manutention de bois pour plusieurs autres.

C'est ce qui a été réalisé en Sarre, dans la Loire et en Angleterre.

P. MAIN-D'OEUVRE. SANTE. SECURITE. QUESTIONS SOCIALES.

IND. P 22

Fiche n° 26.959

H. HOELTERHOFF. Die Auswirkungen der Mechanisierung auf die künftige Belegschaftszusammensetzung im Steinkohlenbergbau unter Tage. *Influence de la mécanisation sur la composition future du personnel du fond dans les mines de charbon*. — Glückauf, 1960, 7 mai, p. 626/635, 5 fig.

Avec le développement de la mécanisation, la formation professionnelle prend une importance décisive. Pour un ouvrier moyennement doué, la connaissance de toutes les tâches du fond est actuellement impossible. Du printemps 1956 à l'automne 1957, l'auteur, aidé du personnel de la Bergakademie de Clausthal, a fait des recherches dans les mines de l'Ouest. Dès l'abord, on se rend compte que l'ancienne classification : ouvrier et manœuvre ne suffit plus, pas plus que celle des rapports de conducteurs des travaux. D'autre part, la classification de Euler et Stevens est encore inconnue dans les mines. L'auteur expose, tout d'abord, les bases de celle-ci. On y distingue : les ouvriers spécialistes ayant reçu une formation systématique complète dans l'entreprise ou à l'école, avec examen et stage d'au moins deux ans, les travailleurs spécialisés avec une formation plus brève de deux mois à deux ans et les manœuvres. Il y a deux types d'ouvriers : à la pierre ou au charbon. D'où un tableau à deux entrées. Selon Euler et Stevens, l'analyse du travail pose 16 sortes d'exigences, à titre d'exemple : les exigences intellectuelles de la spécialité, responsabilité, capacité corporelle pour faire face aux exigences du milieu... A chacune de ces exigences, les étages 0 à 4 de la formation doivent répondre différemment. On arrive ainsi à un formulaire pour chaque point de travail au chantier avec toutes ses caractéristiques et son personnel classé. Le relevé de ces feuilles a permis d'établir des graphiques des exigences en % des diverses sortes de spécialistes pour une mine, pour un creusement de puits, pour un chantier partiellement ou totalement mécanisé, et de suivre ainsi l'évolution des professions utilisées en fonction du progrès de la mécanisation. Conclusion : la proportion de techniciens complètement responsables ne dépasse pas 30 %, les ouvriers qualifiés sont moins nombreux que les manœuvres.

IND. P 24

Fiche n° 26.964

L. van PRAAG. Planning and management in coal mining. Some observations on West European practice. *Planning et direction en exploitation. Observations sur l'organisation en Europe occidentale*. — Iron and Coal T.R., 1960, 22 avril, p. 905/915, 1 fig.

L'organisation et la prévision ont de plus en plus d'importance dans l'exploitation.

L'auteur, attaché aux Charbonnages Néerlandais, en expose les principes en élargissant leur champ

d'action aux services de ventilation, mécanisation, contrôle des matériaux et fournitures, prix de revient, statistiques et améliorations intéressant aussi bien le personnel d'exploitation proprement dit que les services d'études.

Il décrit le rôle de l'ingénieur du planning, l'établissement des méthodes à appliquer et leur mise en œuvre. Entrant dans le détail des prévisions à court et à long terme, ainsi que de leur réalisation, il donne des schémas de timing, prévision de durée des travaux successifs avec l'estimation de coûts de main-d'œuvre, de fournitures et investissements.

Au cours de l'exécution des travaux prévus, des tableaux sont établis qui montrent les étapes progressives effectuées, qui seront confrontées avec les prévisions du planning.

Le planning méthodique doit spécialement intervenir dans des domaines particuliers : la ventilation, dont l'évolution doit être calculée selon le développement des exploitations ; celle-ci doit tenir compte des constructions de surface dont la conservation impose des limites à ne pas dépasser. La mécanisation entraîne, d'une part, des suppressions de main-d'œuvre qui doivent être organisées et, d'autre part, des mesures d'entretien sans lesquelles la mécanisation ne serait pas rentable.

Tous les services d'une grande exploitation moderne sont justiciables d'une organisation systématique comportant une prévision à court et à long terme.

IND. P 53

Fiche n° 27.085

J. MARKS et G. NAGELSCHMIDT. A study of the toxicity of dust using the in-vitro dehydrogenase technique. *Etude de la toxicité de la poussière au moyen de la technique de déhydrogénase in vitro.* — *Safety in Mines Research Establ. Res. Rep. 186*, 1960, février, 12 p., 1 fig.

On a incubé des microorganismes macrophages avec de la poussière et on a mesuré ensuite leur capacité à réduire le tetrazolium (activité de déhydrogénase).

La quantité de poussière qui réduit l'activité d'une culture de cellules type de 50 % est considérée comme toxique.

On a comparé les doses toxiques de différents types de poussières avec les observations antérieures sur l'activité fibrogénique des mêmes poussières ou de poussières analogues, faites sur des animaux intacts. Cette comparaison a montré une concordance de résultats satisfaisante entre les deux techniques, à certaines réserves près.

On propose, en se basant sur ces résultats, une hypothèse concernant le mécanisme des effets biologiques de la poussière de silice : elle ne serait pas la cause immédiate mais bien les substances libérées par les macrophages qu'il vaudrait la peine de mieux connaître.

Q. ETUDES D'ENSEMBLE.

IND. Q 1130

Fiche n° 26.859

R. LANSDOWN. Coal face mechanization - past experience and future trends. *La mécanisation du front de taille - expérience acquise et tendances futures.* — *Iron and Coal T.R.*, 1960, 8 avril, p. 797/804, 12 fig. et 6 mai, p. 1037/1038, Disc.

En Grande-Bretagne au cours des dix dernières années, la production mécanisée est passée de 2,5 à plus de 60 %, représentant plus de 70 M t.

Le rendement a augmenté, surtout au cours des trois dernières années, le nombre de journées d'ouvriers à front tombant, par 1.000 t, de 210 à moins de 160 dans les tailles mécanisées, contre 270 environ pour les tailles non mécanisées.

L'amélioration du prix de revient a suivi une marche parallèle. La mécanisation a été sensiblement freinée ou orientée par la nécessité d'éviter une dégradation du charbon, que la récession de 1958 rendait plus dommageable.

Le coût élevé de la mécanisation ne se justifie que par un taux élevé de son utilisation et une production accrue, alliée à une concentration poussée.

On peut considérer que les étapes successives de la mécanisation ont été marquées par la haveuse-chargeuse Meco-Moore, le convoyeur blindé flexible, l'Anderton, la machine AB Trepanner, les étançonnements hydrauliques et marchants, les rabots rapides. Ceux-ci voient leur application s'étendre de plus en plus. On peut citer les records suivants : tonnage par jour pour une taille : 1.150 t ; avancement 3,90 m ; longueur de taille 325 m ; rendement par taille chassante (longwall) par journée d'ouvrier 59 t.

Chaque type de machine a son champ d'application et les exigences locales en déterminent le choix. Les problèmes principaux posés par les avancements rapides sont le creusement des niches d'extrémité de taille et le dégagement. C'est à leurs solutions que doivent tendre les efforts des exploitants et des constructeurs, ainsi qu'à l'extension de la mécanisation à des couches de plus en plus minces, en dessous de 0,75 m, avec rendement en gros charbon au moins égal à celui de l'abatage à la main.

IND. Q 1131

Fiche n° 27.073

J. DANDO. Some thoughts on the future of the coal-mining industry in the West Midlands. *Considérations sur l'avenir de l'industrie charbonnière dans l'Ouest des Midlands.* — *The Mining Electrical and Mechanical Engineer*, 1960, mai, p. 323/327.

L'auteur rappelle les considérations qu'il émettait en 1953 sur les projets intéressant l'avenir des charbonnages des West Midlands : production estimée à 18,5 millions de t avec différentes améliorations d'installations et d'organisation.

Les réductions de production qui depuis ont été imposées par la situation générale du marché charbonnier n'affectent qu'assez peu cette division du N.C.B. qui doit cependant continuer à améliorer son rendement et s'orienter vers une meilleure utilisation du charbon produit : mécanisation plus poussée et méthodes de valorisation plus généralement appliquées.

L'auteur mentionne les progrès réalisés au cours des dix dernières années dans les divers districts de la division, notamment dans les domaines de la manipulation des berlines dans les transports souterrains et à la surface, les installations de mises à terril, les circuits du fond et du jour, la distribution des fournitures, l'électrification, les économies de personnel, l'organisation des services d'entretien, de direction etc...

IND. Q 1162

Fiche n° 26.926

Don C. JONES. A mine of to-morrow - to-day. *Une mine de demain - aujourd'hui (Moss et Clinchfield)*. — *Mechanization*, 1960, mars, p. 43/46, 3 fig. et p. 60/63, 4 fig.

Le Charbonnage de Moss, S-O Virginie, doit produire 24.000 t nettes de charbon. Quatre entrées débouchent à la surface. Couche de 3 à 5,40 m. charbon à coke - Exploitation typique américaine par panneaux, équipement classique, chambres et piliers - Transport par courroies.

Boulonnage du toit avec unité de forage mobile.

Haveuses sur pneus - Tirs à l'explosif de sûreté - Chargeuses et navettes de 13 t - 2 postes par jour : 12 hommes par section, soit 2 boulonneurs, 2 haveurs, 2 boute-feux, 2 opérateurs de navettes, un servant, un réparateur, un contremaître.

Chacune des 4 entrées a son unité de ventilation aspirante.

L'article contient des détails sur les différents services : extraction, aérage, drainage, sécurité, entretien, communications, préparation etc...

Le même numéro, sous le titre « Problems of thick seam mining », (Problèmes d'exploitation de couche puissante), donne de la page 60 à 63, 5 figures, des détails techniques plus précisément sur la composition de la couche Thick Tiller, la méthode d'exploitation, de boulonnage du toit, forage, havage et tir à l'explosif, avec la nomenclature du matériel utilisé et la répartition du personnel à Clinchfield.

IND. Q 34

Fiche n° 26.914

V. SWAMINATHAN. India's coal crisis. *La crise charbonnière de l'Inde*. — *Colliery Guardian*, 1960, 14 avril, p. 422/424.

Alors que l'Europe étouffe sous les stocks, l'Inde connaît une crise de sous-production. On en est au second plan de cinq ans. Le premier plan de quatre

ans a fait passer la production d'environ 35 à 47 Mt. Le nouveau plan devait donner 60 Mt en 1960-1961, mais on n'atteindra guère que 40 Mt. Il y a là un cercle vicieux, car la métallurgie avait besoin de 8 Mt de charbon à coke, or elle n'a obtenu que 7,25 Mt avec une teneur en cendres trop élevée, ceci est dû à ce que les cinq lavoirs projetés n'ont pas été mis en service en temps voulu.

On cherche à réduire la consommation de coke par le grillage préalable des fines de charbon et minéral agglutinés.

La production de charbon, dépendant beaucoup du secteur privé, les prix de vente devraient être mieux étudiés, les solutions en proportion du relèvement des salaires.

Les moyens de transport aussi sont insuffisants de sorte qu'il y a des stocks dans les parcs des charbonnages. Si au troisième plan, en 1966, on veut atteindre les 110 Mt prévues, il faudra mobiliser les gens et les ressources.

R. RECHERCHES - DOCUMENTATION

IND. R 223

Fiche n° 27.070

A. SAVILLE. The mining machinery industry looks ahead. *La construction du matériel minier et ses perspectives*. — *Iron and Coal T.R.*, 1960, 13 mai, p. 1073/1080.

L'exposition de l'Olympia à Londres en juillet 1959 a permis de faire le point de la construction du matériel minier et de ses progrès tant au point de vue de l'utilisation en Angleterre que de l'adaptation aux besoins de l'exportation. Les conceptions primitives appuyées par des essais en laboratoire ont été mises au point dans des expériences pratiques d'installations dans les travaux du fond qui ont permis des mises au point nombreuses des prototypes.

L'auteur retrace les étapes successives franchies, dans des délais qui peuvent durer parfois plusieurs années, pour la construction définitive de différentes catégories de machines, tenant compte des conditions de la concurrence et des nécessités de l'exportation. La mécanisation a encore en perspective de nombreux progrès dont l'auteur indique des possibilités. Un domaine particulièrement indiqué pour les perfectionnements est celui de l'évacuation et de l'utilisation des déblais de bosseyement : les avancements peuvent atteindre plus de 5,40 m par jour. Le remblayage pneumatique offre une solution qui peut utiliser des moyens mécaniques plus adéquats, et la mise à terril est également susceptible de réalisations plus économiques que les installations actuellement en usage.

Le centre de Bretby se consacre particulièrement à l'étude de ces questions.

Bibliographie

CHARBONNAGES DE MONCEAU-FONTAINE (Département des relations industrielles). — **L'analyse psycho-sociologique des travailleurs d'une fonction : Les Chronomètres.** — A. SEGGIN, du Service Etudes et Statistiques, 1960, mai, 31 p.

La Société, ayant l'emploi d'un certain nombre de chronomètres, a soumis les candidats (14) à un certain nombre de tests qui sont aussi appliqués aux élèves de l'école de la Société :

1) intelligence générale et 2) concrète - 3) compréhension mécanique (d'un texte) - 4) coup d'œil technique - 5) dextérité manuelle - 6) mémoire concrète - 7) rapidité de perception - 8) organisation - 9) attention concentrée (temps) et 10) (fautes) - 11) coordination des mouvements (temps) et 12) (fautes).

L'auteur situe d'abord morphologiquement les candidats concernant : la nationalité, l'âge, l'état de santé, la formation scolaire, l'activité à la mine, etc... Comme formation, la plupart ont fait l'école moyenne ou l'école des mineurs (respectivement 5 et 6, les autres sont 1 universitaire et divers). Les résultats des tests ont ensuite été comparés avec différentes catégories d'autres éléments : travailleurs tout-venant (400 à 500 éléments) - maîtrise - élèves de l'école de la Société ensemble et spécialistes - travailleurs de la centrale - employés - techniciens de la centrale. Sauf pour les deux dernières catégories, des histogrammes montrent que dans l'ensemble les chronomètres se classent d'après les tests dans les 6 premiers dixièmes.

L'auteur a tenté une analyse factorielle sommaire d'où il se dégage plus ou moins un facteur intelligence et un autre attention, mais le nombre de cas est petit et peu homogène. Pour permettre de sanctionner les valeurs proposées, on s'est rapporté à une sorte d'appréciation des mérites effectuée par les ingénieurs responsables du groupe des chronomètres sur la base d'un schéma déterminé, dont on n'a guère retenu que le classement en bon et moins bon.

On a ainsi pu établir un abaque rectangulaire où les 12 chronomètres, qui ont subi simultanément les tests, sont classés d'une part en bons et moins bons et d'autre part d'après les résultats des tests. On a pu en déduire que 4 tests sont à retenir : 2 (intelligence concrète) - 7 (rapidité de perception) - 9 (attention concentrée temps) - 10 (attention concentrée fautes). Les 12 tests concernaient l'analyse

générale pour l'école des mineurs, les 4 retenus s'appliquent bien à la sélection des chronomètres. Ensuite a lieu l'examen de quelques cas concrets particuliers : handicapés physiologiquement, valeur sociale.

En conclusion, l'analyse psycho-technique a donné certains résultats sans pouvoir prétendre à la perfection vu le nombre limité de cas : elle est parfaite, dès à présent on peut voir les points à améliorer.

La sélection des chronomètres doit être basée sur un examen médical différent de l'examen d'embauche : qualités visuelles et de résistance à des stations debout prolongées, indifférent au milieu (humide, chaud) et aux horaires. Il faut y adjoindre un examen psychologique et social (interview). Enfin, progressivement on s'orientera vers une politique de systématisation.

ANNALES DES MINES DE FRANCE

Juillet-août 1960.

- Revue de la situation des combustibles minéraux et des principaux métaux et minerais en France en 1959.
- Revue de la situation de l'Industrie Minière en 1959 dans les pays d'outre mer de la zone franc autres que l'Afrique du Nord, le Sahara-Nord, les Antilles, la Guyane et la Réunion.
- Eléments statistiques 1959 : France, Algérie-Sahara, Départements et Territoires d'outre mer, autres états de la Communauté, autres états de la zone franc.

Chronique et Divers

- J.C. Claret.
- Technique et sécurité minières.
- Statistiques mensuelles des productions minières et énergétiques.
- Métaux, minerais et substances diverses.
- Bibliographie.
- Communiqués.
- Données économiques diverses.

Septembre 1960.

Après de difficiles mises au point, le problème de la mécanisation du soutènement semble résolu. M. Cœuillet décrit ici les différents modes de soutènement marchant jusqu'alors essayés en France.



SEDOMAX F^(B)

nouvel agent de floculation
du type polyélectrolyte

- ★ Décantation plus rapide
- ★ Meilleure filtration
- ★ Se dissout facilement dans l'eau froide

Ce nouvel agent organique de floculation du type polyélectrolyte est tout spécialement conçu pour donner une décantation plus rapide et une meilleure filtration des suspensions aqueuses de matières solides finement divisées. Facilement soluble dans l'eau froide, il donne des solutions très stables et ne se détériore pas lors de l'entreposage.



(B) BREVETS DEMANDÉS POUR LES PRINCIPAUX PAYS INDUSTRIELS

Pour tous renseignements techniques, adressez-vous à :

IMPERIAL CHEMICAL INDUSTRIES (BELGIUM) S. A.

32, RUE E. TOLLENAERE

BRUXELLES 2

X 111B

Dans le cadre du Cycle des Conférences sur l'Energie, M. Achille fait le point sur l'Industrie du Gaz.

Compte rendu de la dernière session partielle de la Conférence Mondiale de l'Energie (Madrid, juin 1960), présenté par M. Callot.

Cette livraison comprend en outre les chroniques, les données économiques et les renseignements divers suivants :

- Statistiques mensuelles des productions minière et énergétique.
- Périodiques dépouillés par la Division de Documentation du Bureau de Documentation Minière.
- Métaux, minerais et substances diverses.
- Données économiques diverses.
- Technique et sécurité minières.

Communiqué

JOURNÉE D'INFORMATION SUR LES FLAMMES

Le Comité Belge de la Fondation des Recherches internationales sur les Flammes et le Nederlandse Vereniging voor Vlamonderzoek organisent une Journée d'Information sous le patronage du Groupement des Hauts Fourneaux et Acières Belges et du Groupement des Industries Sidérurgiques Luxembourgeoises.

Cette Journée est destinée à informer les ingénieurs et les industriels belges des résultats des recherches entreprises par la Fondation afin d'en permettre l'application dans l'industrie.

Cette Journée se tiendra le 15 novembre 1960 à Fabrimétal, 22, rue des Drapiers, à Bruxelles, de 10 h 30 à 12 h 30 et de 14 h 30 à 17 h, en langues française et néerlandaise.

Un lunch sera organisé pour les participants dans un restaurant voisin de Fabrimétal à 12 h 45.

Pour tous renseignements, s'adresser au Secrétariat du Comité Belge de la Fondation, c/o Centre National de Recherches Métallurgiques, Abbaye du Val-Benoit, 69, rue du Val-Benoit à Liège.

Pour la Fabrication d'Agglomérés non Fumeux

LIGNOSULFITE Liant préalable
pour les agglomérés soumis à la carbonisation

SUPRAKOL Liant Fumivore Végétal
pour Agglomérés non Fumeux insensibles aux intempéries
à base de Fines maigres ou anthraciteuses

Production de la

Société l'AVÉBÈNE 17, rue du Helder
PARIS - 9^e

Documentation sur demande