

Annales des Mines

DE BELGIQUE



Annalen der Mijnen

VAN BELGIE

P 1273



**INSTITUT NATIONAL DE
L'INDUSTRIE CHARBONNIÈRE**

**NATIONAAL INSTITUUT VOOR
DE STEENKOLENMIJNWERK**

1^{er} SEPTEMBRE 1950.

1 SEPTEMBER 1950.

COMITE DE PATRONAGE

- MM. L. BRACONIER, Administrateur-Directeur-Gérant de la S. A. des Charbonnages de la Grande Bacnure, à Liège.
L. CANIVET, Président de l'Association Charbonnière des Bassins de Charleroi et de la Basse-Sambre, à Bruxelles.
E. CHAPEAUX, Président de la Fédération de l'Industrie des Carrières, à Bruxelles.
P. CULOT, Directeur-Gérant de la S. A. des Charbonnages du Hainaut, à Hautrage.
P. DE GROOTE, Ancien Ministre, Professeur à l'Université Libre de Bruxelles, à Uccle.
L. DEHASSE, Président de l'Association Houillère du Couchant de Mons, à Mons.
A. DELATTRE, Ancien Ministre, à Paturages.
A. DELMER, Secrétaire Général Honoraire du Ministère des Travaux Publics, à Bruxelles.
L. DENOEL, Professeur à l'Université de Liège, à Liège.
N. DESSARD, Président de l'Association Charbonnière de la Province de Liège, à Liège.
A. DUFRASNE, Directeur-Gérant Honoraire de la S. A. des Charbonnages de Winterslag, à Bruxelles.
P. FOURMARIER, Professeur à l'Université de Liège, à Liège.
L. GREINER, Président du Groupement des Hauts-Fourneaux et Acières Belges, à Bruxelles.
A. HALLEUX, Professeur à l'Université Libre de Bruxelles, à Bruxelles.
M. LASSALLE, Président de la Fédération de l'Industrie du Gaz, à Bruxelles.
P. MAMET, Président de la Fédération Professionnelle des Producteurs et Distributeurs d'Electricité de Belgique, à Bruxelles.
A. MEILLEUR, Administrateur-Délégué de la S. A. des Charbonnages de Bonne Espérance, à Lambusart.
I. ORBAN, Président de l'Association Charbonnière du Centre, à La Louvière.
A. RENIER, Professeur à l'Université de Liège, à Bruxelles.
G. A. ROELANDTS, Fédération Belge des Producteurs d'Azote, à Bruxelles.
E. SOUPART, Administrateur-Délégué de la S. A. des Charbonnages de Tamines, à Tamines.
E. STEIN, Président de l'Association Charbonnière du Bassin de la Campine, à Hasselt.
R. TONGLET, Président de l'Union des Producteurs Belges de Chaux, Calcaires, Dolomies et Produits Connexes (U.C.C.D.), Soc. Coop., à Sclayn.
R. TOUBEAU, Professeur d'Exploitation des Mines à la Faculté Polytechnique de Mons, à Mons.
J. VAN OIRBEEK, Président de la Fédération des Usines à Zinc, Plomb, Argent, Cuivre, Nickel et autres Métaux non ferreux, à Bruxelles.
O. VERBOUWE, Directeur Général Honoraire des Mines, à Uccle.

BESCHERMEND COMITE

- HH. L. BRACONIER, Administrateur-Directeur-Gérant van de N. V. « Charbonnages de la Grande Bacnure », te Luik.
L. CANIVET, Voorzitter van de Vereniging der Kolenmijnen van het Bekken van Charleroi en van de Beneden Samber, te Brussel.
E. CHAPEAUX, Voorzitter van het Verbond der Groeven, te Brussel.
P. CULOT, Directeur-Gérant van de N. V. « Charbonnages du Hainaut », te Hautrage.
P. DE GROOTE, Oud-Minister, Hoogleraar aan de Vrije Universiteit Brussel, te Ukkel.
L. DEHASSE, Voorzitter van de Vereniging der Kolenmijnen van het Westen van Bergen, te Bergen.
A. DELATTRE, Oud-Minister, te Paturages.
A. DELMER, Ere Secretaris Generaal van het Ministerie van Openbare Werken, te Brussel.
L. DENOEL, Hoogleraar aan de Universiteit Luik, te Luik.
N. DESSARD, Voorzitter van de Vereniging der Kolenmijnen van de Provincie Luik, te Luik.
A. DUFRASNE, Ere Directeur-Gérant van de N. V. der Kolenmijnen van Winterslag, te Brussel.
P. FOURMARIER, Hoogleraar aan de Universiteit Luik, te Luik.
L. GREINER, Voorzitter van de « Groupement des Hauts-Fourneaux et Acières Belges », te Brussel.
A. HALLEUX, Hoogleraar aan de Vrije Universiteit Brussel, te Brussel.
M. LASSALLE, Voorzitter van het Verbond der Gasnijverheid, te Brussel.
P. MAMET, Voorzitter van de Bedrijfsfederatie der Voortbrengers en Verdelers van Electriciteit in België, te Brussel.
A. MEILLEUR, Afgevaardigde-Beheerder van de N. V. « Charbonnages de Bonne Espérance », te Lambusart.
I. ORBAN, Voorzitter van de Vereniging der Kolenmijnen van het Centrum, te La Louvière.
A. RENIER, Hoogleraar aan de Universiteit Luik, te Brussel.
G. A. ROELANDTS, Belgische Federatie der Stikstofvoortbrengers, te Brussel.
E. SOUPART, Afgevaardigde - Beheerder van de N. V. « Charbonnages de Tamines », te Tamines.
E. STEIN, Voorzitter van de Kolenmijn-Vereniging van het Kempisch Bekken, te Hasselt.
R. TONGLET, Voorzitter der Vereniging der Belgische Voortbrengers van Kalk, Kalksteen, Dolomiet en Aanverwante Producten (U.C.C.D.), S. V., te Sclayn.
R. TOUBEAU, Hoogleraar in de Mijnbouwkunde aan de Polytechnische Faculté van Bergen, te Bergen.
J. VAN OIRBEEK, Voorzitter van de Federatie der Zink-, Lood-, Zilver-, Koper-, Nikkel- en andere non-ferro Metalenfabrieken te Brussel.
O. VERBOUWE, Ere Directeur Generaal der Mijnen, te Ukkel.

COMITE DIRECTEUR

- MM. A. MEYERS, Directeur Général des Mines, à Bruxelles, Président.
J. VENTER, Directeur de l'Institut National de l'Industrie Charbonnière, à Liège, Vice-Président.
H. ANCIAUX, Inspecteur Général des Mines, à Wemmel.
P. DELVILLE, Directeur à la Société « Evence Coppée et Cie », à Bruxelles.
C. DEMEURE de LESPAL, Professeur d'Exploitation des Mines à l'Université Catholique de Louvain, à Sirault.
P. GERARD, Ingénieur en Chef-Directeur des Mines, à Hasselt.
M. GUERIN, Inspecteur Général des Mines, à Liège.
H. LABASSE, Professeur d'Exploitation des Mines à l'Université de Liège, à Embourg.
R. LEFEVRE, Ingénieur en Chef-Directeur des Mines, à Jumet.
M. NOKIN, Directeur à la Société Générale de Belgique, à Bruxelles.

BESTUURSCOMITE

- HH. A. MEYERS, Directeur Generaal van het Mijnwezen, te Brussel, Voorzitter.
J. VENTER, Directeur van het Nationaal Instituut voor de Steenkolenmijnverheid, te Luik, Onder-Voorzitter.
H. ANCIAUX, Inspecteur Generaal der Mijnen, te Wemmel.
P. DELVILLE, Directeur bij de Vennootschap « Evence Coppée et Cie », te Brussel.
C. DEMEURE de LESPAL, Hoogleraar in de Mijnbouwkunde aan de Katholieke Universiteit Leuven, te Sirault.
P. GERARD, Hoofdingenieur - Directeur der Mijnen, te Hasselt.
M. GUERIN, Inspecteur Generaal der Mijnen, te Luik.
H. LABASSE, Hoogleraar in de Mijnbouwkunde aan de Universiteit Luik, te Embourg.
R. LEFEVRE, Hoofdingenieur - Directeur der Mijnen, te Jumet.
M. NOKIN, Directeur bij de « Société Générale de Belgique », te Brussel.

Ministère des Affaires économiques
et des Classes moyennes

ANNALES
DES MINES
DE BELGIQUE

ANNEE 1950.
Tome XLIX. — 5^e livraison.

Ministerie van Economische Zaken
en Middenstand

ANNALEN
DER MIJNEN
VAN BELGIE

JAAR 1950.
Boekdeel XLIX.— 5^e aflevering.

REDACTION — LIEGE, 7, boulevard Frère Orban — REDACTIE

INSTITUT NATIONAL DE
L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

NATIONAAL INSTITUUT VOOR
DE STEENKOLENNIJVERHEID

Sommaire — Inhoud

Renseignements statistiques sur l'industrie minière et métallurgique belge, ainsi que sur
l'industrie houillère des pays limitrophes 532

INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

Conférence Internationale sur la préparation des Charbons. - Paris, 26 juin - 1^{er} juillet 1950. -
Compte rendu par Inichar 534

INSTITUT NATIONAL DES MINES

J. FRIPIAT. — Rapport sur les travaux de 1949 556

MEMOIRES

G. de GRAND RY. — Etude sur les schistes bitumineux 592

J. MARTENS. — L'économie charbonnière belge au cours des vingt dernières années
(1^{re} partie) 612

NOTES DIVERSES

J. FRIPIAT et L. BRISON. — Le captage de grisou par sondages au siège Grand-Trait des
Charbonnages Belges à Frameries 636

H. FRESON. — La réglementation minière aux Pays-Bas 649

L. DEGHAÏE. — Contribution à l'étude du tassement dans les exploitations minières 660

BIBLIOGRAPHIE 663

COMMUNICATIONS 665

EDITION - ABONNEMENTS - PUBLICITE - UITGEVERIJ - ABONNEMENTEN - ADVERTENTIE
BRUXELLES • EDITIONS TECHNIQUES ET SCIENTIFIQUES R. LOUIS • BRUSSEL
Rue Borrens, 37-39 - Borrensstraat — Tél. 48.27.84 - 47.38.52

Circonscription Administrative des Mines	Production nette (en tonnes)	Stock en fin de mois (en tonnes)	PERSONNEL							Nombre de journées d'extraction	Présence en % (1)
			Nombre moyen d'ouvriers				Rendement par ouvrier et par jour				
			A veine	Du fond les ouvriers à veine compris	De la Surface	Fond et Surface réunis	A veine (kg.)	Du fond les ouvriers à veine compris (kg.)	Fond et Surface réunis		
Mons.	249.280	703.880	2.801	14.147	5.988	20.135	5.114	956	646	17,4	53,4
Centre	159.040	401.380	1.962	10.873	5.151	16.024	5.437	911	590	14,9	52,6
Charleroi	376.690	690.760	4.437	21.097	10.587	31.684	4.949	973	621	17,2	59,7
Liège	259.090	223.800	2.815	17.015	7.015	24.362	5.423	842	569	17,0	57,2
Campine	577.050	589.960	4.229	21.173	10.065	31.238	5.950	1.178	789	22,9	74,1
Le Royaume	1.621.150	2.609.780	16.244	84.305	39.138	23.443	5.424	1.001	662	18,4	60,7
1950 Juin	2.325.880	2.682.320	18.392	94.410	41.679	136.089	5.209	998	685	24,3	81,13
Mai	2.217.440	2.329.770	18.954	96.841	42.029	139.870	5.159	991	682	22,7	82,8
Avril	2.350.100	2.072.590	18.775	95.953	42.029	137.982	5.256	1.010	695	23,8	85,36
Mars	2.529.120	1.776.510	18.646	95.703	41.670	137.373	5.243	1.005	694	25,9	82,0
Février	2.274.450	1.678.720	18.544	96.013	41.915	137.928	5.277	1.003	692	23,2	82,8
Janvier	2.483.300	1.668.300	18.312	94.807	42.988	137.795	5.236	986	670	25,9	84,7
1949 Décembre	2.573.720	1.812.540	18.870	97.658	42.554	140.212	5.248	1.000	691	26	83,0
Novembre	2.394.240	2.051.020	19.274	100.311	43.200	143.511	5.181	979	677	24	86,7
Octobre	2.360.630	2.373.600	18.773	96.800	43.402	140.202	5.089	969	662	24,7	82,3
Septembre	2.082.430	2.680.180	19.073	98.503	43.677	142.180	4.957	936	638	22	75,5
Août	2.005.420	2.983.270	19.332	99.455	42.931	142.376	4.817	910	623	21,5	72,69
Juillet	1.868.800	2.852.930	19.388	100.667	43.654	144.321	4.843	896	610	19,9	68,8
1948 moy. mensuelle (2)	2.223.242	836.890	19.532	102.199	44.165	146.364	4.667	873	606	24,4	85,88
1947 moy. mensuelle (2)	2.032.509	347.040	18.227	95.072	43.698	137.770	4.553	858	577	24,5	84,4
1946 » » (2)	1.898.242	311.420	18.279	93.001	39.855	132.856	4.221	816	565	24,6	84,38
1945 » » (2)	1.309.834	300.690	12.008	64.194	35.961	100.155	4.742	847	526	23,7	83,68
1938 » » (2)	2.465.417	2.227.260	18.739	91.945	39.296	131.247	3.443	1.085	753	24,2	—
1913 » » (4)	1.903.466	955.890	24.844	105.921	40.163	148.084	3.160	731	—	24,1	—
Semaine du 14 au 20 août 1950	395.620	—	15.147	78.510	36.911	115.421	5.224	983	660	5	75,6

(1) Moyenne de tous les jours d'extraction du mois à partir de janvier 1949. — (2) Fin décembre. — (3) Sur les 6 derniers mois de l'année seulement. — (4) Dont 120 pour le Bassin du Nord. — (5) Dont 627 pour le Bassin du Nord. — (6) Dont 747 pour le Bassin du Nord. — (7) Pour le Bassin du Sud seulement.

FOURS A COKE

BELGIQUE

JUILLET 1950.

PROVINCES	ENSEMBLE					QUOTE-PART DES COKERIES D'USINES METALLURGIQUES				
	Production (en tonnes)	Consommation de charbon			Nombre d'ouvriers	Production	Consommation de charbon			Nombre d'ouvriers
		Belge	Etranger	Totale			Belge	Etranger	Totale	
Hainaut	135.760	172.300	6.250	178.550	1.237	—	—	—	—	—
Liège	63.170	79.150	3.450	82.600	829	—	—	—	—	—
Autres Provinces	101.350	119.500	16.330	135.830	2.213	—	—	—	—	—
Le Royaume	300.280	370.950	26.030	396.980	4.279	161.690	199.780	11.840	211.620	1.789
1950 Juin	341.510	427.200	28.250	455.450	3.956	194.720	245.670	11.820	257.490	1.881
Mai	369.340	469.240	26.310	495.550	3.714	201.900	258.310	12.270	270.580	1.789
Avril	364.640	467.800	20.340	488.140	3.906	201.270	258.650	8.730	267.380	1.888
Mars	390.990	489.920	32.850	522.770	4.025	213.320	267.150	15.480	282.630	1.891
Février	372.390	475.930	21.610	497.540	4.119	200.600	258.610	6.500	265.110	1.982
Janvier	404.810	520.570	21.270	541.840	4.132	211.950	271.910	8.670	280.580	1.987
1949 Décembre	398.600	511.580	19.740	531.320	4.185	209.690	270.210	7.990	278.200	2.016
Novembre	382.280	478.870	29.800	508.670	4.223	202.150	253.870	12.730	266.600	2.059
Octobre	382.350	472.920	36.340	509.260	4.297	201.270	254.630	10.560	265.190	2.083
Septembre	367.170	437.870	51.310	489.180	4.416	197.730	244.900	15.540	260.440	2.109
Août	366.170	437.680	50.710	488.390	4.423	203.650	249.660	18.980	268.640	2.105
Juillet	386.160	435.830	76.710	512.540	4.399	213.960	258.270	23.340	281.610	2.169
1948 moy. mensuel.	460.498	457.590	158.946	616.536	4.484	228.091	243.583	63.599	307.182	2.169
1947 » »	394.130	312.660	214.870	527.530	4.087	174.670	142.510	97.340	239.850	1.837
1946 » »	321.632	347.731	80.545	428.276	3.831	123.312	139.842	26.910	166.752	1.597
1945 » »	169.898	188.635	36.942	225.577	2.917	62.012	68.638	14.399	83.037	1.321
1938 » »	366.543	399.063	158.763	557.826	4.120	199.976	194.848	97.244	292.092	2.000
1913 » »	293.583	233.858	149.621	383.579	4.229	—	—	—	—	—

PROVINCES	AGGLOMERES			METALLURGIE								OBSERVATIONS
	PRODUCTION (en tonnes)	CONSOMMATION DE CHARBON (en tonnes)	NOMBRE D'OUVRIERS	Hauts Fourneaux en activité à la fin du mois	I. PRODUITS BRUTS		II. PRODUITS DEMI-FINIS		III. PRODUITS FINIS			
					(2)		(1) (Acier) (2)		(2)			
					Fonte	Acier (4)	Pour reliame- neurs	Autres	Acier moulé	Acier	Fer	
Hainaut	—	—	—	17	111.520	103.660	14.800	1.220	1.120	78.860	—	(1) Quin sont pas traités ultérieurement dans les usines qui les ont produits (subdivision de la rubrique PRODUITS FINIS). (2) en tonnes. (3) Hauts fourneaux en activité en décembre. (4) Non compris les pièces moulées. (5) Données définitives, annulant les chiffres parus dans la 2 ^e livraison 1950.
Liège	—	—	—	11	50.530	58.010	11.040	2.780	100	42.290	—	
Autres provinces	—	—	—	5	57.510	50.530	3.740	4.570	970	33.830	1.370	
Le Royaume . . .	47.780	43.800	487	33	219.560	212.200	29.580	8.570	2.190	154.980	1.370	
1950 Juin	58.520	53.770	443	36	294.860	296.880	14.750	13.230	3.620	237.790	2.220	
Mai	60.620	55.510	443	37	291.940	290.890	27.950	16.280	3.390	223.490	1.140	
Avril	65.470	59.990	463	38	285.680	281.140	28.120	14.140	3.310	228.280	2.060	
Mars	68.020	62.270	475	37	310.440	297.600	35.500	18.080	3.810	235.090	3.060	
Février	81.280	74.270	518	36	271.370	269.070	38.330	10.840	3.540	210.050	2.740	
Janvier	83.100	76.020 ⁽⁵⁾	510 ⁽⁵⁾	35	302.750	310.890	34.830	12.460	3.870	227.900	2.210	
1949 Décembre . .	92.390	84.860	507	34	287.910	299.220	31.430	4.880	4.580	235.290	2.470	
Novembre	83.990	77.500	513	34	268.910	270.250	34.030	11.860	4.450	204.680	2.320	
Octobre	75.750	69.650	468	35	277.190	275.460	37.680	7.450	4.790	218.560	3.160	
Septembre	57.790	53.090	580	35	266.340	268.880	34.610	8.540	5.140	215.210	2.500	
Août	50.660	46.540	448	35	257.720	262.570	22.950	6.220	5.100	227.040	380	
Juillet	41.640	38.260	464	35	277.340	274.200	48.250	14.790	4.690	202.490	280	
1948 moy. mens.	82.399	74.513	590	48(3)	328.544	320.753	—	—	5.641	266.725	2.476	
1947 » »	112.724	103.690	569	37(3)	234.983	235.047	—	—	5.339	206.440	2.593	
1946 » »	89.505	82.487	553	31(3)	180.899	185.554	—	—	4.728	148.470	2.754	
1945 » »	64.861	59.593	490	22(3)	60.701	58.628	—	—	2.789	51.143	1.532	
1938 » »	142.690	129.707	873	50(3)	202.177	184.369	—	—	5.545	146.852	3.748	
1913 » »	217.387	197.274	1.911	54(3)	207.058	200.398	—	—	5.154	180.183	—	

HOUILLE

PAYS ÉTRANGERS

DÉRIVÉS

PAYS	Production		Nombre d'ouvriers inscrits		Rendement par journée d'ouvrier			Nombre de journées d'extraction	Absentéisme en %	COKES (en tonnes)	AGGLOMERES (en tonnes)
	Nette (Tonnes)	Marchande (Tonnes)	Fond	Fond et Surface	A front (kg)	Fond (kg) (2)	Fond et Surface (kg)				
France (1)											
Nord-Pas de Calais	2.291.110	—	103.842	153.286	—	1.088	687	24,88	22,13	268.131	235.182
Lorraine	556.122	—	23.074	35.119	—	1.807	1.162	24, —	22,63	22.570	6.398
Blanzey	213.561	—	7.397	11.057	—	1.400	897	24,99	21,34	—	18.195
Loire	272.258	—	12.491	18.420	—	1.151	733	21,46	30,23	21.505	16.768
Auvergne	83.050	—	4.366	6.386	—	993	645	23,24	26,88	—	9.905
Cévennes	221.916	—	11.424	17.610	—	1.061	652	22,85	30,24	—	79.875
Aquitaine	173.160	—	6.785	10.388	—	1.104	756	25,80	20,01	20.956	7.308
Dauphiné	36.191	—	1.940	2.936	—	935	605	23, —	25,73	—	2.201
Provence (L)	75.080	—	3.445	5.121	—	1.499	925	18,30	41,34	—	—
Hustens (L)	8.946	—	—	151	—	—	2.263	13, —	—	—	—
Autres mines (H et L)	52.974	—	2.459	3.692	—	—	—	—	—	—	3.596
Total France (H. et L.)	4.284.368	—	177.223	264.136	—	1.200	765	24,23	23,72	618.961(7)	479.830(7)
Sarre	1.254.182	—	39.811	60.642	—	1.497	961	24, —	—	241.388(7)	—
Total France et Sarre	5.538.550	—	217.034	324.778	—	1.257	802	24,19	—	860.349	479.830
France (3)											
Nord-Pas de Calais	527.517	—	102.121	151.094	—	1.106	705	5,85	—	—	—
Lorraine	194.352	—	22.625	34.176	—	1.900	1.200	5,42	—	—	—
Blanzey	44.555	—	7.335	10.978	—	1.286	818	5,75	—	—	—
Loire	73.778	—	12.095	17.904	—	1.193	785	5,98	—	—	—
Autres mines	140.659	—	29.803	45.417	—	—	—	—	—	—	—
Total France	980.861	—	173.979	259.569	—	1.216	792	5,64	—	—	—
Sarre	277.474	—	39.512	60.082	—	1.482	953	5,74	—	—	—
Total France et Sarre	1.258.335	—	213.491	319.651	—	1.267	823	5,66	—	—	—
Pays-Bas (4)	1.02.528	—	26.431	45.263	—	1.756	—	25	—	137.752	88.685
Grande-Bretagne											
Sem. du 6 au 12-3-50	—	2.611.000	—	695.400	2.910	—	1.060	—	15,07 ⁽⁶⁾	—	—
Sem. du 13 au 19-8-50	—	3.958.400	—	694.900	3.030	—	1.160	—	12,75 ⁽⁶⁾	—	—
Allemagne (6)											
Ruhr	1.960.289	—	—	—	3.080	1.420	1.090	—	—	—	—
Aix-la-Chapelle . . .	101.874	—	—	—	2.490	1.090	850	—	—	—	—
Basse-Saxe	36.359	—	—	—	2.070	1.040	790	—	—	—	—
TOTAUX	2.098.522	—	—	—	3.020	1.390	1.070	—	—	—	—

(1) Houille et lignite: mois de juin 1950. — (2) Rendement calculé d'après la production à ciel ouvert. — (3) Semaine du 20 au 26 août 1950. — (4) Mois de mai 1950. — (5) Sur l'ensemble des mineurs. — (6) Semaine du 7 au 13 août 1950. — (7) Y compris la production des usines non annexes des mines (France: 285.799 t. cokes; 100.402 t. agglomérés; Sarre: 189.246 t. cokes).

Conférence internationale sur la préparation des charbons

26 juin - 1^{er} juillet 1950

Compte rendu par Inichar

AVANT-PROPOS

Fidèle à l'un des points de son programme, l'Institut National de l'Industrie Charbonnière donne aujourd'hui un bref compte rendu de la plus récente manifestation internationale relative à son objet.

Il s'agit de la Conférence Internationale sur la préparation mécanique des charbons, organisée par le Centre d'Études et Recherches des Charbonnages de France (CERCHAR), à Paris.

Le programme des travaux s'étendait sur une semaine entière du lundi 26 juin au samedi 1^{er} juillet 1950. Les quatre premières journées furent consacrées à des séances d'études et à une visite des nouvelles installations du Cerchar à Verneuil s/Oise. Les deux dernières journées furent occupées par un voyage d'études dans le Bassin du Nord et du Pas-de-Calais.

Cette Conférence fut suivie par 338 techniciens de divers pays se répartissant comme suit :

Afrique du Nord : 1. — Allemagne : 24. — Australie : 1. — Autriche : 2. — Belgique : 45. — Brésil : 1. — Canada : 2. — Chili : 1. — France : 211. — Grande-Bretagne : 31. — Indes : 1. — Luxembourg : 1. — Pays-Bas : 16. — Portugal : 2. — U.S.A. : 11. — Yougoslavie : 3. — Bureau International du Travail, Genève : 1.

Il y eut au total soixante-trois communications. Celles-ci avaient été imprimées avant la Conférence et adressées aux Membres.

Les séances furent ainsi uniquement consacrées à la discussion, laquelle était d'ailleurs soigneusement préparée.

Les rapports étaient classés en sept groupes et

pour chacun de ces groupes un rapporteur, spécialiste français en préparation mécanique, avait, en général, résumé, analysé et commenté les divers rapports. L'essentiel de tout cela est donné ci-après avec la teneur des interventions et des discussions les plus marquées.

Il ne s'agit pas de faire, pour le lecteur des « Annales des Mines », un exposé complet de la manifestation; les publications de la Conférence paraîtront bientôt et donneront in extenso les textes des communications, des rapports des rapporteurs, des diverses interventions et des discussions qui suivaient.

L'objectif d'Inichar est de donner rapidement une vue d'ensemble et une brève analyse des idées et des tendances qui se sont fait jour.

Il convient de souligner l'organisation impeccable de ces assises et surtout l'étendue du travail de préparation effectué par les rapporteurs et traducteurs qui ont permis l'étude fructueuse en quelques journées d'une matière très importante. Tous les documents, rapports d'auteurs et de rapporteurs, étaient établis en anglais et en français.

La Conférence a donné lieu à des conclusions figurant in fine de cet article.

Elles permettent d'espérer l'adoption, par les spécialistes de divers pays, de définitions, courbes et paramètres qui faciliteront la compréhension réciproque, laquelle était bien difficile jusqu'à présent.

Les résultats techniques du Congrès sont également très importants. Il est impossible de les dégager au cours de cette brève analyse, ils ressortiront de la publication d'ensemble.

LES SEANCES D'ETUDES

SECTION A.

Représentation des résultats du lavage et définition de son efficacité.

Rapporteur : M. P. BELUGOU.

Le groupe A comprend onze communications :

- A. 1. Examen critique des méthodes utilisées pour l'appréciation des résultats d'un lavoir à charbon

H.-F. Yancey et M.R. Geer.

A. 2.	Possibilités théoriques de lavage	A. Raineau et P. Belugou.
A. 3.	Représentation des résultats d'une épuration	P. Belugou et J. Ulmo.
A. 4.	Méthode scientifique de contrôle des lavoirs	G.-A. Vissac.
A. 5.	(Voir à section G). — Point de vue économique sur la préparation des minerais ou des charbons bruts	P. Seyer.
A. 6.	Détermination de la précision de coupure des installations de préparation du charbon à l'aide du calcul des probabilités	A. Stratmann.
A. 7.	(Voir section D). — Une nouvelle théorie du mécanisme de sédimentation avec ses conséquences pour la conformation rationnelle du diagramme de la course de lavage et la mise au point du réglage correspondant d'un bac sans pistons	F.-W. Mayer.
A. 8.	Notion de probabilité dans le lavage. — Quelques observations sur la courbe de fréquence des égarés	K.-F. Tromp.
A. 9.	(Voir section F). — Séparation granulométrique. — Définition d'un chiffre caractéristique de l'efficacité des appareils. — Utilisation des courbes de partage	J. Turpin et A. Pinçon.
A. 10.	Le contrôle d'un atelier de préparation du charbon aux États-Unis	D.-R. Mitchell.
A. 11.	Méthodes statistiques applicables à l'étude et au contrôle de la préparation des charbons	A. Laurent.

Les communications de ce groupe sont relatives à la représentation des résultats et des conditions du lavage.

C'est un sujet mettant en jeu des considérations mathématiques de probabilité et, en général, assez mal connu en Belgique.

Pour ce chapitre, plutôt que de s'attacher aux communications présentées et au rapport du rapporteur, il paraît préférable de faire un exposé introductif qui sera de nature à faciliter l'étude ultérieure des communications et des discussions.

* * *

Comme le dit très bien M. Belugou dans son rapport : « L'art du lavage tend à devenir de plus en plus une science et qui parle de sciences parle de mesures ».

Ce fait a été reconnu d'une façon très générale dans le monde entier et on assiste, depuis une dizaine d'années, à un très gros effort dans le but de rationaliser la représentation des résultats de lavage. Il n'en faut pour preuve que le nombre et la diversité d'origines des notes présentées à ce sujet.

Parmi les méthodes de représentation préconisées lors de la Conférence et dont on trouvera un résumé à la fin de cet article sous le titre « Définitions de Paris », il faut distinguer :

- Celles qui caractérisent uniquement un charbon brut : courbe de lavabilité et coefficient K;
- Celles qui caractérisent la valeur intrinsèque d'un appareil donné, indépendamment, dans certaines limites, de la qualité du produit traité : courbe de partage, écart probable et imperfection;
- Les dernières qui s'appliquent uniquement à un cas concret de lavage et dépendent simultanément de la qualité du brut traité et de la valeur de l'appareil de lavage : pertes par égarés et rendement organique.

I. — Courbe de lavabilité.

Il est tout d'abord bien entendu que la courbe de lavabilité est basée sur des densités vraies et provient donc d'une dissociation du charbon brut dans une série de liqueurs de densités bien déterminées.

Les « Définitions de Paris » donnent à ce terme un sens bien défini et très limité : c'est la courbe qui donne, en fonction de la densité d , le poids total en pourcent des éléments respectivement plus denses et moins denses que d . C'est donc une courbe cumulée en fonction de la densité, chaque ordonnée représentant le pourcentage de plongeant à la densité considérée.

Exemple :

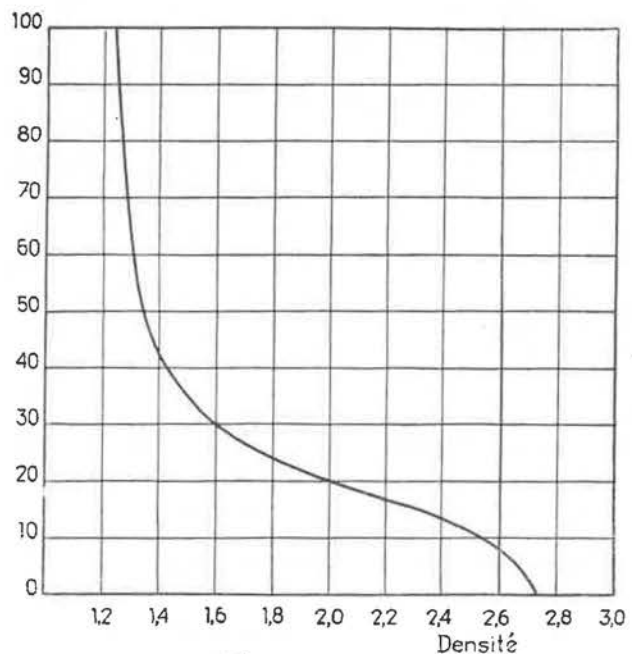


Fig. 1.

Densités	Fractions élémentaires %	Fractions cumulées %
< 1,3	34,5	34,5
1,3 - 1,4	23,2	57,7
1,4 - 1,5	6,9	64,6
1,5 - 1,6	5,4	70,0
1,6 - 1,7	3,1	73,1
1,7 - 1,8	2,7	75,8
1,8 - 1,9	2,2	78,0
1,9 - 2,0	2,0	80,0
2,0 - 2,1	1,5	81,5
> 2,1	18,5	100,0
	100,0	

En Belgique, il est beaucoup plus habituel de porter les courbes de lavabilité en fonction de la teneur en cendres en leur adjoignant ce que les Français appellent les caractéristiques intégrales.

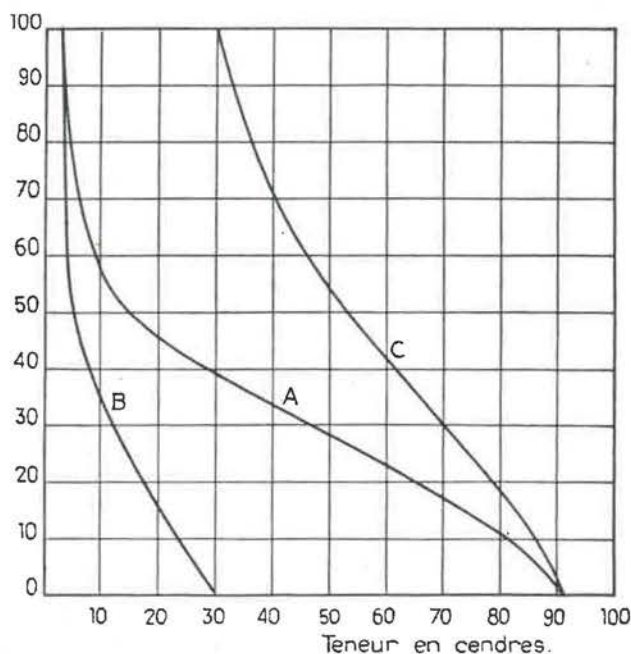


Fig. 2.

- A. Courbe de lavabilité en fonction de la teneur en cendres.
 B. Caractéristique intégrale des légers.
 C. Caractéristique intégrale des lourds.

Les deux modes de représentation ont leur domaine d'application particulier.

L'intérêt du premier est plutôt théorique. Il est, entre autres, à la base de la prédétermination du résultat qu'on obtiendra en traitant un charbon déterminé dans un appareil déterminé.

Le second mode donne des renseignements plus pratiques. Il permet de déterminer la densité de

partage à adopter et de calculer le rendement organique que nous définirons plus loin.

Coefficient K.

Le coefficient K, introduit récemment par le Cerchar, est une tentative de simplification des méthodes ayant pour but de définir l'aptitude au lavage des charbons.

Il pourrait se définir de la façon suivante : c'est la teneur minimum en cendres du lavé que l'on peut obtenir en traitant un brut déterminé dans un appareil ayant un $I = 0,20$ et avec un rendement organique de 90 % ou, en d'autres termes, en traitant ce brut dans un appareil courant (bac à pistons, rhéolaveur), fonctionnant bien et avec un rendement satisfaisant dans le cas d'un lavage à trois produits.

Nous pensons que cette définition fait appel à des notions trop particulières et que le coefficient K perd de ce fait beaucoup de sa généralité.

II. — Courbe de partage. — Ecart probable. — Coefficient I.

1) Courbe de partage.

L'établissement de la courbe de partage exige les données suivantes :

- Une décomposition assez serrée en liqueurs denses des lavés, schistes et mixtes s'ils existent;
- Le rendement pondéral en lavés, mixtes et schistes.

A part un échantillonnage soigné, les décompositions densimétriques ne posent pas de problème particulier, elles sont analogues à celles effectuées pour établir la courbe de lavabilité.

Le problème le plus complexe est la détermination du rendement pondéral, c'est-à-dire du pourcentage du brut passant dans les lavés et les mixtes.

Cette détermination est généralement impossible par pesée directe et le Cerchar conseille de l'établir par tâtonnement, en essayant de reconstituer, à partir des analyses densimétriques des lavés, mixtes et schistes, un brut aussi proche que possible du brut réel. Ce calcul est assez laborieux, mais d'autant plus intéressant qu'il permet également l'évaluation du rendement organique que nous définissons plus loin.

— Cas d'un appareil à deux produits (lavé et schiste).

La courbe de partage s'établit de la façon suivante : pour chaque intervalle de densités considéré dans la séparation par liqueurs denses, on porte en ordonnée le pourcentage du brut passé dans les schistes. Chaque fraction de brut équivaut à 100 % dont x % passent dans les schistes et $(100 - x)$ % dans les lavés.

Exemple :

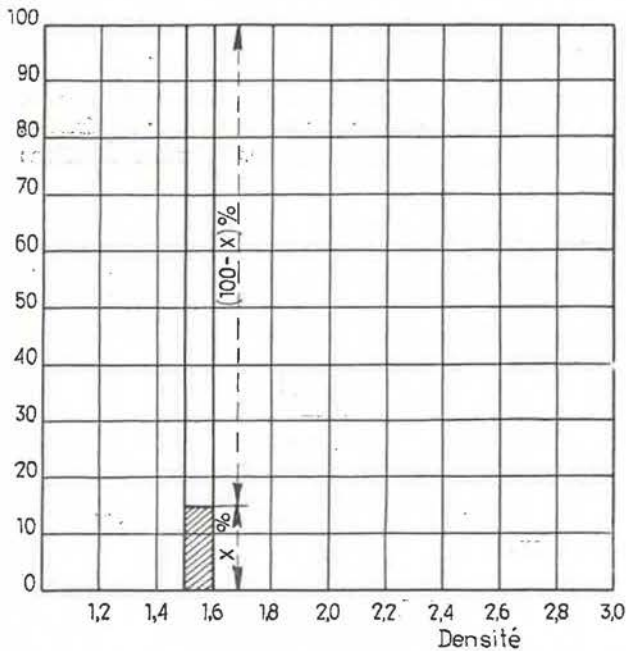


Fig. 3.

Fraction 1,5 - 1,6 — x % dans les schistes et (100 — x)% dans les lavés.

On obtient ainsi un certain nombre d'échelons que l'on joint le plus rationnellement possible par une courbe continue (Fig. 4). C'est la courbe de partage, qui dans le cas présent (lavage à deux produit) se définit par le rapport :

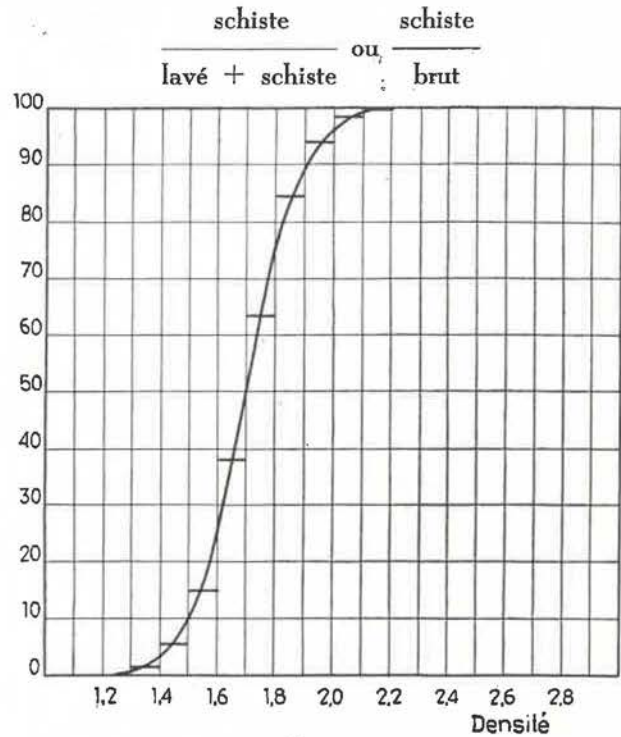


Fig. 4.

Pratiquement, à partir des données citées plus haut, le calcul se conduit de la façon suivante.

(Exemple pratique obtenu par lavage du 0,2 - 1,0 mm au cyclone à magnétite.)

Les rendements pondéraux, déterminés comme dit plus haut, sont les suivants :

- schistes : 58,02 %
- lavés : 41,98 %

Densités	Décomposition densimétrique		Décomposition en % du brut		Courbe de partage	
	lavé % (1)	schiste % (2)	lavé (1) × 0,5802 (3)	schiste (2) × 0,4198 (4)	lavé (5) 100 × ——— (3)+(4)	schiste (4) 100 × ——— (3)+(4)
< 1,3	59,6	0,355	34,57	0,149	99,57	0,43
1,3 - 1,4	20,5	0,258	11,902	0,108	99,1	0,9
1,4 - 1,5	7,67	0,22	4,447	0,092	97,96	2,04
1,5 - 1,6	6,25	0,246	3,627	0,103	97,24	2,76
1,6 - 1,7	4,18	1,23	2,424	0,52	82,45	17,55
1,7 - 1,8	1,49	2,54	0,866	1,07	44,9	55,1
1,8 - 1,9	0,222	4,63	0,129	1,94	6,25	93,75
1,9 - 2,0	0,019	6,15	0,011	2,58	0,435	99,565
2,0 - 2,1	0,021	18,53	0,012	7,78	0,148	99,852
> 2,1	0,054	65,85	0,032	27,64	0,114	99,886
	100,006	100,009	58,02	41,98		

Il suffit de porter les valeurs de la dernière colonne en fonction de la densité et l'on obtient le diagramme suivant :

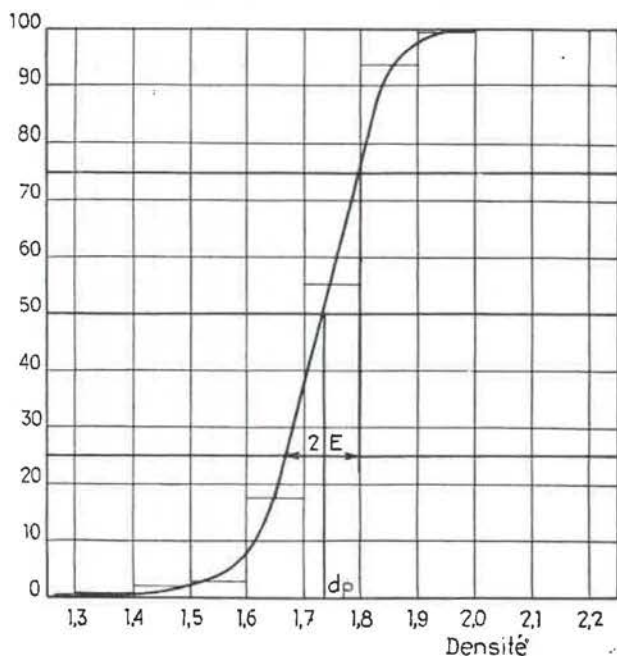


Fig. 5.

* * *

Au point de vue mathématique, cette courbe a beaucoup d'analogies avec la courbe S, intégrale de Gauss-Laplace, mais on peut démontrer qu'en réalité elle est beaucoup plus complexe.

2) Densité de partage.

La densité de partage (d_p) est définie comme étant l'abscisse du point de rencontre de la courbe de partage avec l'ordonnée 50 % (Fig. 5 : $d_p = 1,73$). C'est donc la densité des produits qui se divisent en parties égales entre le lavé et le schiste.

L'observation directe de la courbe donne, avec un peu d'habitude, une idée très nette de la précision de la coupure obtenue. Celle-ci est d'autant plus précise que la courbe est plus redressée, c'est-à-dire que sa divergence par rapport à la verticale est plus faible. C'est cette divergence qu'on a chiffrée par l'écart probable.

3) Ecart probable (Fig. 5).

C'est, par définition, la demi-différence des abscisses des points d'ordonnées 25 et 75 %. Sur la figure 5, l'écart probable :

$$(E) = \frac{0,126}{2} = 0,063$$

On peut le rapprocher de l'écart probable des artilleurs (qui est en réalité l'écart médian en probabilités); c'est l'écart qui a autant de chances d'être que de ne pas être dépassé.

L'écart probable est, dans certaines limites, une mesure absolue de la qualité de séparation d'un appareil déterminé.

S'il est, en effet, à peu près indépendant de la composition densimétrique du brut traité, il varie assez fort, pour un même appareil, avec :

- la densité de partage;
- la composition granulométrique du brut.

Pour définir complètement un appareil de lavage, il faut connaître son écart probable pour différentes densités de partage et pour les diverses fractions granulométriques pouvant y être traitées.

4) Paramètre I.

Les études systématiques du Cerchar ont permis de définir un nouveau paramètre I, qui combine l'écart probable et la densité de partage suivant la relation :

$$I = \frac{E}{d_p - 1}$$

Ce paramètre serait à peu près indépendant de d_p . Il semble que ce fait demande encore confirmation.

III. — Pertes par égarés. Rendement organique.

Ces facteurs dépendent simultanément de la précision de la coupure, caractérisée par les valeurs précédentes, et de la nature du charbon brut traité.

Ils contrôlent uniquement le résultat financier d'un lavage et sont tout à fait insuffisants pour comparer, par exemple, les qualités de séparations obtenues avec deux types d'appareils différents.

1) Pertes par égarés.

Si l'on trace la courbe de lavabilité en fonction de la densité et si on lui superpose les courbes de lavabilité des lavés, mixtes et schistes, on obtient la figure suivante :

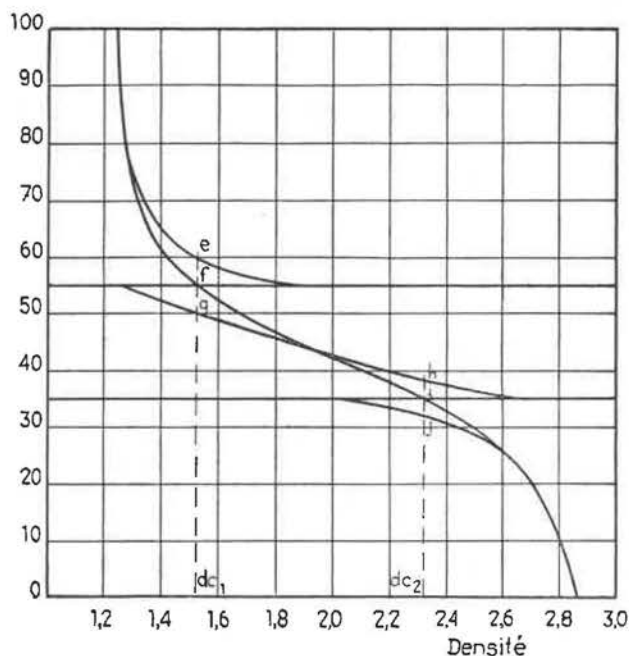


Fig. 6.

Cette représentation est très parlante et donne immédiatement :

- Les densités de coupure équivalentes dc_1 et dc_2 qui sont les densités des coupures parfaites, qui donneraient les mêmes rendements pondéraux que ceux obtenus en pratique. Il faut remarquer que ces densités ne sont pas identiques aux densités de partage obtenues à partir de la courbe de partage.
- L'erreur par égarés de la coupure lavé-mixte ($c - f = f - g$) qui représente la quantité de lavé plongeant à la densité dc_1 , en pourcentage du brut.
- L'erreur par égarés de la coupure mixte-schiste ($h - i = i - j$), qui représente la quantité de schiste flottant à la densité dc_2 .

Cette notion d'erreur par égarés est employée depuis longtemps dans le contrôle des lavoirs (cfr. Glückauf. — 27-7-1929).

2) Rendement organique.

Pendant très longtemps, le seul critère de l'efficacité d'un lavage a été le rendement pondéral auquel on adjoignait les teneurs en cendres du lavé et du brut. Par exemple, un brut à 30 % de cendres donne 70 % de lavé à 10 % de cendres.

Ces données, si elles suffisent encore actuellement au service commercial, sont loin de satisfaire le technicien de lavoir. Et cependant, de nos jours, on peut encore lire des articles où le rendement pondéral et la teneur en cendres du lavé sont seuls donnés pour permettre de juger de l'efficacité d'un appareil.

De nombreuses formules de rendement ont été proposées, surtout en Amérique, caractérisées surtout par leur grande facilité d'obtention. Malheureusement, les résultats obtenus sont très discordants et peuvent dans certains cas dépasser largement 100 %.

Une seule formule paraît logique, à priori. C'est la formule de Yancey ou de Mac Laren, suivant les auteurs, que nous appellerons *Rendement organique*.

Elle utilise l'équation régulière du rendement, si l'on considère la teneur en cendres comme critère déterminant de la valeur d'un charbon lavé :

$$\eta_o = \frac{\text{Rendement pondéral en lavé}}{\text{Rendement théorique pour la même teneur en cendres d'après la courbe de lavabilité}} \times 100$$

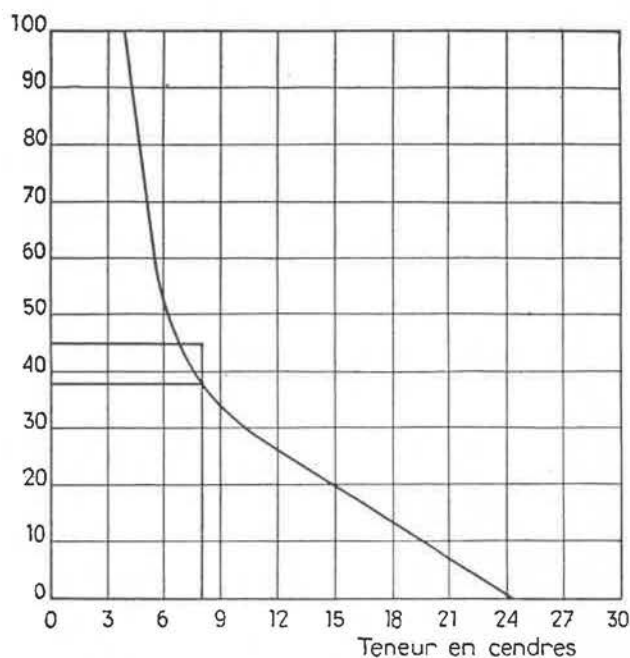


Fig. 7.

Soit, figure 7, la caractéristique intégrale des lavés d'un brut donné. Après traitement de ce brut, on obtient 55 % de lavé à 8 % de cendres. Le rendement théorique pour cette teneur de 8 % est de 62 %.

$$\eta_o = \frac{55}{62} \times 100 = 88,71 \%$$

Théoriquement, connaissant a priori les courbes de lavabilité du brut, il suffit, pour déterminer le rendement organique, de connaître le rendement pondéral en lavé et sa teneur en cendres. Mais pratiquement, il faut reconstituer complètement le brut, si l'on ne veut pas obtenir un résultat trop approximatif (voir courbe de partage).

SECTION B.

Méthodes de contrôle.

Rapporteur : M. P. BELUGOU.

Le groupe B comprend six communications :

- B. 1. Méthodes d'essai pour l'appréciation du fonctionnement d'une installation de récupération des schlamms et de clarification des eaux
- B. 2. Echantillonnage du charbon pour essais de contrôle en liqueur dense
- B. 3. Détermination rapide des teneurs en cendres des combustibles solides par combustion ménagée dans l'oxygène
- B. 4. Un nouveau développement dans l'échantillonnage du charbon
- B. 5. Le microscope au service de la préparation

J.-A. Notary.
H.-B. Gorman.
T. Fraser.
B.-A. Landry.
A.-L. Bailey.

L. Pozzetto.
J. Visman.
E. Nötzold.

- B. 6. Détermination de la teneur en cendres des charbons par l'emploi de rayons X P. Belugou et P. Conjeaud.
- B. 7. La préparation des échantillons de charbon pour l'analyse du Germanium, du Gallium et autres éléments rares des cendres de charbon T.-M. Stadnichenko.

I. — Echantillonnage (Communications B₂ et B₄)

Il résulte d'une discussion entre les auteurs de ces deux notes qu'un échantillonnage satisfaisant du charbon est une opération très complexe et que leurs exposés théoriques ne sont pas encore étayés sur une expérience suffisante. L'expérimentation à ce sujet est d'ailleurs très laborieuse et implique la réduction et l'analyse d'un très grand nombre d'échantillons.

M. Landry expose une méthode très complexe de mélange et réduction d'un échantillon global pour obtenir un échantillon représentatif pour l'étude en liquides denses. Ce problème est assez difficile, car on ne peut pas procéder à des broyages intermédiaires et l'échantillonnage doit se pratiquer jusqu'au bout sur des morceaux relativement gros.

Il propose ensuite une formule permettant de calculer le poids de l'échantillon global et de l'échantillon de laboratoire pour que l'erreur sur les fractions densimétriques soit inférieure à une limite imposée.

L'auteur démontre que l'échantillon représentatif ne peut être ramené à un poids raisonnable qu'en effectuant un mélange convenable avant de procéder aux subdivisions.

* * *

M. Visman poursuit un but différent. Il étudie le nombre et le poids des échantillons qu'il faut prélever sur une courroie de chargement pendant un poste pour obtenir, par réduction, un échantillon de 1 gramme pour incinération avec une teneur en cendres aussi représentative que possible.

Il explique, dans une seconde partie, le fonctionnement d'un échantillonneur automatique, qui prélève, en un poste, un échantillon de 9 kg en 150 prises et il montre que, dans ces conditions, l'écart maximum de teneur en cendres est de $\pm 0,6$ %, alors qu'un échantillonnage à main de 18 kg en 12 prises peut conduire à des écarts de $\pm 1,7$ %.

II. — Détermination de la teneur en cendres (B₃ et B₆)

L'analyse des cendres par la méthode standardisée est une opération assez longue. Dans les meilleures conditions, il faut 5-6 heures pour une détermination, soit 2 à 3 heures de séchage, 3 heures de cuisson et le temps de préparation, refroidissement du creuset et pesée.

Or, il est souvent très intéressant de connaître rapidement une teneur en cendres, surtout dans les opérations de recherche et de mise au point.

Divers procédés ont été étudiés dans ce but, pour s'affranchir du séchage et de l'incinération :

- Mesure du poids spécifique;
- Fractionnement au moyen de liquides denses.

Ces deux procédés donnent des résultats très approximatifs.

* * *

M. Pozzetto a mis au point une méthode qui conserve le principe de l'incinération, mais réduit au maximum les temps nécessités par les diverses opérations.

Le séchage se fait par courant d'air chaud et dure de 2 à 3 minutes.

La combustion est ménagée dans un courant d'oxygène et demande 2 à 4 minutes.

La coupelle est refroidie par courant d'air et la pesée se fait sur une balance qui donne la lecture directe des cendres.

La durée totale des opérations est de 10 à 15 minutes et les résultats obtenus sont à peu près identiques à ceux obtenus par la méthode standard.

* * *

La note de MM. Belugou et Conjeaud rapporte les essais faits par le Cerchar pour déterminer la teneur en cendres des charbons par opacité aux rayons X.

La communication est surtout théorique et expose la difficulté d'une mesure précise de l'intensité des rayonnements. Elle discute également de l'influence de différents facteurs pouvant agir sur la mesure : intensité du rayonnement incident, tassement du produit, composition chimique des cendres. C'est ce dernier facteur, sur lequel on n'a aucune prise, qui sera déterminant dans le problème. Seule une étude systématique dans les bassins démontrera si le procédé est applicable en pratique.

III. — Analyse granulométrique des produits fins (B₁)

Les auteurs décrivent tout d'abord une installation d'essais de clarification d'eau schlammeuse par cyclone hydraulique de 3" de diamètre.

Ils passent en revue les différentes méthodes d'analyse granulométrique des fines en signalant leurs inconvénients.

— Méthodes physiques :

Tamissage : praticable jusque 45 μ environ.
Microscope : méthode trop laborieuse.

— Méthodes basées sur la vitesse limite de chute :

Hydromètre et burette d'Andreasen : Le principal inconvénient de ces deux méthodes est leur durée telle que la floculation survient souvent au cours de l'essai.

Les auteurs recommandent enfin une méthode basée sur la sédimentation dans un mélange d'alcool méthylique et de tétrachlorure de carbone de densité 1 et de viscosité 0,75 centipoises. La séparation se fait par sédimentations successives dans une cen-

trifugeuse, chaque sédimentation demandant environ 2 minutes.

Une séparation d'un échantillon en cinq groupes de 0 à 50 μ exige environ 60 décantations, soit environ 5 heures. Les fractions séparées, observées au microscope, paraissent avoir une granulométrie très homogène.

IV. — Emploi du microscope dans la préparation du charbon (B₅)

Dans cette communication, M. Nötzold parle de l'emploi d'un nouveau microscope stéréoscopique dans l'étude des charbons. Ce microscope possède un éclairage par réflexion et un autre par transparence qui permet d'obtenir un fond de la couleur contrastant le mieux avec l'objet étudié.

SECTION C.

Application des méthodes de contrôle à des lavoirs en service.

SECTION D.

Perfectionnements apportés à des appareils mettant en œuvre des procédés déjà connus.

Rapporteur : M. VEILLET.

Ces deux groupes comprennent treize communications :

- | | | |
|--------|--|--|
| C. 1. | Contrôle du lavage des fines dans les Bassins | P. Belugou et Vitaux. |
| C. 2. | Etude du contrôle systématique dans la conduite d'un atelier de flottation | H. Da Lage. |
| D. 1. | La flottation au pétrole lampant (Kérosène) — Un procédé pour la préparation de l'égouttage des fines de charbon | B.-W. Gandrud.
W.-L. Remick. |
| D. 2. | Le procédé hydrotator | |
| D. 3. | Procédé de réglage automatique des appareils de lavage par alluvionnement et dispositifs permettant la mise en œuvre de ce procédé | H. Choquereau et L. Druart.
W. Idris Jones. |
| D. 4. | Caractéristiques de surface et préparation du charbon | J. Brown et C.W.H. Holmes. |
| D. 5. | Quelques progrès dans les principes de la flottation du charbon | |
| D. 6. | Contribution à l'explication du mécanisme de lavage par bacs à piston | O. Schaefer.
A. Götte. |
| D. 7. | La flottation des schlamms de houille à l'aide des xanthates | L. Mohier. |
| D. 8. | Un détecteur relais électronique ultra-sensible appliqué à la préparation mécanique des charbons | C. Kühn. |
| D. 9. | Nouvelles constatations sur les phénomènes du lavage et leur application au calcul des caractéristiques les plus importantes des bacs | Ed. Pironet. |
| D. 10. | Evolution, pendant ces dernières années du mode de lavage par alluvionnement et dispositifs permettant la mise en laveurs | |
| A. 7. | Une nouvelle théorie du mécanisme de sédimentation avec ses conséquences pour la conformation rationnelle du diagramme de la course de lavage et la mise au point du réglage correspondant d'un bac sans pistons | F.-W. Mayer. |
| F. 7. | La clarification des eaux de lavoirs et le traitement par flottation des fines en Grande-Bretagne | J.-L. Lewis. |
| D. | Cinquante ans d'utilisation des bacs « Baum » | Sherwood Hunter. |

I. — Contrôle du lavage dans les bassins.

Une note de MM. Belugou et Vitaux discute les résultats obtenus par 175 essais effectués sur divers appareils de traitement des fines (0,5 à 10).

Ces essais portent sur les appareils suivants :

- 20 bacs à pistons;
- 3 rhéolaveurs;
- 19 épurateurs pneumatiques;
- 3 appareils à liquides denses.

Les auteurs donnent une série de conclusions se rapportant à chacun de ces groupes d'appareils.

a) Bacs à pistons.

Les densités s'échelonnent de 1,3 à 2,5 et les écarts probables de 0,04 à 0,37.

Les facteurs I varient de 0,15 à 0,30 avec une fréquence maximum pour la valeur 0,18.

En règle générale, les particules de faible dimension sont séparées à des densités plus élevées que les grosses, mais on a parfois constaté l'inverse.

b) Rhéolaveurs.

Le nombre d'appareils étudiés est trop réduit pour tirer des conclusions générales.

Les trois appareils étudiés ont donné :

Densités : 1,7 à 2.

Ecart probable : 0,1 à 0,2.

Facteurs I : 0,1 à 0,22.

Les rhéolaveurs se placent donc dans la région des bacs à pistons fonctionnant bien.

c) *Épurateurs pneumatiques.*

Les résultats obtenus sur 13 tables donnent les résultats suivants :

Densités de partage : 1,6 à 2,6.

Ecart probable : 0,08 à 0,42.

Imperfections : 0,11 à 0,35.

La granulométrie traitée a ici une très grande importance. La table pneumatique traite toujours un intervalle de granulométrie beaucoup plus faible que les bacs à pistons à fines. Dès qu'on dépasse une raison de calibrage 2 à 2,5, les fractions les plus fines passent presque intégralement dans les lavés.

d) *Appareils à suspension dense.*

Les auteurs jugent que leur étude systématique ne présente pas d'intérêt.

Ces études dans les bassins ont été faites au moyen d'un camion-laboratoire équipé de tout le matériel nécessaire pour effectuer les fractionnements densimétriques, les pesées, les séchages et les incinérations.

II. — Flottation.

Cinq notes ont trait à la flottation. Ce sont celles de :

Da Lage (Français);

Gandrud (du Bureau of Mines, U.S.A.);

Brown et Holmes (Angleterre);

Götte (Allemagne);

et Lewis (Angleterre).

M. Da Lage expose tout d'abord les difficultés d'analyse des produits traités par flottation, par suite de leur grande finesse. Les représentations courantes (courbe de partage, écart probable), s'appliquent très difficilement car le processus de flottation dépend essentiellement de phénomènes autres que la densité.

La note se poursuit par une étude systématique dans le but d'améliorer le rendement d'un atelier de flottation.

Les meilleurs résultats, au point de vue rendement et consommation de réactif, ont été obtenus avec un mélange de Xylenol B₂₅ distillant entre 224 et 228° comme agent moussant et d'hydrocarbures lourds distillant au-dessus de 250°. La proportion optimum xylenol sur hydrocarbure dépend de la dimension des grains à flotter.

Les résultats obtenus appliqués à l'installation industrielle ont permis d'améliorer la teneur en cendres des schistes de 65 jusque vers 75-80 %, sans élévation notable de la teneur en cendres des flottés et cela, surtout par flottage plus complet des grosses particules de charbon, supérieures à 1,5 mm.

* * *

M. Gandrud expose un nouveau procédé de flottation où une addition massive de Kérosène permet

d'effectuer l'égouttage très simplement dans la cellule elle-même, ce qui évite l'emploi de filtre à vide et de centrifugeuse. Le Kérosène déprime en effet la formation de mousse et le produit flotté est floclé et montre une tendance à s'agglomérer. L'égouttage se fait en partie dans la cellule et en partie dans un chenal attenant à la cellule, dont la base est par endroits formée d'une toile métallique et où le produit flotté est convoyé par une vis sans fin.

Les premiers essais, en cellule de laboratoire, ont montré que la meilleure combinaison de réactif est la suivante : 32 parties de Kérosène, 5 parties de moussant à l'alcool B₂₃ et 3 parties d'huile de pin.

L'auteur rapporte ensuite des résultats très détaillés d'essais effectués sur deux installations industrielles aux mines Bessie et Kimberly.

Les conclusions sont les suivantes :

- Consommation de réactifs : 2,6 à 2,8 litres/t de brut traité. Cette consommation est élevée, mais le Kérosène est très bon marché aux États-Unis.
- L'alimentation peut être plus grosse que dans les procédés courants, l'appareil traitant avec de très bons résultats des grains jusque 2 mm.
- La teneur en eau du flotté, lors du traitement des fines 0-2 mm, est restée à peu près constante à 28 %, mais il faut noter que les fines contenaient seulement 6,5 % inférieurs à 100 mesh.
- La qualité de la séparation obtenue est équivalente à celle des procédés courants.

* * *

MM. Brown et Holmes s'intéressent à la flottation des charbons de classe inférieure, peu houillifiés et généralement à forte teneur en oxygène et en matières volatiles.

Les schistes accompagnant ces charbons sont peu métamorphisés et retournent facilement à l'état d'argile. Ce fait a une grosse influence sur la consommation de réactif qui peut en être quadruplée.

La flottation des charbons inférieurs nécessite l'emploi d'un réactif sélectif généralement composé d'un mélange bien étudié d'hydrocarbures et d'un peu de moussant peu énergique tel que l'acide créylique.

L'auteur insiste sur l'intérêt du relavage des mousses qui, combiné à l'emploi d'un réactif sélectif, peut donner des résultats surprenants tels que l'obtention de charbon à moins de 1 % de cendres.

* * *

M. Götte traite du problème de la flottation de houille à l'aide de xanthates.

Les conclusions d'essais systématiques effectués à l'Université technique d'Aix-la-Chapelle sont les suivantes :

- Les xanthates seuls peuvent flotter le charbon. Une partie agit comme collecteur et une partie décomposée donne un alcool qui agit comme moussant.
- Contrairement aux résultats de la note précédente, la quantité de xanthate ne paraît pas être affectée par l'âge du charbon.

— La consommation de xanthate varie énormément avec le nombre d'atomes de carbone de la molécule; elle passe, par exemple, de 24 kg/t à 0,3 kg/t si on passe, de l'éthylxanthate (2 C), à l'hexylxanthate (6 C).

En conclusion, la flottation par xanthate, bien que coûtant plus cher, ne présente pas d'avantage évident sur les méthodes classiques à l'alcool et aux hydrocarbures.

* * *

M. Lewis, dans une note très générale sur le traitement des eaux de lavoir et des fines, donne une rapide idée de l'état de la flottation en Angleterre.

On peut noter les points suivants :

— On obtient les meilleurs résultats en employant des collecteurs et moussants distincts, mélangés en proportions convenables.

— Les résidus de flottation peuvent être floculés et l'eau renvoyée au circuit de flottation sans inconvénient, si on n'ajoute pas de chaux comme agent floculant. Ce point est très controversé.

— En Angleterre on traite par flottation des grains pouvant atteindre 3,2 mm.

La note traite surtout de l'évacuation des résidus de flottation et l'épaississement en général, ce dont nous reparlerons plus loin.

III. — Bacs à pistons.

Trois notes allemandes traitent de perfectionnements à apporter aux bacs à pistons ou à air comprimé.

Dans sa note intitulée : « Contribution à l'explication du mécanisme de lavage par bacs à piston », le Dr Otto Schaefer expose une théorie un peu spéciale sur le fonctionnement des bacs.

D'après l'auteur, la classification dans un tel appareil serait due, non à l'équivalence des vitesses finales de chute des particules dans l'eau, ce qui ne permettrait pas d'expliquer le lavage de fractions aussi étendues que 5-80 mm dans les baum-jigs, mais bien à un véritable classement par densités dans un médium instable formé par les particules elles-mêmes.

Le pistonage n'a pour but que de fluidiser le lit de particules.

Le classement démarre d'abord lentement, puis s'accélère au fur et à mesure de son avancement par suite de l'établissement de niveaux de plus en plus denses vers le fond du bac.

D'après l'auteur, le classement est d'autant plus rapide que la course est faible et la fréquence élevée.

* * *

Le Dr Mayer pense également que la stratification dans un bac se produit comme dans une suspension dense instable composée des grains les plus légers, dans laquelle les grains lourds peuvent tomber plus ou moins vite.

Suivant l'auteur, le classement dans un bac s'accompagne d'une réduction de l'énergie poten-

tielle et un lit non classé est en équilibre uniquement grâce aux forces de frottement. Lorsque le lit est au repos, la résistance de frottement est prépondérante. Mais si, par pistonage, on relâche le lit, ces frottements sont fortement réduits et le classement se produit du fait que le lit tend à atteindre un minimum d'énergie potentielle, c'est-à-dire un équilibre stable.

Comme corollaire de cette théorie, l'auteur suggère un nouveau diagramme du mouvement de l'eau dans les bacs sans pistons : montée rapide, palier plat assez long et descente rapide.

On obtient ainsi une fréquence assez basse, contrairement aux conclusions de la note précédente.

* * *

M. Kühn, dans la troisième note, aborde le problème d'une façon toute différente.

D'après lui, la stratification dans un bac est basée uniquement sur la vitesse limite de chute dans l'eau. Pour expliquer le classement par densité qui se produit à peu près en pratique, il fait intervenir des phénomènes d'inertie. Par exemple, un grain de charbon de densité 1,3 et de Φ 8,2 mm et un grain de schiste de densité 2,4 et de Φ 1,8 mm ont la même vitesse limite alors que leurs masses sont dans le rapport 50 à 1.

L'auteur insiste sur le fait que ce n'est pas la vitesse de l'eau au-dessus du lit qu'il faut considérer, mais la vitesse dans le lit lui-même, tenant compte de l'espace libre. Il montre comment on peut calculer la vitesse de l'eau dans le lit et en tire une méthode de calcul des caractéristiques du bac (fréquence et amplitude).

IV. — Notes diverses.

Caractéristiques de surface et préparation du charbon, par W. Idris Jones.

L'auteur passe en revue l'influence des caractéristiques de surface du charbon sur une série de facteurs.

— Les différentes méthodes de lavage.

Les caractéristiques de surface sont surtout importantes pour le triage à main et la flottation. Dans le cas du lavage en suspension dense, elles ont une certaine importance pour le rinçage et la récupération du médium.

— Certaines opérations annexes. Ces caractéristiques ont une grande importance dans les problèmes de floculation, filtration, dépoussiérage et séchage.

* * *

Le procédé Hydrotator, par W.L. Remick.

Le procédé est basé sur l'emploi d'un agitateur mis en rotation hydrauliquement. On obtient ainsi un courant ascendant uniforme de la base au sommet du réservoir.

Il peut être employé :

— Comme appareil de lavage par courant ascendant :

Les résultats sont surtout très bons pour les fines.

Exemples : le 1-6 mm donne des résultats comparables à ceux des bacs à feldspath, le 0,15-1 mm est aussi bien lavé que par un procédé courant de flottation, mais le < 0,15 mm est très mal lavé.

- Comme épaisseur.
- Comme appareil de flottation. Dans ce cas, il ne semble pas donner des résultats particulièrement bons.

* * *

Procédé de réglage automatique des appareils de lavage par alluvionnement, par Choquereau et Druart.

Cette note décrit un procédé réglant automatiquement le soutirage aux pointes des rhéolaveurs à grains par réglage du courant ascendant.

Les auteurs montrent d'abord que le réglage à main est difficile, demande un laveur expérimenté et se produit généralement avec retard.

Le réglage automatique est basé sur le fait que la pression dans la chambre de soutirage dépend de la hauteur et de la densité du lit sus-jacent et de la vitesse du courant ascendant. Pour régler le soutirage, il suffit de garder cette pression constante par réglage du courant.

Résultats :

On observe une régularité plus grande des produits obtenus, sans aucun réglage manuel.

* * *

Un détecteur relais électronique ultra-sensible appliqué à la préparation mécanique des charbons, par Lucien Mohier.

C'est un appareil très simple, qui mesure la résistance entre une électrode isolée et un châssis. L'appareil peut servir à de multiples usages :

- Contrôle du niveau dans les trémies.
- Détection du degré d'humidité de fines.
- Contrôle de la densité d'un médium à magnétite.

* * *

Evolution pendant ces dernières années du mode de lavage par alluvionnement et en particulier du procédé par rhéolaveurs, par M. Pironet.

Cette communication débute par une rapide étude des principes du classement par alluvionnement et des différents types d'extracteurs. Elle propose ensuite de nouveaux arrangements des couloirs pour le traitement de bruts variés. Elle se termine par la description de quelques types de déschisteurs automatiques applicables, soit aux couloirs à grains, soit aux couloirs à fines.

SECTION E.

Procédés nouveaux en application industrielle ou à l'étude.

Rapporteur : M. LEHNER.

Ce groupe comprend douze communications :

- | | | |
|--------|--|---|
| E. 1. | Projet de lavoirs de charbon à milieu dense et description d'une installation Ridley-Scholes | F.F. Ridley. |
| E. 2. | Le concentrateur à spirale « Humphreys » pour l'épuration des charbons de moins de 6,35 mm | J.S. Hubbard, W.E. Brown
et M. Welker. |
| E. 3. | Théorie de l'écoulement dans un cyclone. — Influence de la turbulence et son interprétation mathématique | M.G. Driessen. |
| E. 4. | L'application des hydrocyclones dans les lavoirs à charbon | C. Krijgsman. |
| E. 5. | Etude de quelques appareils de séparation centrifuge | P. Belugou et Ait Ouyahia. |
| E. 6. | Lavage en milieu dense sur transporteur à bande en auge. — Un nouveau procédé pour le traitement du tout-venant | J.R. Schön Müller. |
| E. 7. | Comportement des charbons fins lors des traitements aux cyclones épaisseur et séparateur | G. Burton. |
| E. 8. | Une nouvelle méthode de séparation à l'aide de liquide dense de la C ^o Klöckner-Humboldt-Deutz à Cologne. — Mise en application à la mine de Walsum | H. Barking. |
| E. 9. | Etude expérimentale du cyclone épurateur | P. Belugou
et S. de Chawlowksi. |
| E. 10. | Essais d'un nouveau bac à liquide dense | Baucher, Belugou et Colin. |
| E. 11. | Mise en route d'un lavoir Tromp à trois produits pour l'épuration d'anthracite 8/50 | R. Lacombe. |
| E. 12. | Le Vacuum-Jig | J.A. Brusset. |

I. — Appareils statiques à suspensions denses.

(Notes E₁, E₆, E₈, E₁₀ et E₁₁).

La tendance en ce domaine est aux appareils à une seule coupure donnant deux produits.

Les auteurs des cinq communications préconisent la magnétite pour la constitution du médium et, du fait du caractère abrasif de cette substance, on assiste à une autre tendance qui concerne la simplification mécanique de l'appareillage. On évite

de mettre des pièces mécaniques articulées au contact du médium.

E₁. — Projet de lavoirs de charbon à milieu dense et description d'une installation Ridley-Scholes, par F.R. Ridley.

L'auteur passe d'abord en revue les différents types de suspensions denses, les appareils employés

la firme Stahlbau Rheinhausen. La séparation obtenue sur la fraction 10-18 mm est excellente et celle obtenue sur la fraction 2-10 mm est encore très bonne.

E₈. — Une nouvelle méthode de séparation à l'aide de liquide dense de la C^{ie} Klöckner-Humboldt-Deutz, par le D^r Ing. H. Barking.

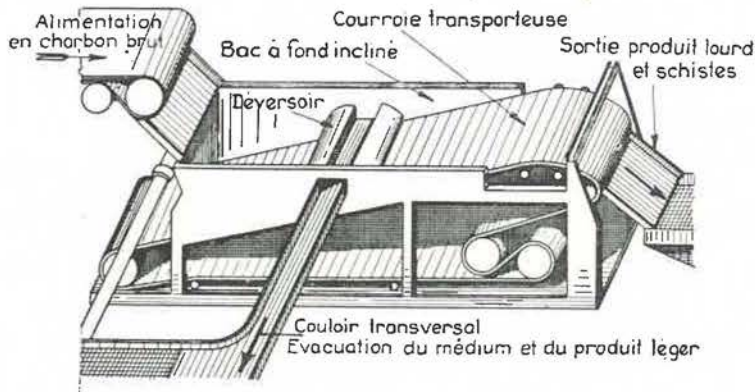


Fig. 8 (E₁). — Bain de séparation Ridley-Scholes.

et la récupération du médium. Il en tire des conclusions à l'avantage de son procédé décrit ci-après.

L'appareil utilise une suspension de magnétite et donne deux produits. Il est constitué par une auge dont la profondeur décroît de 1,50 m en tête, à l'endroit de l'alimentation, à 0 à la sortie des plongeurs.

Le fond de l'auge est constitué par une courroie caoutchoutée mobile, destinée à évacuer les plongeurs. Les flottants sont entraînés latéralement par un courant de médium vers le milieu de l'auge.

Le point difficile est la réalisation de l'étanchéité entre la courroie mobile et le châssis; l'auteur affirme l'avoir résolu de manière satisfaisante. L'appareil peut traiter 50 t/h de produit 5-80 mm par mètre de largeur.

La récupération du médium se fait uniquement par gravité.

E₆. — Lavage en milieu dense sur transporteur à bande en auge, par le D^r J.R. Schön Müller.

Cet appareil, dû au D^r Vogel, est dérivé de son premier procédé dit laminaire.

Le médium se trouve dans une bande inclinée en forme d'auge qui se déplace vers le bas à une vitesse $\sqrt{2}$ gh. C'est la vitesse que prendrait naturellement un liquide abandonné sur un plan ayant une pente identique à celle de la bande. Il s'ensuit que le médium est immobile par rapport à la bande et il n'existe aucun courant perturbateur.

Le brut est alimenté en tête de la bande, se classe au cours de la descente et est séparé, en fin de course, par une languette de répartition.

L'appareil utilise une suspension de magnétite qui est régénérée magnétiquement.

L'auteur donne enfin des résultats très détaillés obtenus avec une installation d'essai, construite par

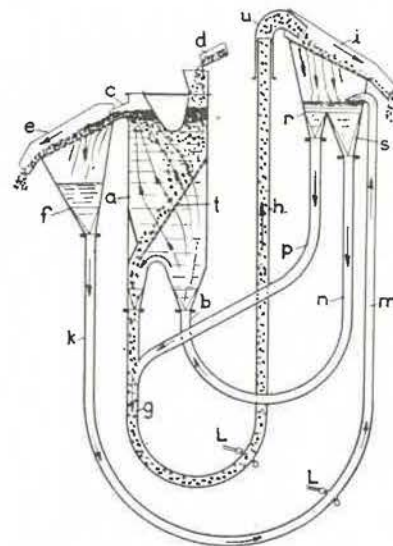


Fig. 9 (E₆). — Schéma de l'appareil Humboldt de séparation en milieu dense.

- a bac de lavage (bac de séparation);
- b-n renvoi du milieu dense dans le bac de lavage;
- c déversement du milieu dense et évacuation du produit léger;
- d alimentation en charbon brut;
- e criblage du produit léger;
- f recueil du milieu dense;
- g tuyau d'évacuation des produits lourds;
- h remontée des produits lourds;
- u col de cygne pour les produits lourds;
- i criblage des produits lourds;
- r-s recueil du milieu dense;
- L injection d'air comprimé;
- k-m remontée du milieu dense;
- p conduite secondaire pour milieu dense pour accélérer l'évacuation des produits lourds;
- t crible dans le bac de lavage.

L'appareil consiste essentiellement en un bac de lavage où la séparation se fait dans un léger courant ascendant. Les flottants sont évacués par débordement et les plongeants sont entraînés dans un col de cygne et remontés par injection simultanée de médium dense et d'air comprimé.

L'appareil est caractérisé par l'absence de toute pièce mécanique en mouvement au contact du médium, toute la circulation du médium étant assurée par injection d'air comprimé.

La régénération du médium de magnétite se fait uniquement par voie gravimétrique et la perte de magnétite est de 0,5 kg par tonne de brut traité.

Un tel appareil, d'une capacité de 100 t/h, fonctionne depuis novembre 1949 à la mine Walsum et les résultats en sont très satisfaisants.

E₁₀. — *Essais d'un nouveau bac à liquide dense*, par MM. Baucher, Belugou et Colin.

Cet appareil, qui peut donner trois produits ou plus, est caractérisé par la superposition de courants horizontaux de suspension à des densités différentes dans un lit de faible profondeur.

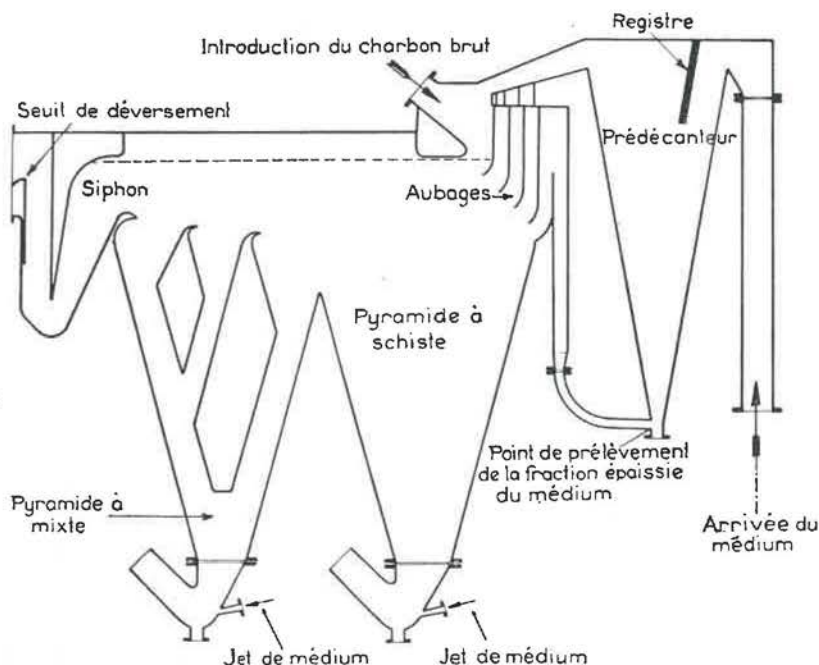


Fig. 10 (E₁₀). — Schéma du bac de lavage à liquide dense des Mines Domaniales de Potasse d'Alsace (M.D.P.A.).

Ces médiums de différentes densités sont obtenus en introduisant une suspension homogène dans un épaisseur, en laissant se produire un gradient de densité et en prélevant à différents niveaux les suspensions constituant les différents courants. Les flottants débordent, tandis que les plongeants sont évacués en deux ou plusieurs fractions granulométriques par les cols de cygnes et remontés par injection de médium sous pression. La circulation du médium à la magnétite se fait par pompage et sa régénération par séparation magnétique.

Les essais effectués jusqu'ici sont très encourageants.

E₁₁. — *Mise en route d'un lavoir Tromp à trois produits, pour l'épuration d'antracite 8/50*, par A. Lacombe.

L'auteur donne d'abord les caractéristiques du produit à traiter : le charbon anthraciteux du Bassin de la Mure. Il est caractérisé par une haute densité (1,6 pour le charbon pur) et une courbe de lavabilité très défavorable pour l'épuration.

Le bac à pistons donnait une trop forte teneur en cendres des lavés, si l'on désirait un rendement pondéral acceptable. Un lavoir Tromp a été installé et mis en marche au début septembre 1949. Il a une capacité de 50 t/h.

L'auteur expose ensuite les difficultés rencontrées pour maintenir les hautes densités nécessaires (1,78 et 1,92 respectivement pour les deux coupures) et les mesures qui ont été prises pour réduire l'usure des pièces mécaniques.

Les résultats obtenus sont excellents et marquent un progrès important sur ceux obtenus antérieurement par bac à pistons.

II. — Appareils à suspension dense utilisant la force centrifuge.

(Notes E₃, E₄, E₅, E₇ et E₉).

Quatre de ces notes ont trait au cyclone séparateur et la cinquième à divers types d'appareils utilisant la force centrifuge et actuellement à l'étude dans les laboratoires du Cerchar.

— *Théorie de l'écoulement dans un cyclone*, par M.G. Driessen.

M. Driessen assimile l'écoulement dans un cyclone à la superposition de vortex bidimensionnels

et, en appliquant les équations de Navier-Stokes, il arrive à une loi de variation de la vitesse tangentielle.

En confrontant ce résultat théorique avec les données obtenues par ses essais expérimentaux en cyclone plat, il arrive à la notion de « Viscosité turbulente » supérieure à la viscosité dynamique ordinaire par suite de la grande turbulence existant dans le cyclone.

— *Les applications des hydrocyclones dans les lavoirs à charbon*, par C. Krijgsman.

L'auteur passe en revue les possibilités qu'offre le cyclone dans les domaines de l'épaississement, de la classification granulométrique et du lavage des fines en suspension dense.

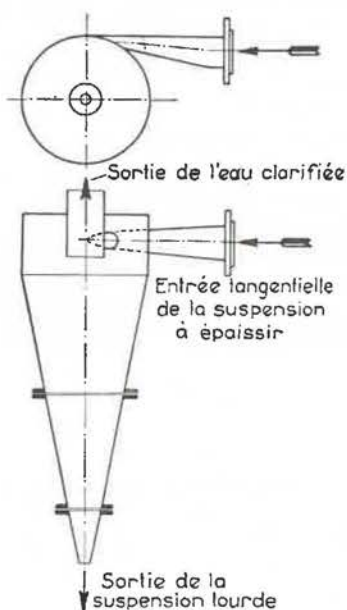


Fig. 11 (E₄). — Plan schématique du cyclone.

Comme épaississeur, le cyclone est déjà très répandu en remplacement des grands épaississeurs statiques. L'auteur en expose un emploi particulier dans le procédé « Staatsmijnen » par milieu dense. Dans ce cas, le cyclone sert à reconditionner la suspension diluée par rinçage. Le cyclone épaississeur peut également trouver son emploi dans les circuits de déshlammage et de clarification des eaux de lavage.

Au point de vue classification, le cyclone semble très intéressant pour effectuer des coupures à des dimensions trop faibles pour l'utilisation économique des tamis industriels. Ce type de cyclone n'en est encore qu'au stade expérimental.

La troisième partie traite du cyclone séparateur et donne le schéma de l'installation réalisée à la mine Emma. A l'époque où la note a été rédigée, cette installation utilisait une suspension de schiste, mais actuellement elle emploie de la magnétite.

L'auteur termine sa note en donnant le résultat détaillé d'une prise effectuée sur cette installation.

— *Etude de quelques appareils de séparation centrifuge*, par MM. Belugou et Ait Ouyahia.

Cette note traite de deux appareils autres que le cyclone hollandais, mais utilisant également la force centrifuge.

L'hélicoïde, où la séparation est obtenue par l'action de la force centrifuge dans une canalisation en forme d'hélice, n'a pas donné jusqu'à présent de résultats satisfaisants.

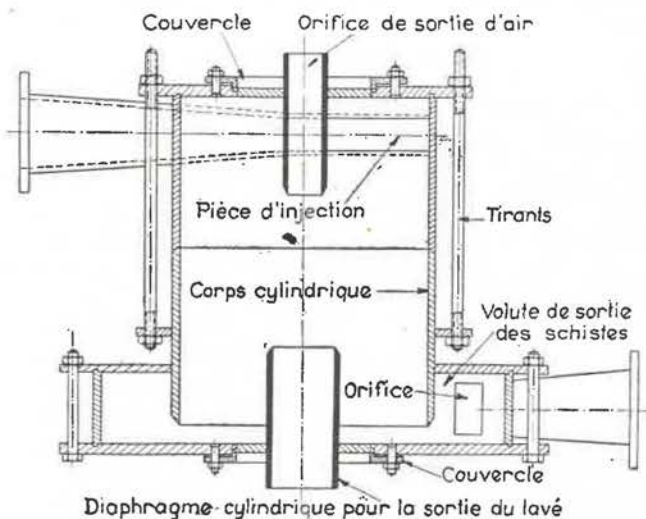


Fig. 12 (E₅). — Appareil de séparation centrifuge. Le cylindre de 350 mm du Cerchar.

Le cylindre, au contraire, paraît donner des résultats prometteurs. L'avantage de cet appareil sur le cyclone est sa possibilité d'effectuer une séparation à trois produits dans un seul appareil et sa capacité qui paraît théoriquement illimitée.

— *Comportement des charbons fins lors des traitements aux cyclones épaississeurs et séparateurs*, par G. Burton.

Cette note rapporte quelques résultats des essais actuellement en cours dans les laboratoires de l'Université de Bruxelles sur un petit cyclone de 80 mm utilisant une suspension de magnétite.

Le but de ces essais est d'étudier le comportement des très fines particules, inférieures au millimètre, lors de leur traitement au cyclone et ce, pour se rendre compte si le traitement du brut 0-10 mm est réalisable industriellement.

Nous avons déjà pu montrer que la séparation est très bonne jusqu'au dixième de millimètre, et encore satisfaisante à 50 microns. Les essais actuels ont uniquement un but d'orientation et le point de vue industriel n'a pas encore été abordé.

— *Etude expérimentale du cyclone épurateur*, par P. Belugou et S. de Chawlowski.

Les auteurs résument dans cette note les conclusions tirées de nombreux essais effectués par le Cerchar en sa station d'essai de Villers-St-Paul et à Götterborn avec la collaboration de la Régie des Mines de la Sarre.

Ils y examinent l'influence de nombreux facteurs tels que le réglage des ouvertures du cyclone, la densité et la viscosité de la suspension, le débit de charbon, la composition densimétrique et granulométrique du brut traité, en vue d'établir des règles applicables en installations industrielles.

Pratiquement, le cyclone est capable de traiter tous les charbons de 0,5-10 mm et même 0,1-10 mm par emploi d'un médium très dense. Le travail encore à faire a trait à la circulation des produits et du médium.

III. — Appareils divers.

— *Le concentrateur à spirale « Humphreys » pour l'épuration des charbons de moins de 6,35 mm*, par MM. J.S. Hubbard, W.E. Brown et M. Welker.

La spirale Humphreys est un couloir hélicoïdal de section semi-circulaire dans lequel circule un mélange de charbon brut et d'eau. Les schistes fins se concentrent à la bordure intérieure du couloir et les gros charbons à la bordure extérieure. Au centre se trouve une zone où chemine un mélange de gros schistes et de charbons fins, qui se prête très bien à un hydroclassement ultérieur. L'appareil ne semble efficace que dans les limites 0,2-6 mm.

Il est employé en Amérique uniquement pour le traitement des fines anthraciteuses, grâce à son prix d'utilisation très réduit et malgré son rendement légèrement déficient.

Les résultats d'exploitation donnés dans la note ne permettent pas de se rendre compte exactement de la qualité de séparation densimétrique opérée par l'appareil.

— *Le Vacuum-jig*, par J.A. Brusset.

C'est un appareil un peu particulier, conçu pour traiter à sec des fines de 0 à 6 mm. Ce problème est très difficile à résoudre par les tables pneumatiques qui exigent un calibrage très serré, sinon les particules trop fines passent intégralement dans le lavé, entraînées par le courant d'air.

Le Vacuum-jig soumet l'air baignant un lit de brut à traiter à des alternances de compression et de dépression. Cette opération a pour résultat de fluidiser le lit où s'opère alors une véritable séparation par densités. Cette séparation se réalise sans que la dimension des particules intervienne car il n'y a pas de circulation d'air pouvant mettre les plus fines particules en suspension.

L'auteur décrit l'appareil employé industriellement, mais ne donne malheureusement aucun résultat de traitement, se bornant à dire que la séparation est plus précise que par table pneumatique.

SECTION F.

Opérations annexes :

Concassage, dépoussiérage et déschlammage, criblage, triage, séchage.

Rapporteurs : MM. BELUGOU et TEISSIER.

Ce groupe comprend neuf communications :

F. 1.	Le cyclone épaisseur	H.E. Criner.
F. 2.	Perfectionnement des méthodes de traitement des schlamms produits au cours de la préparation du charbon	H.E. Wallson.
F. 3.	Description de la fragmentation du charbon	R.L. Brown.
F. 4.	Progrès récents dans le séchage thermique du charbon fin	A.C. Richardson et B. Langston.
F. 5.	L'engorgement des cribles aux gros débits par résonance de la toile	F. Michelin.
F. 6.	Les tamis électroformés. — Leurs applications dans la préparation mécanique des charbons (déschlammage, filtration, essorage, dépoussiérage, épuration à sec)	R. Genel.
F. 7.	(Voir à section D). — La clarification des eaux de lavoirs et le traitement par flottation des fines en Grande-Bretagne	J.L. Lewis.
F. 8.	La courbe de partage dans le criblage	F. Michelin
A. 9.	Séparation granulométrique. — Définition d'un chiffre caractéristique de l'efficacité des appareils. — Utilisation des courbes de partage	J. Turpin et A. Pinçon.

Cette section concerne des opérations très diverses, elle comprend tout ce que l'on fait dans un lavoir à l'exception du lavage proprement dit. Pour en faire le résumé, nous utiliserons la classification adoptée par le rapporteur.

I. — Bris du charbon.

— *Description de la fragmentation du charbon (F₃)*, par R.L. Brown.

L'auteur commence par exposer l'importance du problème au point de vue des manipulations des

produits et des possibilités de broyage volontaire.

La méthode d'étude suivie consiste à faire tomber individuellement des morceaux de charbon d'une certaine hauteur sur une plaque de fonte. Ces morceaux se brisent et l'auteur considère d'une part les plus gros morceaux subsistants, qu'il appelle le « résidu », et d'autre part, le reste des grains produits, qu'il appelle le « complément ».

Les conclusions sont les suivantes :

- La friabilité varie très fort d'un morceau à l'autre du même lot.
- Les résultats ne paraissent que très peu influencés par la grosseur du morceau de charbon considéré.
- La distribution granulométrique du complément est sensiblement constante et sa représentation sur un diagramme semi-logarithmique est à peu près rectiligne.

II. — Criblage.

Quatre communications sont relatives au criblage.

- *Définition d'un chiffre caractéristique de l'efficacité des appareils réalisant une séparation granulométrique*, par MM. J. Turpin et A. Pinçon.

Les auteurs indiquent tout d'abord la nécessité d'un facteur simple caractérisant la précision d'une séparation granulométrique.

Ils insistent sur la nécessité d'utiliser des échelles logarithmiques dans le tracé des courbes granulométriques.

Dans le cas d'une séparation sans surface criblante (cyclone, décanteur, séparateur pneumatique), la représentation est très facile et l'on peut définir la courbe de partage et l'écart probable de la même façon que pour le lavage. La courbe de partage s'établit sur diagramme semi-logarithmique en fonction de la dimension des grains et l'écart probable est le logarithme du rapport des dimensions correspondant aux ordonnées 25 et 50 % de la courbe.

Dans le cas d'une séparation sur surface criblante, le problème est plus complexe du fait que la séparation est unilatérale, les grains de dimension supérieure à celle de la maille ne se trouvant jamais dans le passé.

Provisoirement, les auteurs se contentent de caractériser leurs résultats de criblage par une relation empirique entre la maille du tamis et le tonnage horaire des « produits difficiles ».

Pour obtenir une courbe de partage normale dans ce cas, ils proposent de porter en abscisse la valeur $\log(M_a - M)$, M_a étant la dimension de la maille de l'appareil et M la dimension du morceau.

- *La courbe de partage dans le criblage (F_8) et l'engorgement des cribles aux gros débits par résonance de la toile (F_5)*, par F. Michelin.

Dans sa première note, l'auteur essaie de traiter le problème du criblage et de la représentation de son efficacité d'une façon purement mathématique.

Il se base, dans ce but, sur un article sur le rendement du criblage qu'il a fait paraître en 1945. Les conclusions de l'auteur sont les suivantes :

- La forme mathématique de la courbe de partage dépend de la forme de mailles du tamis.
- La nature du produit traité a une influence prépondérante sur la forme de la courbe.

Enfin, l'auteur fait une rapide comparaison entre les courbes de partage en lavage et en criblage et il en déduit que la forme mathématique de la courbe de lavage doit également varier suivant le type d'appareil considéré.

Cette conclusion est un peu rapide, car rien ne prouve qu'il y ait des caractéristiques identiques entre courbes de partage de lavage et de criblage.

Dans sa seconde note, l'auteur essaie d'expliquer l'engorgement qui se produit sur les cribles vibrants en cas de surcharge trop importante. Il démontre mathématiquement que le mouvement longitudinal n'est jamais modifié, tandis que, pour une charge donnée, le mouvement vertical peut se déphaser par rapport au mouvement des tasseaux-supports. Dans ces conditions, le produit a tendance à remonter dans certaines zones du tamis, ce qui provoque l'engorgement. Cette théorie est très intéressante et mériterait une vérification expérimentale.

- *Les tamis électroformés (F_6)*, par R. Genel.

Cette note est relative à un nouveau procédé de fabrication des tamis par électrolyse. Le principal avantage de ces tamis est de permettre la réalisation des trous présentant une dépouille importante, ce qui les rend incolmatables.

L'auteur passe en revue les applications possibles de ce nouveau type de tamis : filtre, déschlammage, essorage, dépoussiérage, épuration pneumatique.

Il est très avare en renseignements pratiques sur les détails de fabrication et donne en terminant quelques indications sur les résultats que l'on peut obtenir en appliquant ce tamis à uneessoreuse Reineveld : capacité plus élevée avec meilleur séchage et durée de vie plus longue.

Il serait intéressant de savoir si le prix du tamis n'en diminue pas beaucoup l'intérêt malgré les avantages cités.

III. — Epaissement des schlamms.

- *Le cyclone épaisseur*, par H.E. Criner.

Dans une première partie, l'auteur étudie les mouvements d'un fluide pur dans un cyclone. Les éléments de fluide décrivent une trajectoire en spirale qui descend d'abord vers la pointe du cyclone tout en se rapprochant de l'axe, puis remonte vers l'orifice de l'effluent tout en se rapprochant encore de l'axe. Toutefois, si dans sa descente l'élément dépasse un certain plan, il sortira par la pointe.

Dans une deuxième partie, l'auteur étudie le mouvement des particules en suspension dans l'épaisseur. Ses conclusions découlent de développements mathématiques très complexes et de mesures expérimentales effectuées sur un cyclone d'essai. De cette façon il étudie successivement

l'influence de la pression d'alimentation, de la concentration de l'alimentation et de la dimension du cyclone.

— *Perfectionnement des méthodes de traitement des schlamms produits au cours de la préparation du charbon (F₂), par H.E. Wallsom.*

Cette note décrit deux types d'essoreuses à bol plein : la « Dynocone » et la centrifugeuse « Bird ».

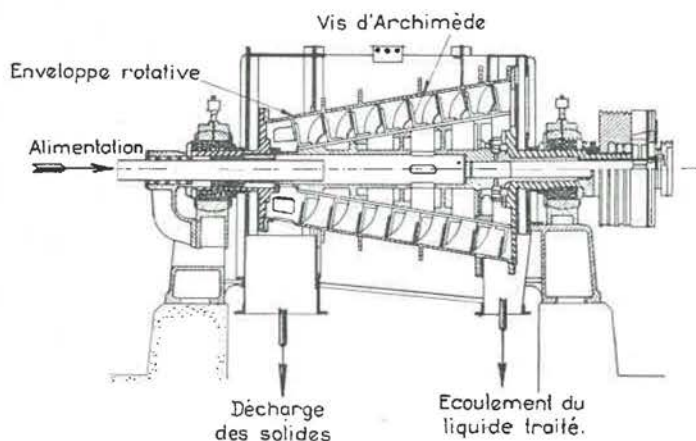


Fig. 13 (F₂). — Centrifuge à bol solide.

Ces deuxessoreuses ne possèdent pas de tamis. Elles se présentent sous la forme d'un tronc de cône. Les produits à essorer sont amenés par l'axe vers le centre de l'appareil et se séparent en un effluent qui sort par la grande base du tronc de cône et un gâteau qui est collé sur les parois et poussé vers la petite base par une vis d'Archimède. Cette vis possède un mouvement relatif par rapport au bol, la différence de vitesse variant de 4 à 10 tours par minute. Dans la « Dynocone », la vis tourne moins vite que l'enveloppe tandis que dans la « Bird » c'est l'inverse qui a lieu. Les deux machines diffèrent encore par la façon de produire ce mouvement relatif.

L'auteur termine en donnant quelques résultats relatifs la plupart au traitement des résidus de flottation.

Il faut reprendre ici la communication de M. J.L. Lewis déjà citée dans la section D pour sa contribution à la flottation. Cette note traite également de l'essorage et de la floculation.

Au sujet de la floculation, l'auteur donne un schéma d'installation et décrit les différents appareils qu'elle contient. Il donne les diverses caractéristiques de fonctionnement suivant la nature du produit que l'on désire floculer. Dans une installation, la teneur en matières solides des eaux de circulation est passée de 20 à 30 % à 5 à 10 % par floculation.

IV. — Séchage des charbons.

— *Progrès récents dans le séchage thermique du charbon fin (F₄), par MM. A.C. Richardson et B. Langston.*

Les auteurs décrivent tout d'abord les divers types d'appareils employés pour sécher les charbons. Pour les produits très fins, un seul type d'appareil paraît

convenir actuellement : c'est le séchoir « Flash ».

Cet appareil nécessite de grands dispositifs de captation des poussières, des volumes de gaz chaud très importants et son rendement thermique est relativement bas (env. 50 %).

Le but des auteurs est d'améliorer ce type d'appareil. Ils obligent les gaz chaud à traverser un lit de fines « fluidisées ». Ce lit « fluidisé » est une couche de charbon fin maintenue en suspension par un courant d'air chaud qui la traverse lentement. Seuls les grains très fins sont entraînés par le courant de gaz dont la vitesse a une valeur comprise entre 6 et 20 cm/sec dans les essais rapportés par les auteurs.

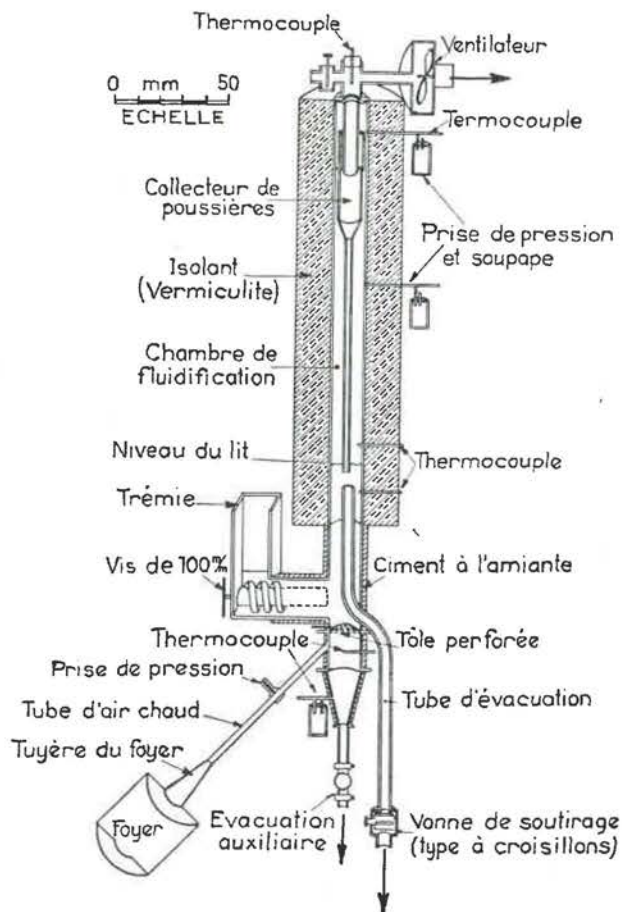


Fig. 14 (F₄). — Appareil de fluidisation pour séchage du charbon.

Le rendement thermique atteint en laboratoire dépasse 75 %, mais pourrait atteindre 85 % dans un appareil industriel. Les auteurs comptent injecter des gaz chauds à 1.000° et atteindre ainsi un débit de 8,5 t/m²/h.

Les seules difficultés à redouter sont l'inflammation du charbon au contact des gaz chauds et le comportement des fines qui seraient agglomérées par de l'argile.

La première difficulté semble résolue en maintenant le pourcentage d'oxygène des gaz chauds inférieur à 2 % ce qui, selon les auteurs, est relativement facile. Pour la seconde question, les auteurs reconnaissent ne jamais avoir étudié le problème.

SECTION G.

Organisation générale d'un lavoir.

Economie comparée des différents procédés.

Rapporteur : M. POZZETTO.

Ce groupe comprend douze communications :

G. 1.	Données statistiques sur la préparation mécanique des charbons bitumineux aux U.S.A.	R.L. Anderson. W.R. Chapman.
G. 2.	Comparaison des procédés de préparation du charbon	
G. 3.	Comparaison de l'appareil de lavage par milieu dense et du bac à piston	O. van de Loo.
G. 4.	Travail et rendement des ateliers britanniques de préparation du charbon	A. Grounds et L.W. Needham.
G. 5.	Les répercussions techniques et économiques de la concentration de la préparation mécanique des charbons	R. Blondelle.
G. 6.	L'influence de la rationalisation au fond sur les résultats et les installations de préparation, surtout du lavage par gravité	G.A.H. Meyer.
G. 7.	Quelques réflexions suggérées par 30 ans de construction de lavoirs à charbon	C. Wolf.
G. 8.	Service central de préparation des combustibles des mines de la Sarre	J. Baucher. W.H. Lesser.
G. 9.	La préparation de l'anhracite	R. Lehner.
G. 10.	Nouvelle orientation en matière de traitement des gros en Sarre	W.M. Bertholf.
G. 11.	Problèmes de lavage du charbon dans l'ouest des U.S.A.	
A. 5.	Point de vue économique sur la préparation des minerais ou des charbons bruts	P. Seyer.

Le programme de cette section prêtait à de nombreux développements. Nous ne résumerons pas chaque note en particulier, mais, suivant en cela le plan du rapporteur, nous adopterons une division en grands chapitres.

I. — Raisons du développement de la préparation mécanique.

Presque tous les auteurs se sont préoccupés de cette question. Leurs opinions concordent sur les points suivants :

- a) Epuisement des parties les plus propres des gisements;
- b) Mécanisation de l'exploitation du fond. Il devient impossible d'abattre séparément le charbon et les stériles ou de faire un triage lors du chargement.
- c) Les grands chantiers actuels se prêtent moins bien à la surveillance et la quantité de stérile s'en trouve accrue. Il faut y ajouter, dans certains pays, une spécialisation plus réduite des ouvriers de taille.
- d) L'exigence de plus en plus grande de la clientèle.

Le problème est général. Un tonnage sans cesse croissant de charbon doit être traité mécaniquement avant d'être livré au commerce.

II. — Importance de la préparation mécanique dans l'industrie houillère.

La préparation mécanique est somme toute une industrie de transformation. On lui livre un pro-

duit brut à peu près inutilisable tel quel et dont il faut tirer des produits susceptibles de satisfaire les divers utilisateurs, en évitant toute perte inutile de calories et avec le minimum de frais. Elle doit améliorer le prix de vente plus qu'elle ne grève le prix de revient. Sa nécessité présente une importance variable d'un pays à l'autre.

Les statistiques fournies par les divers mémoires sont assez sommaires, mais on peut cependant constater que la proportion de l'extraction soumise à la préparation mécanique monte de 32 %, en Amérique du Nord, à 43,5 % en Angleterre et à 64 % en France (Elle a été de 68 % en Belgique en 1947).

M. Hermann Meyer insiste sur la solidarité du fond et de la surface. Parlant de la Ruhr, il estime qu'une exploitation cesse d'être rentable si le brut contient plus de 25 à 35 % de stériles. Cette constatation est assez grave car dès maintenant une certaine quantité de charbon devrait être abandonnée, si on ne relève pas le prix de vente.

L'auteur indique, comme remède à ce fait, la nécessité d'améliorer la qualité des charbons bruts et il rapporte certains résultats obtenus dans ce sens dans la Ruhr. Nous pensons, avec le rapporteur, qu'il ne faut pas trop compter sur une telle amélioration, mais bien plutôt sur une aggravation de la situation par suite des progrès de la mécanisation.

On voit tout l'avantage que l'on peut tirer d'un gain sur le rendement ou le prix de revient du lavage.

III. — Plan général actuel d'un atelier de préparation mécanique.

Plusieurs auteurs ont abordé ce problème. Il faut citer particulièrement MM. Chapman, Grounds et Needham, Blondelle et Meyer.

Il semble bien pour le moment, et tout au moins en Europe, que la disposition générale du circuit comportera successivement :

- La séparation des gros, supérieurs à 120 à 250 mm suivant les cas, et leur triage à main ou déchistage par liquide dense, suivi éventuellement d'un broyage.
- La séparation des fines (0-6, 0-8, 0-10 ou 0-12).
- Le traitement des grains en bloc dans des appareils à pistonage ou à liquide dense.
- Le dépoussiérage ou le déschlammage des fines et le lavage de la fraction supérieure à 0,5 ou 1 mm.
- Les très fines peuvent subir un traitement par flottation à moins qu'elles ne passent avec les fines dans un cyclone laveur.

IV. — Choix des appareils de lavage.

Ce problème est traité par MM. Chapman, Grounds et Needham, Blondelle, Meyer, Wolf et van de Loo.

M. Wolf prône la simplicité, garantie de l'économie et de la bonne marche. Selon lui, le lavage n'est pas un problème de physique, mais un problème commercial. (Nous pensons que ces deux problèmes sont très intimement liés.)

M. Chapman juge les appareils d'après un certain nombre de caractéristiques et en tire un classement. Cette étude néglige certaines considérations très importantes et se base sur des critères qui sont loin d'avoir tous la même valeur. Les conclusions de l'auteur nous paraissent trop absolues.

MM. Grounds et Needham critiquent également les différents appareils existants, mais sur une base beaucoup plus large.

M. Meyer insiste surtout sur la nécessité pour les lavoirs d'être le plus possible insensibles aux variations de tonnages et de composition de l'alimentation.

M. Blondelle fait surtout ressortir l'avantage de la concentration du lavage dans des ateliers puissants, comportant des appareils à grande capacité.

M. van de Loo fait une étude comparative des résultats financiers obtenus en traitant le même produit par bac à pistons ou suspension dense. L'avantage va à la suspension dense.

On peut citer quelques conclusions générales de ces différentes communications :

- Les immobilisations et frais d'exploitation diminuent lorsque la capacité des appareils augmente.
- Le système par liquides denses est sans conteste le meilleur pour le lavage des grains. Il peut traiter une large gamme granulométrique avec un rendement voisin du maximum. Les frais d'installation sont à peu près les mêmes que pour les bacs à pistons, mais les frais d'exploitation sont supérieurs.

- Le lavage des fines peut se faire avec un bon rendement dans des bacs à pistonage, mais après déschlammage. Il semble qu'on pourra bientôt laver les fines brutes dans des cyclones. La récupération du médium demande encore une certaine mise au point.

V. — Conditions optima d'utilisation d'une installation de préparation mécanique.

Que le lavoir soit moderne ou ancien, il faut veiller à l'exploiter convenablement, à l'entretenir, le contrôler et viser à son amélioration.

- Exploiter, en réduisant au minimum les frais tout en tirant le maximum du charbon brut.

- Entretenir.

D'après MM. Wolf et Blondelle, l'entretien doit être préventif et suppose un planning soigneux. Il faut éliminer le plus possible toutes les causes d'arrêts importants.

- Contrôler.

Toute erreur de fonctionnement entraînant une perte, même faible, peut se traduire, par suite des gros débits traités, par une catastrophe financière.

Les méthodes préconisées par le Cerchar sont indispensables comme base de contrôle. Elles permettent de déceler certaines erreurs inaccessibles à tout autre procédé. Pour les vérifications journalières, des essais très simples peuvent suffire, comme par exemple le contrôle des égarés.

- Améliorer.

Des mises au point ou des transformations peu importantes ont souvent des répercussions considérables au point de vue technique et financier.

M. Meyer insiste sur le fait que de vieux ateliers, que les moyens actuels empêchent de moderniser, sont en général susceptibles d'améliorations au point de vue capacité et rendement.

M. Lehner cite le cas d'un lavoir de la Sarre où le remplacement du triage à main par un déchistage au trommel « Nelson-Davis » a permis de doubler la capacité du lavoir avec une dépense très réduite et sans aucun arrêt de l'exploitation.

M. Baucher nous expose le rôle d'un service central de préparation qu'il dirige en Sarre. Ce service, en relation avec les ingénieurs de lavoirs, remplit exactement toutes les fonctions énumérées ci-dessus.

VI. — Relations entre la préparation mécanique et le service commercial.

La préparation mécanique se trouve, par son rôle, placée entre les services du fond et le service commercial. C'est une position peu enviable car les intérêts de ces deux services sont souvent contradictoires.

Dans les diverses études présentées, les auteurs admettent implicitement ou, comme M. Wolf, remarquent explicitement que les marchés de charbon sont avant tout basés sur les teneurs en cendres. Il n'est pas impossible de prévoir un prix variable, avec la teneur en cendres et de laisser au

laveur certaines marges qui faciliteraient grandement son travail.

M. Seyer va plus loin et propose de fixer le prix du charbon d'après sa valeur pratique en mesurant ou calculant les calories réellement utilisables et même en tenant compte des conditions particulières du client. Mais le temps où l'on pourra étendre une telle formule au marché de détail ne semble pas encore près d'être arrivé.

CONCLUSIONS.

Les conclusions à caractère technique pur ne peuvent se dégager qu'après une étude approfondie des rapports et des discussions auxquelles ils ont donné lieu.

Il est d'ailleurs probable que ces conclusions seront multiples, elles dépendent des cas particuliers que chacun envisage.

Toutefois, la Conférence a fait apparaître de façon indiscutable la nécessité de préciser les paramètres, courbes et définitions aptes à caractériser les résultats ou les conditions du lavage. Elle a fait apparaître plus nettement encore qu'un accord des spécialistes des divers pays intéressés était absolument indispensable au sujet de ces données.

Cette nécessité est traduite dans le projet de conclusions qui a été adopté à l'unanimité lors de la séance de clôture du jeudi 29 juin 1950.

Le texte intitulé « Définitions de Paris » est le suivant :

Définitions de Paris.

1) La courbe de lavabilité d'un charbon c'est-à-dire la courbe qui donne, en fonction de la densité d , le poids total % des éléments respectivement plus denses et moins denses que d , définit complètement un charbon à ce point de vue. Elle est le point de départ de toute étude sur l'aptitude d'un charbon à être traité par tout procédé de lavage.

La courbe de partage définit complètement de même une séparation par n'importe quel appareil. Rappelons qu'elle a pour abscisse la densité des grains et en ordonnée, pour chaque densité d , la proportion de grains de densité comprise entre d et $d + \Delta d$, qui sont passés du côté « refus » de la séparation.

Ces deux courbes sont déjà adoptées dans la quasi totalité des pays. On peut aisément recommander de les tracer chaque fois qu'on fait une étude complète d'un charbon ou d'une séparation donnée; leur définition fera facilement l'objet d'une norme internationale et leur mode de détermination pourrait aussi se normaliser aisément.

Leurs noms seraient respectivement :

- en français : courbe de lavabilité et courbe de partage,
- en anglais : washability curve et partition curve,
- en allemand : Verwaschkurve et Trennzahllkurve.

2) Quand une étude sur une séparation ne peut être publiée dans tous ses détails, il est précieux d'en donner les chiffres caractéristiques :

— les coefficients dp , abscisse du point d'ordonnée 50 % de la courbe de partage et Ep , demi-différence des abscisses des points d'ordonnées 25 % et 75 %, sont des notions bien connues de tous les spécialistes. Cette conférence a montré que presque tous l'emploient volontiers (quelques-uns ont adopté des grandeurs tellement voisines qu'on ne saurait retenir la différence). On peut donc demander que toutes les séparations soient d'abord définies par leurs valeurs de dp et Ep .

Pour dp , les termes « densité de partage » (partition density) sont déjà d'usage courant.

Pour Ep , nous suggérons les noms de :

- écart probable,
- index of washing performance,
- Trennungsschärfe

qui nous ont été proposés par un groupe de spécialistes des différents pays, remarque étant faite qu'il faudra, pendant un certain temps au moins, rappeler la définition afin d'éviter toute confusion avec d'autres sens parfois donnés à ces mêmes mots.

A ces deux paramètres, le Cerchar recommande d'ajouter le coefficient :

$$I = \frac{Ep}{dp - 1}$$

Ses travaux le conduisent en effet à estimer que ce terme est une constante statistique, pour un type d'appareil de lavage donné, quels que soient le charbon et la densité de coupure.

Cette notion est nouvelle; aucun autre pays n'a fait d'étude similaire et n'a donc pu dire s'il constatait ou non cette loi. Il n'y aurait, dans ces conditions, que des avantages à ce que les auteurs qui étudieront des séparations calculent et mettent en évidence les valeurs de I correspondantes. Le coefficient I serait ainsi pris en considération dès maintenant, avec une définition claire quitte à être abandonné ultérieurement si les propriétés que lui attribue Cerchar se trouvaient infirmées par la suite.

On remarquera que le choix des courbes et paramètres que je viens de citer est une chose absolument indépendante des théories dites théories du lavage : que les courbes de partage appartiennent à telle ou telle famille mathématique, point qui reste controversé, conduira les uns et les autres à des déductions plus ou moins divergentes, mais ne modifiera en rien l'intérêt de ces notions dont nous proposons la commune adoption : ni leur définition, ni la comparaison directe des valeurs ne sont mises en cause par les théories divergentes.

3) Un autre coefficient est déjà d'emploi plus général et pourrait être employé dans tous les pays : c'est l'efficacité de Fraser et Yancey (il s'agit de la formule simplifiée qu'ils utilisent seule aujourd'hui), identique à ce que Cerchar appelle rendement organique: rapport du poids de lavé, de teneur en cendres moyenne C , obtenu dans une séparation donnée au poids de lavé que donnerait une séparation parfaite par densité partant du même charbon, et aboutissant à la même teneur moyenne C du lavé.

Ce coefficient dépend du charbon traité, de l'appareil, du réglage choisis. Il associe tous les aspects de l'exploitation, y compris le commercial.

Il traduit, en langage économique et commercial, les possibilités d'une installation selon sa technique, selon les charbons qu'on y fait passer, séparément ou mélangés, selon les qualités marchandes qu'on peut songer à obtenir. Aussi, mérite-t-il d'être retenu tant par les constructeurs que par les mineurs.

On pourrait lui donner les noms de :

- rendement organique,
- efficiency of recovery of organic matter,
- organische Ausbringen.

4) Les définitions que nous venons de proposer laissent de côté un sujet : celui auquel se rapportent les coefficients K du Cerchar, coefficients qui, selon lui, permettraient de définir par un seul nombre l'aptitude de chaque charbon à être lavé avec un rendement satisfaisant.

Il serait prématuré d'adopter aujourd'hui ces coefficients. Ils font d'ailleurs, dans une certaine mesure, appel à diverses interprétations qui devraient être confirmées.

Mais s'il devait en être ainsi, l'intérêt en serait grand :

- chaque exploitation minière aurait une idée simple de ce que requiert le lavage de chaque veine ou des qualités commerciales qu'elle peut en attendre. Elle discuterait, sur ces chiffres, au moins dans ses avant-projets, le mode de lavage à adopter, les mélanges opportuns ou inopportuns, les veines à ne pas exploiter.
- les pays pourraient avoir, de même, des vues d'ensemble sur ce sujet.

Nous pensons donc qu'il faudrait demander au Cerchar de diffuser, sous une forme simple, appro-

chée au besoin, ce qu'ils sont, comment on les détermine, afin de permettre aux différents pays de se faire une idée, chacun chez soi, de la valeur pratique de ces coefficients et aussi, dans les Centres de Recherches, de les situer scientifiquement par rapport aux autres valeurs étudiées par chacun.

* * *

En conclusion, nous pensons qu'un grand pas dans l'emploi d'un langage commun du lavage peut être fait aujourd'hui et nous proposons qu'il consiste en ceci :

- 1) rendre général l'emploi de la courbe de lavabilité et de la courbe de partage et provoquer la normalisation de leurs déterminations;
- 2) demander le calcul et la publication systématiques, dans toute étude d'une séparation des paramètres dp et Ep avec les noms donnés plus haut — demander qu'on en déduise la valeur du coefficient :

$$I = \frac{E_p}{dp - 1}$$

en vue d'en étudier l'intérêt;

- 3) demander que le rendement organique soit utilisé toutes les fois qu'on veut apprécier les résultats globaux d'une séparation réelle donnée.

Cet ensemble constituerait, à proprement parler, la définition de la Conférence;

- 4) conseiller au Cerchar de diffuser l'idée et le mode de détermination de ses coefficients K, afin qu'on précise s'il y a vraiment moyen de définir aussi simplement les possibilités de lavage de tout charbon, et d'en tirer toutes conséquences techniques et commerciales concernant son exploitation.

SAMENVATTING

Getrouw aan een van zijn programmapunten, brengt het Nationaal Instituut voor de Steenkolen-nijverheid heden een kort verslag uit over de meest recente internationale conferentie op zijn alicge-bied.

Het betreft de Internationale Conferentie over de mechanische verwerking van kolen, ingericht door het Centrum van Studie en Onderzoek der Franse Kolenmijnen (CERCHAR) te Parijs.

Het werkprogramma liep over een ganse week, van Maandag 26 Juni tot Zaterdag 1 Juli 1950. De eerste vier dagen werden gewijd aan studiezittingen en aan een bezoek aan de nieuwe inrichtingen van Cerchar, te Verneuil s/Oise. De twee laatste dagen werden ingenomen door een studiereis in het bekken van het Noorden en van het Pas-de-Calais.

Deze Conferentie werd bijgewoond door 338 technici van verschillende landen.

Er werden in totaal drie en zestig mededelingen ingebracht. Deze waren vooraf gedrukt en toegezonden geworden aan de Leden.

Zodoende waren de zittingen alleen gewijd aan besprekingen, welke ten andere degelijk voorbereid waren.

De verslagen waren ingedeeld in zeven groepen en voor elk dezer groepen werden door een verslaggever, Franse specialist in de mechanische verwerking, de verschillende verslagen geresumeerd, ontleed en gecommentarieerd. Het voornaamste daaruit wordt hierna weergegeven met de inhoud der bizonderste tussenkomsten en besprekingen.

Het is niet bedoeling voor de lezers van de Annalen der Mijnen een volledige uiteenzetting te geven over deze manifestatie, aangezien daarover een publicatie van de Conferentie zelf weldra zal verschijnen, en in extenso de teksten van de verschillende mededelingen en verslagen der verslaggevers zal weergegeven evenals van de verschillende tussenkomsten en besprekingen die er op volgen. Het doel van Inichar is een algemeen overzicht te geven en een korte ontleiding van de ideeën en strekkingen die tot uiting gekomen zijn.

Het volstaat de onberispelijke organisatie te onderlijnen, evenals de uitgebreide voorbereidingswerken die door de verslaggevers en vertalers uitgevoerd werden en die toegelaten hebben in enkele dagen een vruchtbare studie te maken van een zeer omvangrijke stof.

Al de documenten, verslagen van auteurs en verslaggevers, waren in het Engels en in het Frans opgesteld.

De Conferentie heeft aanleiding gegeven tot de besluiten welke op het einde van dit artikel weergegeven zijn.

Zij laten toe te hopen dat door de specialisten van de verschillende landen bepalingen, krommen en parameters zullen aangenomen worden die het onderling begrip zullen vergemakkelijken, hetgeen tot hertoe niet het geval was.

De technische resultaten van het Congres zijn eveneens zeer belangrijk. Het is onmogelijk ze in de loop van deze korte ontleding uiteen te zetten; zij zullen blijken uit de publicatie van het geheel.

De besluiten van zuiver technisch karakter kunnen slechts naar voren gebracht worden door een grondige studie der verslagen en der discussies waartoe ze aanleiding hebben gegeven.

Het is ten andere waarschijnlijk dat deze besluiten veelzijdig zullen zijn. Zij hangen af van de bijzondere gevallen die in elk der mededelingen beoogd worden.

Nochtans heeft de Conferentie op onbetwistbare wijze de noodzakelijkheid doen uitschrijven de parameters, krommen en bepalingen, die van aard zijn de resultaten of de voorwaarden van de wasing te karakteriseren, nader te omschrijven. Zij heeft nog duidelijker de noodzakelijkheid doen uitschrijven van een overeenkomst van de specialisten der verschillende betrokken landen aangaande deze gegevens.

Die noodzakelijkheid wordt tot uitdrukking gebracht in het ontwerp van besluit dat bij eenparigheid werd aangenomen op de sluitingszitting van 29 Juni 1950.

RAPPORT SUR LES TRAVAUX DE 1949
DE
L'INSTITUT NATIONAL DES MINES
à Frameries-Pâturages

par **J. FRIPIAT**
Ingénieur en chef des Mines,
Administrateur-Directeur de l'Institut.

SOMMAIRE

I. Travaux sur les explosifs.	
1) Tirs de contrôle et de reclassement	557
2) Etude de deux formules présentées par les Poudreries Réunies de Belgique	557
3) Mise en défaut des explosifs gainés	557
4) Neutralisation des poussières charbonneuses devant le front de tir	559
5) Etude du tir au rocher :	
a) Tirs en grisou.	563
b) Mouvement des roches	564
6) Particules projetées par les charges tirées au mortier	566
7) Etude d'accidents dus au minage	568
II. Etude d'appareils de minage (exploseurs, ohmmètres)	569
III. Etude spéciale du matériel électrique antigrisouteux	570
IV. Recherches scientifiques sur la combustion du méthane	572
V. Etudes diverses	573
VI. Contrôles divers	574
VII. Appareils divers examinés en vue d'agrération	575
ANNEXE : Liste des appareils électriques et divers agréés en 1949 sur proposition de l'Institut National des Mines.	

INTRODUCTION

Ce Rapport ne donne qu'un bref aperçu de l'activité de l'Institut National des Mines au cours de l'exercice 1949.

Les travaux ressortant de notre mission de contrôle sont simplement mentionnés avec leurs résultats. Il s'agit là de vérifications courantes dont les détails d'exécution sont bien connus et ne nécessitent aucun commentaire. Rentrent dans cette catégorie, les tirs pour vérification de la charge-limite des explosifs S.G.P., les épreuves conduisant à l'agrération des appareils électriques et locomotives Diesel, les analyses grisométriques d'échantillons d'air prélevés dans les travaux par les services d'Arrondissement.

Nous consacrons une place plus importante aux recherches exécutées suivant un programme établi. Les unes ont été suscitées par l'étude de certains accidents, les autres sont la suite logique de travaux entamés au cours des exercices précédents.

Nous en donnerons un compte rendu assez concis, nous réservant d'en faire plus tard l'objet d'une publication spéciale.

Nous aurons soin cependant d'indiquer les constatations faites jusqu'à ce jour et les enseignements qui en découlent.

Enfin, nous donnons en annexe la liste des appareils divers agréés en 1949 sur proposition de l'Institut National des Mines.

I. — TRAVAUX SUR LES EXPLOSIFS

1. — TIRS DE CONTROLE ET DE RECLASSEMENT.

Nous avons procédé à trente-trois tirs de contrôle pour vérification de la charge-limite des explosifs S.G.P. Flammivore, Nitrocooppalite, Alkalite, Triamite, Sabulite.

Nous n'avons observé qu'une déficience notable, celle de la Triamite qui, débarrassée de sa gaine et tirée au mortier de 55 mm, a allumé le grisou à la charge de 600 g.

De ce fait, nous avons été amenés à procéder à une mise au point de cette formule. Soixante tirs, tant en présence du grisou que des poussières, ont été exécutés; ils ont conduit à une légère retouche de la composition.

2. — ETUDE DE DEUX FORMULES PRESENTÉES PAR LES POUDRERIES REUNIES DE BELGIQUE.

Il s'agit ici de deux formules dénommées par le fabricant Sécurité C et Sécurité G et présentant les compositions suivantes :

	Sécurité C	Sécurité G
Nitroglycérine	29	30
Nitrocellulose	1	1,25
Nitrate ammonique	26,5	18,75
Trinitrototul	—	5,00
Binitrototul	3	—
Farine de bois	0,5	—
Chlorure sodique	40	45

Ces deux explosifs tirés sans bourrage au mortier de 55 mm ont donné des résultats identiques.

Ils ont allumé le grisou dès la charge de 300 g. Les poussières charbonneuses à 30 % de matières volatiles ont été enflammées par la charge de 700 g, mais non par celle de 500 g.

La charge-limite en présence du grisou seul est donc inférieure à 300 g. Avec notre méthode actuelle de classement (mortier de 55 mm, cartouches juxtaposées trois par trois), ces deux formules ne pourraient donc être agréées comme S.G.P.

3. — ESSAIS DE MISE EN DEFAUT DES EXPLOSIFS GAINES.

Pour expérimenter l'efficacité d'une gaine, les Stations d'essais procèdent généralement par tirs de charges suspendues dans une atmosphère inflammable; c'est la méthode adoptée depuis bien longtemps déjà par l'Institut National des Mines pour comparer la capacité extinctrice des mélanges gainants.

Malgré son caractère draconien, cette épreuve n'est pas celle qui conduit à la charge-limite la plus faible. Le fait avait déjà été signalé par la Station de Derne; nous en avons obtenu confirmation pour plusieurs de nos explosifs S.G.P.

Nous avons utilisé à cette fin un bloc d'acier creusé d'une rainure à parois orthogonales et placé à l'intérieur de la chambre d'explosion de notre galerie expérimentale, conformément aux dispositions A et B faisant l'objet de la figure 1.

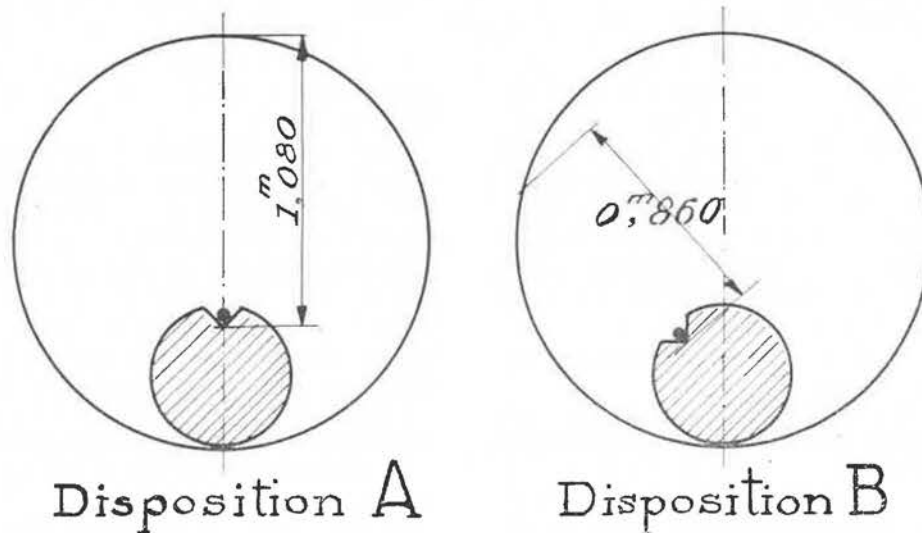


Fig. 1.

La distance entre le fond de la rainure et la paroi interne de la galerie, distance mesurée suivant la bissectrice de la rainure, est de 108 cm pour la disposition A et de 86 cm pour la disposition B.

La charge composée de cartouches mises en file continue était donc placée au fond de la rainure, le détonateur se trouvant à l'extrémité voisine du fond de la galerie.

Dans les tableaux I et II, nous avons reporté les

résultats d'essais effectués avec les deux orientations de la rainure et six explosifs gainés : Flammivore, Nitrocooppalite, Alkalite, Sabulite B bis, Securite B et Securite C.

Les quatre premiers sont des explosifs S.G.P.; ils sont pourvus d'une gaine de 3 mm d'épaisseur. Les deux Securite B et C ont une gaine active de 7,5 mm d'épaisseur; la composition de ces deux explosifs est indiquée dans notre Rapport sur les travaux de 1948 (1).

TABLEAU I.
Disposition A.

Explosif.	Poids en g d'explosif placé dans la rainure	Résultats :					
		+ inflammation			0 non inflammation		
Flammivore V bis (gaine inerte)	500 (2 tirs)	+	+				
	400 (idem)	0	+				
	300 (idem)	0	0				
Nitrocooppalite (gaine inerte)	400 (2 tirs)	+	+				
	300 (3 tirs)	+	+	+			
	200 (idem)	0	0	+			
Alkalite (gaine inerte — ex- plosif de fabrication an- cienne)	300	+					
	200	+					
	100	+					
Sabulite B bis (gaine inerte — explosif de fabrication ancienne)	700	+					
	600	+					
	400	+					
	200 (2 tirs)	+	0				
Securite B (gaine active)	350	+					
	300	+					
	250	+					
	200	+					
	150 (2 tirs)	0	0				
Securite C (gaine active)	350	+					
	300 (4 tirs)	0	0	0	+		
	250 (6 tirs)	+	0	0	0	0	0

L'orientation de la rainure semble exercer des influences diverses sur le tir. Lorsque, par rotation du mortier, on diminue la distance du fond de la rainure à la paroi de la galerie, la charge-limite augmente pour le Flammivore et la Nitrocooppalite; elle diminue pour les Securite B et C.

Nos essais ayant été trop peu nombreux, nous n'insisterons pas plus longuement sur ce détail secondaire.

Rapprochons seulement de ces constatations, celles des tirs en charges suspendues.

Neuf cartouches (900 g), soit de Flammivore, soit de Nitrocooppalite, attachées à une barre métallique placée suivant l'axe de notre galerie expérimentale, détonent en pleine atmosphère grisouteuse sans l'allumer. Dans les mêmes conditions, on obtient le même résultat négatif avec

14 cartouches (700 g), soit de Securite B, soit de Securite C.

La charge-limite d'un explosif gainé passe donc par un minimum lorsque les conditions de confinement sont intermédiaires entre celles de la détonation à air libre et celles du tir au mortier.

La photographie de charges en voie de détonation montre que, dans le tir au bloc d'acier, il existe le long des parois de la rainure une concentration d'énergie se traduisant sur l'image par deux traits perpendiculaires plus denses.

Lorsque les charges sont librement suspendues, on observe au contraire une répartition à peu près uniforme de la flamme autour de la charge;

(1) Voir « Annales des Mines de Belgique », 5^{me} livraison, 1949, page 511.

TABLEAU II.
Disposition B.

Explosif	Poids en g d'explosif placé dans la rainure	Résultats :		
		+	0	non inflammation
Flammivore (gaine inerte)	500	+		
	400 (3 tirs)	0	0	0
Nitrocooppalite (gaine inerte)	400 (3 tirs)	+	0	0
	300 (idem)	+	0	0
	200 (idem)	0	0	0
	100	0		
Sécurité B (gaine active)	150 (4 tirs)	+	0	0 0
	100 (idem)	0	0	0 0
Sécurité C (gaine active)	250	+		
	200 (2 tirs)	0	+	
	150 (3 tirs)	0	0	0

la seule discontinuité visible sur le cliché provient de la latte de bois à laquelle sont attachées les cartouches.



Fig. 2.



Fig. 3.

Les figures 2 et 3 représentent l'enregistrement photographique des flammes émises par 4 cartouches gainées d'un explosif S.G.P., soit disposées dans la rainure au bloc d'acier, soit suspendues en file. Dans chaque cas, la charge était orientée suivant l'axe de l'appareil photographique.

Ces expériences de tir au bloc d'acier seront reprises au cours de l'année 1950; il se peut

qu'elles fassent ressortir la nécessité d'une gaine améliorée, soit par la qualité, soit par le poids de la matière extinctrice.

Sans plus attendre, nous avons estimé utile de signaler ce mécanisme de mise en défaut de la gaine. On peut se demander, en effet, si, dans le tir à temps des charges ne sont, par le fait d'une répartition ou d'un dosage inadéquats de l'explosif, mises à découvert par les explosions antérieures et ne détonent dans des anfractuosités du rocher.

Cet incident sera évoqué ultérieurement à propos de l'étude d'une inflammation de grisou consécutive à un tir à temps.

4. — NEUTRALISATION DES POUSSIÈRES CHARBONNEUSES DEVANT LE FRONT DE TIR.

Cette recherche a porté sur deux charbons provenant de couches exploitées dans le Borinage; son but était de déterminer la quantité de matière inerte devant être incorporée aux poussières charbonneuses pour neutraliser le risque d'inflammation par le tir.

La matière immunisante était de la craie finement moulue. Avant de donner les résultats de cette recherche, nous décrivons d'abord les opérations préparatoires des expériences de tir.

Le charbon prélevé en morceaux est passé au broyeur à boulets; la poussière obtenue est ensuite soumise à l'analyse et au classement granulométrique sur tamis.

La craie est utilisée telle qu'elle nous arrive du producteur; ses caractéristiques de composition et de finesse sont déterminées également comme pour la poussière charbonneuse.

On réalise ensuite les mélanges intimes de poussière inflammable et de matière inerte et on les place dans des sacs de papier, chacun de ceux-ci

renfermant également une cartouche d'explosif S.G.P.

Les sacs sont ensuite suspendus, soit isolément, soit au nombre de deux ou trois dans l'axe de la galerie, tandis qu'une charge de dynamite n° III (charge d'allumage des poussières) est introduite au mortier de 55 mm.

La disposition est donc celle schématisée au croquis figure 4 (deux sacs).

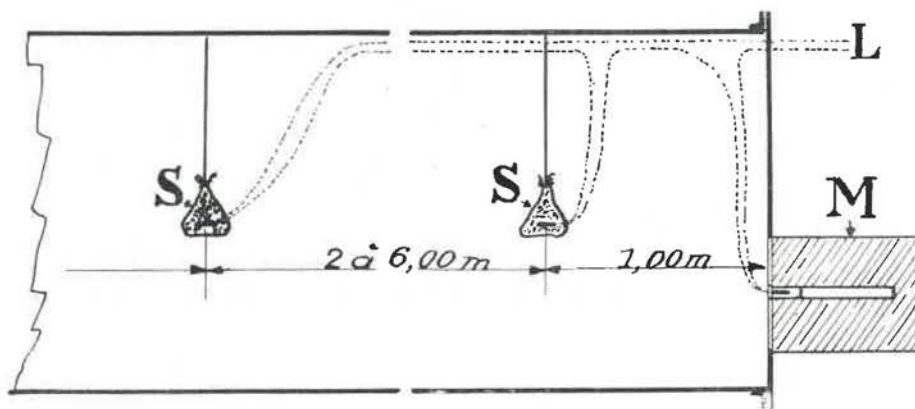


Fig. 4.

M : Mortier — Dynamite n° III — Détonateur à retard n° 2.
S : Deux sacs de poussières — Cartouche S.G.P. — Détonateur instantané.
L : Ligne de tir.

Les cartouches étant amorcées de détonateurs à retard, on fait exploser en une fois toutes les cartouches d'explosif S.G.P. (sacs), puis une seconde plus tard, la charge de dynamite.

La flamme de la charge au mortier trouve donc devant elle des poussières en agitation violente et favorable à l'inflammation.

Nous donnons ci-après les résultats de nos expériences de tir.

A. Couche Jacquain — Etage 840 m. Siège Louis-Lambert Charbonnages d'Hensies Pommerœul.

a) Caractéristiques du charbon et de la craie.

1. Charbon après broyage.

Analyse immédiate de la poussière sèche.

Matières volatiles 12,58 %.

Cendres 18,44 %.

Classement granulométrique.

Passant le tamis de 6400 mailles/cm² : 100 %.

2. Craie sèche.

Analyse :

Cendres 56,50 % (incinération à 1000° pendant 1 heure).

Classement granulométrique :

Refus du tamis à 1600 mailles : 0,125 %.

Refus du tamis à 6400 mailles et passant le tamis à 1600 mailles : 1,500 %.

Passant le tamis à 6400 mailles : 98,375 %.

b) Tirs en galerie.

La charge d'allumage comporte 3 ou 4 cartouches de dynamite n° III.

Les mélanges charbon + craie se trouvent, soit dans un sac unique suspendu à 1 mètre du mortier, soit dans trois sacs se succédant à 6 mètres de distance dans la galerie, le premier se trouvant à 1 mètre du mortier.

Chaque mélange a fait l'objet de plusieurs expériences dont les résultats sont indiqués au tableau III.

Nous avons réalisé ensuite 12 tirs pour lesquels l'atmosphère de la galerie renfermait de 1,5 à 2 % de méthane, et

a) 3 kg d'un mélange : charbon 50 % + craie 50 %.

6 tirs, dont 5 sont suivis d'inflammation, se propageant sur 7,80 m.

b) 3,75 kg d'un mélange charbon 40 % + craie 60 %.

6 tirs dont aucun ne donne d'inflammation.

En résumé, la neutralisation des poussières de l'échantillon exige l'addition de 60 % de craie.

Un tel mélange donne à l'incinération (1000° pendant une heure) 41 % de cendres. Cette indication doit servir de base pour la vérification périodique du taux de neutralisation des voies de chantier.

B. Couche Veine à mouches — Etage de 180 m. Siège n° 5 des Charbonnages d'Hornu et Wasmès.

a) Caractéristiques du charbon et de la craie.

1. Charbon après broyage.

Analyse immédiate de la poussière sèche :

Matières volatiles : 25,9 %.

Cendres : 4,74 %.

Classement granulométrique :

100 % traversant le tamis à 6400 mailles/cm².

2. Craie sèche.

Analyse :

Cendres : 56,5 %.

TABLEAU III.

<i>Mélange neutralisé</i>			<i>Résultats</i>
<i>Composition en %</i>	<i>Poids en kg du mélange</i>	<i>Nombre de tirs</i>	
<i>Un seul sac à 1 m du mortier.</i>			
Charbon 60 Craie 40	2,5	2	Pour chaque tir, la flamme se propage rapidement sur 10 m de longueur.
Idem	5	3	Aucun de ces trois tirs n'est suivi d'inflammation.
Charbon 50 Craie 50	3	2	Pas d'inflammation.
Idem	6	6	Six tirs dont deux suivis d'inflammation se propageant lentement sur 10 m.
Charbon 40 Craie 60	3,75	2	Pas d'inflammation.
Idem	7,5	1	Idem.
<i>Trois sacs distants de 6 m.</i>			
Charbon 50 Craie 50	3	3	Idem.
Idem	6	3	Trois tirs dont deux suivis d'inflammation se propageant sur 5 m.
Charbon 40 Craie 60	3,75	1	Pas d'inflammation.

Classement granulométrique :

Refus du tamis à 1600 mailles/cm² : 0,125 %.

Refus du tamis à 1600 mailles et traversant le tamis à 6400 mailles : 1,500 %.

Passant le tamis à 6400 mailles : 98,375 %.

b) Tirs en galerie.

Charge d'allumage : 3 cartouches de dynamite n° III.

Les mélanges charbon + craie se trouvent, soit dans un sac unique suspendu à 1 m du mortier, soit dans deux sacs, distants de 2 m, le premier étant placé à 1 m du mortier.

Les tirs ont donné les résultats figurant au tableau IV.

Le mélange — charbon 25 %, craie 75 % — n'a pas non plus été allumé alors que l'air de la galerie renfermait du grisou.

Nous avons effectué cinq expériences avec des teneurs croissantes en méthane s'échelonnant de 1,8 à 3,4 % ; 4 kg de poussières neutralisées étaient répartis en deux sacs et la charge au mortier était de trois cartouches de dynamite n° III.

La teneur en cendres ressortant de l'incinération du mélange charbon 25 % + craie 75 % est de 43,8 %.

Nos recherches montrent que, par l'addition en quantité convenable d'une matière inerte à un gisement de poussière charbonneuse, on écarte le risque d'inflammation, même dans le cas d'une charge non bourrée d'un explosif réputé dangereux.

De là ressort l'intérêt de la neutralisation poussée jusqu'à proximité du front de tir.

Nous insistons néanmoins sur le fait que les taux de neutralisation indiqués pour chacun des deux charbons étudiés supposent un mélange intime des deux constituants ; or, on sait qu'en pratique la réalisation de cette condition idéale n'est pas chose courante.

Le transport et le dépôt successifs des poussières charbonneuses par le courant d'aérage, l'épandage irrégulier de la matière stérile, les pertes de poussières par les engins de transport (berlaines, courroies) sont autant de causes nuisibles à l'homogénéité du gisement poussiéreux ; de là résulte un accroissement du pourcentage de matière inerte que requiert la non inflammabilité du mélange poussiéreux.

Le fait a été mis en lumière par les recherches effectuées à la Station de Buxton (Angleterre) et

TABLEAU IV.

Mélange neutralisé			Résultats
Composition en %	Poids en kg du mélange	Nombre de tirs	
Un seul sac à 1 m du mortier.			Ces trois tirs sont suivis d'inflammation, la flamme se propageant sur 11 m environ.
Charbon 40 Craie 60	2,5	3	
Deux sacs distants de 2 m.			Ces tirs donnent l'inflammation; la flamme se propage sur des longueurs allant de 8 à 15 m.
Charbon 35 Craie 65	2,85	5	
Charbon 30 Craie 70	4,00	7	De ces tirs, quatre allumèrent le mélange et la flamme s'étendit respectivement jusqu'à 5, 10, 7,80 et 5 m du mortier.
Charbon 26,3 Craie 73,7	3,80	5	
Charbon 25 Craie 75	4,00	10	Aucun de ces cinq tirs ne fut suivi d'inflammation.
Idem	8,00	3	
			Treize tirs dont aucun n'alluma le mélange.

rapportées dans le fascicule n° 105 du *Safety in Mines Research Board* (1947).

Nous pensons utile d'indiquer les conclusions essentielles de cette étude.

Les expérimentateurs anglais ont donc recherché dans quelle mesure le mode de répartition de la matière inerte influait le taux de neutralisation s'opposant à la propagation du coup de poussière, dans une galerie expérimentale longue de 97,50 m au diamètre de 1,20 m.

Un gisement de poussière charbonneuse pure, allumé par une charge de poudre noire, constituait l'amorce de l'explosion.

Dans le cas d'un charbon à 34 % de matières volatiles et 3,7 % de cendres, le pourcentage de calcaire finement moulu, nécessaire pour la non propagation de l'inflammation, est :

60 % lorsqu'il y a mélange intime du charbon et de la matière inerte;

70 % lorsque la matière inerte est jetée à la main sur le gisement de poussières charbonneuses.

Quand la matière inerte est recouverte par la poussière inflammable (couche de charbon de 1 mm d'épaisseur), il y a encore propagation alors même que le rapport calcaire/charbon atteint 9.

Avec un charbon moins riche en matières volatiles (22 %), les taux de neutralisation empêchant la propagation sont, suivant la concentration de poussières charbonneuses :

	Concentration de la poussière charbonneuse	
	400 g par m ³	700 g par m ³
1) le calcaire moulu et le charbon sont mélangés intimement	35 %	45 %
2) le charbon recouvre la matière inerte	80 %	85 %

Les constatations des expérimentateurs de Buxton démontrent la nécessité d'une surveillance continue du gisement poussiéreux, non seulement par des déterminations périodiques du taux d'incombustibles, mais aussi par l'examen visuel attentif et fréquent de la couche superficielle, cet examen ayant pour objet d'apprécier l'importance du dépôt de poussières combustibles.

En ce qui concerne l'application des substances immunisantes, Tideswell du *Safety in Mines Research Board* préconise les épandages répétés, soit conformément à la formule anglaise *little and often* (peu et souvent).

5. — ETUDE DU TIR AU ROCHER.

La plupart des expériences exécutées en 1949 au Bois de Colfontaine eurent pour objet d'éprouver, au rocher et en présence du grisou, la sécurité des explosifs S.G.P. C'était là notre programme lors de la remise en activité de nos galeries; nous ne l'aurions pas abandonné si, par suite du débit irrégulier de notre captage, nous n'avions été à diverses reprises absolument dépourvus du gaz nécessaire.

Nous avons dirigé alors nos investigations vers un objectif non moins intéressant, l'étude des phénomènes mécaniques se produisant à front de tir après la détonation.

Nous donnons ci-après un résumé succinct de nos constatations, réservant pour une publication ultérieure la relation plus détaillée de ces recherches, qui ne sont d'ailleurs pas terminées.

α) Tirs en grisou.

Les tirs en grisou ont été effectués dans un chassage creusé dans des bancs de grès à partir du bouveau sud utilisé pour les expériences de 1948.

Pour chaque avancement, on pratiquait successivement un havage par coups de bouchon à mi-

hauteur du front, des coups de bosseyement au mur et au toit de l'excavation formée, enfin des coups d'équarrissage dans les blocs restants jusqu'à obtention du gabarit courant de la galerie.

Toutes les mines ont été tirées en présence de mélanges grisouteux inflammables renfermant de 7 à 10 % de méthane.

Ont été soumis à cette épreuve les explosifs Alkalite, Sabulite, Triamite, Nitrocooppalite (ou Nitrobaelenite) et Flammivore, encartouchés au diamètre de 30 mm et sans gaine.

Dans les tableaux V et VI, nous donnons pour chacun d'eux le nombre d'essais effectués avec indication de la charge, du mode d'amorçage, du confinement.

La plupart des tirs ont été effectués avec l'amorçage postérieur, les uns sans bourrage, les autres n'ayant comme bourrage qu'une rondelle ou plaquette en tôle d'acier. Le poids de ces plaquettes a varié d'un essai à l'autre, soit de 4 à 35 g (1).

(1) Dans notre dernier Rapport annuel, nous avons signalé que la présence à l'orifice du mortier d'une mince plaquette d'acier, qui a pour office de simuler un bourrage réduit en longueur et en poids, abaisse la charge-limite lorsqu'il est fait usage de l'amorçage postérieur.

TABLEAU V.

<i>Explosif</i>	<i>Nombre de tirs</i>	<i>Charge en cartouches de 100 g</i>	<i>Mode d'amorçage a : antérieur p : postérieur</i>	<i>Confinement : sb : sans bourrage b : bourrage. r : rondelle d'acier</i>
Alkalite (9 tirs)	1	3	a	b
	4	4	p	sb
	1	4	a	b
	1	8	p	b
	2	9	p	sb
Sabulite (12 tirs)	1	3	p	sb
	2	4	p	sb
	1	4	a	b
	1	5	p	sb
	1	5	a	b
	4	7	p	sb
	1	7	p	b
	1	9	p	sb
Triamite (51 tirs)	2	6	p	sb
	3	7	p	sb
	2	7	a	sb
	1	8	p	sb
	2	9	p	sb
	1	9	a	sb
	4	3	p	r
	1	3	a	r
	16	4	p	r
	2	4	a	r
	11	5	p	r
	3	6	p	r
	2	7	p	r
	1	10	p	r

En ce qui concerne la cohésion du rocher, tous les cas ont été rencontrés : terrain massif en gros bancs, terrain clivé ou fissuré par des tirs antérieurs.

La même diversité affectait également le travail imposé à l'explosif. Les trous de bossement et d'équarrissage ont été forés sous des bancs d'épaisseur moyenne allant de 13 à 45 cm; les trous de bouchon étaient généralement perpendiculaires au front ou à peu près.

On admettra que tous ces détails de réalisation pouvaient à priori être suspects de faciliter l'inflammation du grison.

Sur 150 tirs, nous n'avons enregistré que 2 inflammations.

L'une s'est produite avec le Flammivore. La charge de 8 cartouches, amorcée à l'arrière et non bourrée, avait été introduite dans un trou de bossement, découvert sur toute sa longueur et foré à la profondeur de 1,06 m en terrain massif très dur. L'épaisseur de la pierre au-dessus de l'explosif était de 30 cm à l'orifice du fourneau et de 10 cm au fond. La longueur libre du trou entre l'orifice et la charge était de 9 cm.

L'autre inflammation a été provoquée par 4 cartouches de Triamite, introduites également dans un trou de bossement découvert sur toute sa longueur et foré en terrain massif à 32 cm sous

la face libre du banc. La charge était amorcée par l'arrière et l'orifice du fourneau était fermé par une rondelle d'acier pesant 29 g.

Dans chacun de ces cas, la charge avait travaillé normalement.

Il est certain qu'aucune de ces inflammations ne se serait produite si les fourneaux avaient reçu le bourrage réglementaire et si les charges avaient été amorcées près de l'orifice.

Signalons que les tirs en terrain fissuré et ceux pratiqués dans des fourneaux en ferme (trous de bossement non complètement découverts) ne se sont pas révélés spécialement dangereux.

Observons cette coïncidence :

sur soixante-sept tirs avec amorçage postérieur et sans bourrage, une seule inflammation;

sur soixante-sept tirs avec amorçage postérieur et rondelle d'acier, une seule inflammation.

Il ne semble donc pas que la fermeture du fourneau par un obstacle léger soit, dans le tir au rocher, particulièrement favorable à l'inflammation.

Rappelons à ce sujet quelques résultats d'essais réalisés au mortier de 30 mm avec l'amorçage postérieur, la charge s'arrêtant à 8 cm de l'orifice.

Triamite.

300 g rondelle de 2,5 g	inflammation.
300 g rondelle de 10 g	pas inflammation.
400 g rondelle de 7,5 g	inflammation.
400 g rondelle de 15 g	pas inflammation.

TABLEAU VI.

<i>Explosif</i>	<i>Nombre de tirs</i>	<i>Charge en cartouches de 100 g</i>	<i>Mode d'amorçage a: antérieur p: postérieur</i>	<i>Confinement : sb : sans bourrage b : bourrage d'argile r : rondelle d'acier</i>	
Nitrocooppalite ou Nitrobaelenite (20 tirs)	1	4	p	sb	
	4	5	p	sb	
	5	6	p	sb	
	4	7	p	sb	
	2	8	p	sb	
	1	3	p	r	
	2	4	p	r	
	1	5	p	r	
	Flammivore (58 tirs)	2	2	p	sb
		1	2	p	b
5		4	p	sb	
6		5	p	sb	
6		6	p	sb	
1		6	p	b	
4		7	p	sb	
1		7	a	sb	
5		8	p	sb	
1		8	a	sb	
1		2	p	r	
4		3	p	r	
4		4	p	r	
7		5	p	r	
3		6	p	r	
6	7	p	r		
1	9	p	r		

600 g rondelle de 25 g inflammation.
600 g rondelle de 40 g pas inflammation.

Flammivore :

200 g rondelle de 5 g, 2 inflammations sur 5 tirs.
300 g inflammation, même sans rondelle.
300 g rondelle de 20 g, pas inflammation.
500 g, inflammation, même quand le poids de la rondelle atteint 45 g.
600 g, inflammation, même sans rondelle.

Il est remarquable que, lors de l'inflammation enregistrée au rocher avec la Triamite, le fourneau était fermé par une rondelle de 29 g, supérieure en poids à celle qui a empêché l'inflammation au mortier.

Si l'allumage du grisou est conditionné par la détente des gaz chauds, cette discordance s'explique sans difficulté par le fait que, pour compenser la dilatation du massif, il s'impose de fermer l'orifice du fourneau par un obstacle de masse plus élevée.

De tous nos essais, il résulte que le risque d'inflammation du grisou par les explosifs S.G.P. dans le tir au rocher est de très loin inférieur à celui affectant l'épreuve au canon d'acier.

De plus, le nombre réduit d'inflammations comparé au nombre total d'essais, effectués cependant dans des conditions anormales, fait ressortir le haut degré de sûreté des explosifs S.G.P., lorsqu'ils sont utilisés conformément aux prescriptions de notre police du minage.

Nous limitons néanmoins ces conclusions favorables aux charges tirées isolément car, comme nous l'avons signalé précédemment dans le tir à temps, la sécurité peut, même avec l'explosif gainé, être mise en défaut par suite d'une fragmentation mal dirigée du massif.

b) Mouvement des roches.

Il est intéressant de connaître les phénomènes mécaniques consécutifs à la détonation des charges au rocher. L'issue du tir en atmosphère grisouteuse peut dépendre, en effet, de l'époque à laquelle s'opère la destruction du massif, eu égard au phénomène de la détonation.

De plus, l'éventualité de contacts postérieurs entre les connexions ou autres points du circuit de tir prend cours avec la mise en branle des pierres fragmentées par l'explosif.

Notre étude est analogue à celle que firent jadis Taffanel et ses collaborateurs à propos du tir électrique, aussi commencerons-nous par rappeler leurs conclusions.

Lorsque les charges explosaient dans des blocs de béton ou en carrière, le temps s'écoulant entre l'explosion et le déplacement de la matière était de l'ordre d'un milliseconde. La vitesse initiale des fragments, vitesse variant avec la charge et le travail qui lui est imposé, était comprise entre 1 et 10 mètres par seconde.

Les contacts postérieurs furent étudiés dans des opérations de minage en travaux souterrains. Des rétablissements du circuit de tir furent observés dans des délais d'ordres divers à partir de l'explosion, soit :

1. — 70 millisecondes, délai minimum lorsque les connexions non isolées étaient distantes de 10 cm;
2. — 10 à 750 millisecondes lorsque les lignes de tir étaient constituées de fils nus.

Attribuant aux projections une vitesse moyenne de 5 m/seconde, Taffanel estimait que le temps nécessaire pour la mise en contact de deux connexions distantes de 10 cm était de l'ordre de 20 millisecondes, ce temps étant compté à partir de l'explosion. Comme celui-ci se produisait 10 millisecondes après le lancé du courant, l'expérimentateur avait conclu que, pour supprimer le danger des contacts parasites, il convenait de limiter à 30 millisecondes la durée maximum du débit des exploseurs.

Dans les recherches que nous avons entreprises au Bois de Colfontaine, nous avons porté notre attention sur tous les événements consécutifs à l'explosion : fragmentation du massif, mouvement du bourrage, contacts parasites.

Nous avons utilisé à cette fin un oscillographe électromagnétique équipé de trois boucles, se prêtant donc à plusieurs enregistrements simultanés.

La source de courant pour l'allumage des mines était une batterie d'accumulateurs.

Les connexions des détonateurs étaient nues, mais la ligne était isolée.

Les déplacements étaient enregistrés par ouverture de circuits électriques dans lesquels étaient insérés des fils conducteurs très minces ou des lames de papier d'étain.

Nous n'avons pu faire que quarante-trois expériences, nombre que nous estimons insuffisant pour en tirer des conclusions définitives.

Des enregistrements effectués jusqu'ici, nous pensons néanmoins pouvoir rapporter comme suit nos constatations :

1) D'une manière générale, le massif est emporté lorsque toute la charge a détoné.

Pour les tirs de bosseyement en grès dur, la destruction du massif débute à l'aplomb de la cartouche amorce dans un délai qui paraît être fonction de la charge et de la distance du fourneau à la face libre du bosseyement, ce délai étant compté à partir de l'explosion du détonateur.

Cette dépendance n'apparaît cependant que dans les délais minima observés, soit :

Distance du fourneau à la face libre en cm	Délais minima observés	
	explosif S.G.P.	explosif brisant
20	0,52 ms (4 cartouches)	0,47 ms (5 cartouches)
30	0,90 ms (7 cartouches)	0,60 ms (7 cartouches)
40	1,44 ms (8 cartouches)	1,20 ms (4 cartouches)

Les délais sont plus longs pour les bosseyements en schiste tendre (minimum observé : 2,94 ms).

Comparons ces délais au temps nécessaire pour la détonation de la charge. Considérons une charge de 1 m de longueur, explosant à raison de 2800 m par seconde. Le temps de détonation, soit 0,36 ms, est inférieur à tous les délais minima enregistrés.

De cette constatation, il y a lieu, à notre avis, de conclure que dans le tir au rocher l'inflammation du grisou ne peut être imputée à l'onde de choc émise par la charge, cette onde devant déjà être amortie avant la destruction du massif. Les gaz en combustion ou incandescents et les particules d'explosif non détoné resteraient seuls en cause.

2) La vitesse initiale des projections est de l'ordre de 5 m par seconde. Par contre, à une certaine distance du front, la vitesse est de beaucoup supérieure. Nous avons enregistré des vitesses moyennes s'échelonnant de 24,60 à 319 m/seconde.

3) La vitesse initiale du bourrage d'argile, mesurée à l'entrée du trou, est de l'ordre de 5 m.

4) Sur cinq enregistrements, nous avons observé des rétablissements dans le circuit de tir, qui se sont produits à des temps variables après l'explosion, soit :

14,9	millisecondes
20,4	id.
33,0	id.
50,36	id.
51,70	id.

Si, au temps minimum enregistré (14,9 ms) on ajoute le temps d'explosion d'un détonateur (1) (5 ms pour les amorces de grande sensibilité), on arrive à 19,9 ms, représentant le délai qui s'écoule entre le lancé du courant et le premier contact postérieur.

On sait que pour écarter l'éventualité de ces contacts, les explodeurs sont pourvus d'un dispositif limitant la durée du débit; jusqu'ici, la durée maximum admise a été de 30 ms, chiffre ressortant des expériences de Taffanel.

Les expériences relatées ci-avant montrent que cette limite devrait être réduite à 20 ms et ce n'est là qu'une indication provisoire, la suite de notre étude pouvant conduire à un chiffre encore inférieur.

6. — PARTICULES PROJETÉES PAR LES CHARGES TIRÉES AU MORTIER.

Dans notre Rapport sur les travaux de 1948 (2), nous avons déjà indiqué le but de cette étude et son procédé expérimental.

Au sujet de ce dernier, rappelons simplement qu'il consiste à capter les projections sur une plaque de paraffine placée à 1 mètre de l'orifice du mortier. Après le tir, on recueille la paraffine, puis on la fond dans l'eau distillée portée à la

(1) Nous appelons temps d'explosion d'un détonateur, le temps qui s'écoule entre le lancé du courant dans l'amorce et l'explosion.

(2) Voir « Annales des Mines de Belgique », 5^{me} livraison, 1949, page 529.

température de 80°. Dans cette eau, on détermine qualitativement et quantitativement par les liqueurs titrées les substances en solution.

Au cours de l'année 1949, nous avons expérimenté trois explosifs : l'Alkalite (explosif S.G.P.) et deux Amatols chlorurés (explosifs brisants).

La composition de l'Alkalite était la suivante :

Nitrate ammonique	59,0
Trinitrotoluène	12,5
Nitrate de potasse	2,0
Aluminium en poudre	0,5
Chlorure sodique	26,0

dans laquelle figurent donc deux nitrates.

Cet explosif a été tiré à la charge de trois cartouches au mortier de 55 mm. Nous indiquons au tableau VII les conditions de tir, les résultats d'analyse ainsi que les pourcentages de nitrate potassique et de nitrate ammonique ayant échappé à la détonation. Ces pourcentages sont établis dans l'hypothèse d'une non dissociation du chlorure sodique.

Les proportions relatives de chlorure, de nitrate potassique et de nitrate ammonique étant dans l'explosif 26, 2 et 59, on devrait, s'il n'y avait pas décomposition, retrouver dans les fumées des poids de nitrate potassique et de nitrate ammonique :

$$\frac{2}{26} \times Q \quad \text{et} \quad \frac{59}{26} \times Q$$

Q étant le poids de chlorure présent dans les fumées.

Pour l'essai n° 1, il y aurait dans les matières projetées :

$$\frac{2}{26} \times 819 = 63 \text{ mg de nitrate potassique;}$$

$$\frac{59}{26} \times 819 = 1843 \text{ mg de nitrate ammonique.}$$

Les fractions non décomposées de ces deux constituants dans les fumées sont en réalité 24,8 et 7,8 mg; celles-ci représentent donc :

$$\frac{24,8 \times 100}{63} = 39,4 \% \text{ du nitrate potassique de l'explosif;}$$

$$\frac{7,8 \times 100}{1843} \times 100 = 0,42 \% \text{ du nitrate ammonique de l'explosif.}$$

Nous avons fait ce calcul pour les huit expériences reportées au tableau VII.

Celui-ci montre que, si la décomposition est presque totale pour le nitrate ammonique, il en est tout autrement pour le nitrate potassique.

TABLEAU VII.

N° d'ordre de l'essai	Modes de chargement et d'amorçage	Matières captées par la plaque de paraffine en milligrammes			Substance non décomposée en %	
		Chlorure sodique	Nitrate potassique	Nitrate ammoniacal	Nitrate potassique	Nitrate ammoniacal
	Charge à l'orifice du fourneau.					
41	a) amorçage antérieur	819	24,8	7,8	39,4	0,42
43	b) idem postérieur	842,4	36,6	néant.	56,6	—
46	a) idem antérieur	1000	13,54	15,68	17,6	0,69
47	b) idem postérieur	936	13,63	12,54	17,4	0,59
	Charge à 30 cm de l'orifice, vide de 10 cm derrière la charge.					
44	a) amorçage antérieur	1427,58	38,86	néant	35,4	—
45	b) idem postérieur	1368	19,92	traces	19,0	—
48	a) idem antérieur	710,7	13,57	7,84	24,8	0,48
52	b) idem postérieur	311	18,22	4,05	76,1	0,57

Il semble même qu'il n'y ait aucune relation entre les conditions expérimentales et les pourcentages de nitrate potassique non décomposé.

Ce manque d'aptitude à la décomposition explosive, à notre avis, l'action défavorable du nitrate potassique vis-à-vis des atmosphères poussiéreuses. Cette substance projetée à température élevée dans un nuage de poussières charbonneuses avides d'oxygène doit y trouver un regain de réactivité favorable à l'inflammation.

Nous en voyons la preuve dans le fait que, pour améliorer la charge-limite de l'Alkalite en présence des poussières, nous avons été amenés jadis à réduire sa teneur en nitrate potassique de 6,5 à 2 % (1).

Ainsi que nous l'avons observé, au cours d'expériences effectuées antérieurement sur d'autres explosifs S.G.P., on constate encore ici la prédominance du chlorure alcalin dans les fumées. En

cela réside sans doute la sécurité de l'explosif, le chlorure jouant ici le rôle d'inhibiteur vis-à-vis de l'inflammation du grisou.

Notre recherche sur les particules solides a porté également sur deux explosifs du type « Amatol » répondant aux formules I et II.

	I	II
Nitrate ammoniacal	78	60
Trinitrotoluol	12	16
Chlorure sodique	10	12
Chlorure potassique	—	12

La formule I a été expérimentée au mortier de 55 mm et a donné les résultats reportés au tableau VIII.

(1) Voir page 7 du Rapport annuel sur les travaux de 1947. « Annales des Mines de Belgique » — Années 1947-1948 — Tome XLVII — 4^me livraison.

TABLEAU VIII.

N° de l'essai	Modes de chargement et d'amorçage	Substances captées en mg		Rapport nitrate/chlorure		Nitrate non décomposé en %
		chlorure	nitrate	dans l'explosif	dans les fumées	
	Charge à l'orifice du fourneau.					
49	a) amorçage antérieur	432,9	94,4	7,8	0,218	2,8
50	b) idem postérieur	391,9	54,4	idem	0,14	1,8
51	Charge au fond du fourneau. Amorçage antérieur	772,2	37,63	idem	0,049	0,62

La détonation du nitrate s'améliore lorsqu'on amorce la charge par l'arrière et qu'on la pousse au fond du fourneau.

L'influence du mode d'amorçage ressort également des résultats obtenus avec l'Amatol II tiré au mortier de 30 mm, la charge étant placée à 95 mm de l'orifice du fourneau (tableau IX).

TABLEAU IX.

N ^o de l'essai	Mode d'amorçage	Substances captées en mg			Rapport nitrate/chlorure		Nitrate non décomposé en %
		chlorure sodique	chlorure potassique	nitrate ammoniacal	explosif	fumées	
39	antérieur	181,05	169,82	92,36	2,5	0,263	10,5
40	postérieur	146,94	150,44	néant	idem	0	0

On retrouve dans les fumées des quantités sensiblement égales des deux chlorures, ce qui s'ex-

plique par leurs propriétés physiques fort peu différentes.

Celles-ci sont rappelées dans le tableau X.

TABLEAU X.

	Températures en degrés centigrades		
	de fusion	de vaporisation	critique
Chlorure potassique	770	1417	2368
Chlorure sodique	800	1442	2402

7. — ETUDE D'ACCIDENTS DUS AU MINAGE.

a) Explosions intempestives de mines ratées.

Deux accidents graves, dus à des mines ratées, nous ont été signalés au cours de l'année. Dans chaque cas, ils ont été provoqués par le choc d'un marteau-piqueur atteignant une charge qui n'avait pas explosé lors d'un tir à temps.

Nous avons déjà étudié des accidents de ce genre, mais chaque fois nous n'avons obtenu que des résultats négatifs; l'explosif placé dans une cavité cylindrique pratiquée dans un bloc d'acier restait insensible au choc de l'outil.

En 1949, nous avons procédé à de nouveaux essais dans notre galerie du Bois de Colfontaine en utilisant les deux explosifs S.G.P. mis en cause : la Triamite et le Flammivore.

La Triamite non gainée a été expérimentée dans des trous forés en grès dur et massif sous le choc d'abord d'un fleuret armé d'un marteau perforateur, puis d'une pointe et d'un marteau-piqueur. Celui-ci était alourdi par une surcharge de 5 kg.

L'explosif est resté insensible sans même faire entendre le moindre crépitement.

Pour le Flammivore, nous avons procédé comme suit.

Deux fourneaux se rencontrant à angle droit étaient forés dans un bloc de grès. Dans l'un d'eux, on introduisait une demi-cartouche (non amorcée) et un bourrage d'argile, l'autre servait de guide au marteau-piqueur dont la pointe émoussée atteignait l'explosif.

Le Flammivore, plus sensible au choc que la Triamite, a explosé localement. Devant le bloc, on a retrouvé le bourrage et une partie de la charge. On n'avait perçu à distance que le crépitement dû à la décomposition de l'explosif. S'il y avait eu détonation franche, le bruit aurait été plus violent et il y aurait eu fissuration du bloc de grès.

En l'absence de détonateur, il est donc difficile de faire détoner une charge explosive au fond d'un culot.

b) Inflammations de grisou.

Deux inflammations sont survenues l'une, le 7 mai 1949 au siège Sentinelle des Charbonnages Unis de l'Ouest de Mons, l'autre, le 17 septembre 1949 au siège Crachet des Charbonnages Belges.

La première mettait en cause la Sabulite B bis gainée; huit charges, les unes de quatre, les autres de cinq cartouches, avaient été tirées avec des détonateurs à temps.

Nous avons expérimenté l'explosif au mortier et au rocher. Sa charge-limite était de 800 g et nous avons fait détoner six cartouches gainées en plein grisou sans inflammation.

Au rocher, huit charges comportant de quatre à sept cartouches non gainées ont été tirées, soit avec bourrage et amorçage antérieur, soit sans bourrage avec amorçage postérieur. Dans aucun cas, il n'y a eu inflammation.

Nous avons réussi néanmoins à mettre l'explosif gainé en défaut au bloc d'acier rainuré suivant le mode opératoire décrit précédemment; deux cartouches ont alors allumé le grisou.

Dans une rainure pratiquée au rocher, il y eut inflammation par six, mais non par quatre cartouches.

L'examen de l'exploseur et de la ligne de tir n'ayant rien fait découvrir qui permît de les mettre en cause, on peut se demander si une des charges n'a pas été découverte par une explosion antérieure.

L'incident serait alors imputable à la répartition fautive des fourneaux et à la succession inadéquate des mises à feu.

Il n'est pas aisé de dire à priori jusqu'où s'étendra la fragmentation due à chacune des mines de la volée; mais nous pensons que l'observation directe de l'abatage effectué par des charges tirées isolément fournirait, après quelques expériences, la documentation requise. Celle-ci permettrait alors d'établir, pour un bossement de gabarit déterminé, un schéma de tir uniforme avec indication des charges et des amorçages.

A ce propos, disons dès maintenant qu'il nous paraît inopportun de placer dans le même banc (donc à des distances égales de la surface libre

du banc à bossement) des mines de retards différents.

* * *

La seconde inflammation a été produite par le tir simultané de deux charges de deux cartouches de Flammivore gainé. Les deux fourneaux avaient été forés en couronne d'une brèche de recarrage en schiste moyennement dur.

Les trous étaient distants de 40 cm; l'un se trouvait à 35 cm, l'autre à 20 cm de la face libre du banc de toit. Le second suivait une fracture ou diaclase ouverte se prolongeant vers le haut.

En galerie expérimentale, l'explosif sans gaine avait une charge-limite de 900 g au moins et six cartouches gainées suspendues n'allumèrent pas le grisou.

Dans la rainure au bloc d'acier, il y eut inflammation par quatre cartouches et non par trois cartouches, l'explosif étant pourvu de sa gaine.

Au Bois de Colfontaine, nous n'avons pas constaté d'aggravation résultant de la fissuration du massif, du moins lorsque les fissures sont orientées perpendiculairement au fourneau.

Jusqu'ici, nous n'avons pu expérimenter nos explosifs S.G.P. dans des espaces confinés orientés parallèlement à l'axe du fourneau, mais nous savons par les recherches du Safety in Mines Research Board que cette disposition entraîne pour les explosifs anglais une réduction de la charge-limite.

Retenons donc qu'il est dangereux de tirer en massif fissuré.

L'étude de ces inflammations montre que la sécurité du tir dépend beaucoup moins de la nature de l'explosif que des conditions dans lesquelles il est utilisé.

II. — ETUDE D'APPAREILS DE MINAGE (exploseurs, ohmmètres).

a) Exploseur DEMON de la firme Davis de Derby (Angleterre).

Parmi les exploseurs qui ont reçu jusqu'ici l'agrément de la Direction générale des Mines, le type DEMON L.T. de la firme Davis se distingue par le fait que sa sécurité d'emploi réside en ordre principal dans l'ajustement des caractéristiques électriques des circuits et non dans la protection des organes par une enveloppe antidéflagrante.

Cet appareil, constitué essentiellement d'une magnéto commandée à la main, peut donc être qualifié « d'intrinsèquement sûr ».

On sait, en effet, que l'inflammation du grisou par une étincelle électrique requiert la mise en jeu d'un minimum d'énergie. Il est donc possible de supprimer le risque d'inflammation par rupture d'un circuit si, grâce à un dispositif approprié, l'énergie intrinsèque de ce circuit est partiellement et dans une mesure suffisante détournée de l'arc.

Dans l'exploseur Davis, le dispositif de protection est une bobine fermée sur elle-même et placée

sur le rotor de la magnéto productrice de courant. Lorsque par le fait d'une rupture dans le circuit d'utilisation (ligne de tir) le débit de l'exploseur est brusquement supprimé, une partie de l'énergie magnétique de la machine est consommée par effet Joule dans la bobine protégée.

Au cours d'essais prolongés effectués sur sept exploseurs du même type, nous avons constaté que les étincelles de court-circuit direct entre les bornes étaient inaptes à allumer les mélanges grisouteux.

L'exploseur est pourvu d'un mécanisme qui ne laisse débiter la magnéto qu'au moment où la manette approche de la fin de sa course; l'intensité du courant dans la ligne de tir atteint alors sa valeur maximum; elle décroît ensuite progressivement jusqu'à l'amortissement complet de la vitesse du rotor.

La limitation du courant dans le temps n'est donc pas assurée comme dans les exploseurs normaux. On sait que le but de cette limitation est de supprimer les étincelles qui pourraient se pro-

duire à la faveur des contacts postérieurs, consécutifs au sautage de la mine.

Dans le cas de l'exploseur Demon, ces contacts ne sont pas dangereux et le dispositif de limitation n'est pas nécessaire.

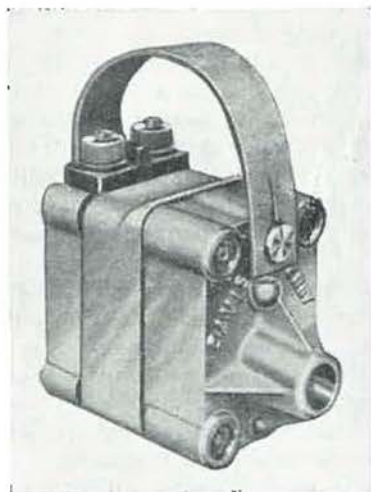


Fig. 5. — Exploseur « Demon ».

L'exploseur Demon, dont on trouvera la photographie à la figure 5, est capable de débiter un courant maximum de 0,85 ampère dans un circuit de 13 ohms; il est prévu pour ne faire sauter qu'une seule charge.

En Belgique, on l'utilise uniquement pour le tir des cartouches Cardox.

b) Exploseur S.E.R.T.R.A. type 2-50.

Cet appareil de construction belge comprend essentiellement une dynamo à excitation shunt, actionnée par un moteur à ressort.

Après la mise en tension du ressort à l'aide d'une manette amovible, on déclenche par le même organe le mécanisme mettant en rotation l'induit de la dynamo.

Un dispositif mécanique s'oppose au déclenchement aussi longtemps que le ressort n'a pas atteint sa tension finale.

Le courant redressé par un commutateur (courant ondulé) est donc toujours lancé avec son intensité maximum dans le circuit de tir.

Tous les organes électriques sont logés dans un boîtier antigrisouteux.

L'intensité du débit dans un circuit de tir de 200 ohms est de 1,13 ampère.

La durée du passage du courant est de 13 milli-secondes au maximum. A ce titre, l'appareil satisfait à la limitation de sécurité ressortant de notre étude exposée précédemment sur le mouvement du rocher et les contacts postérieurs.

c) Ohmmètre Schöffler type D.R.E.O.

Cet appareil comprend essentiellement une pile semi-humide (tension à circuit ouvert : 1,6 volt), un galvanomètre à aiguille et bobine mobile, deux résistances de sécurité.

Tous ces organes sont connectés en série et forment un circuit d'une résistance totale de 78 ohms, aboutissant aux deux bornes de l'appareil. Ils sont disposés dans un boîtier cylindrique en bakélite (hauteur 135 mm, diamètre 60 mm), fermé vers le bas par un fond pourvu d'un verrouillage à cliquet horizontal à commande par vis et, vers le haut, par un couvercle. Celui-ci est percé d'un regard avec glace couvrant le limbe.

L'échelle des lectures s'étend de 0 à 100 ohms.

Cet appareil est destiné à la vérification des circuits de tir. Le courant de court-circuit direct entre les bornes est de 0,02 ampère. Connecté à un circuit de tir de résistance réduite, l'appareil débite un courant insuffisant pour altérer la sensibilité de l'amorce d'un détonateur. La rupture de ce courant de court-circuit n'allume pas un mélange d'air et de gaz d'éclairage, plus inflammable cependant qu'un mélange grisouteux.

L'appareil est donc de « sécurité intrinsèque ».

III. — ETUDE SPECIALE DU MATERIEL ELECTRIQUE ANTIGRISOUTEUX

Le matériel électrique antigrisouteux doit satisfaire à deux conditions : être étanche vis-à-vis d'une explosion interne de grisou, résister sans dommage au choc mécanique de l'explosion.

Pour cette raison, les Stations d'essais subordonnent la qualification d'« antigrisouteux » à la réussite de deux épreuves :

1) l'inflammation d'un mélange d'air et de méthane, amorcée par une étincelle électrique à l'intérieur de l'enveloppe, ne peut se propager à une atmosphère ambiante de même composition;

2) l'enveloppe doit résister à une épreuve statique en rapport avec la pression résultant de l'inflammation.

Notre étude a précisément pour objet la mesure de cette pression.

Le calcul montre que la combustion à volume constant du mélange stoechiométrique d'air et de méthane développe une pression de l'ordre de 8 kg/cm² (pression effective).

Mais il s'agit là d'une valeur théorique, établie dans l'hypothèse d'une réaction adiabatique, alors que dans un appareil électrique, les parois et les organes intérieurs absorbent une fraction importante de la chaleur de combustion, abaissant de ce fait la pression.

Les mesures effectuées en 1904 à la galerie d'expérience de Gelsenkirchen, sous la direction du Bergassessor Beyling, indiquent, en effet, pour un réservoir cylindrique de 42 litres une pression maximum de 6,7 kg/cm². L'expérimentateur utilisait un indicateur Watt, comportant un cylindre

connecté au réservoir et pourvu d'un piston dont le mouvement amplifié par un système de leviers s'inscrivait sur un tambour tournant, porteur d'un papier quadrillé.

Le Safety in Mines Research Board a fait des expériences du même genre en utilisant également un indicateur à membrane avec levier et tambour.

D'après les expérimentateurs anglais, la pression s'exerçant sur la paroi d'une bombe sphérique de 4 litres atteint sa valeur la plus élevée, soit $7,17 \text{ kg/cm}^2$, lorsque le mélange renfermant 10 p. c. de méthane est allumé par une étincelle électrique au centre de l'enveloppe.

Nous avons estimé utile de procéder à des déterminations du même genre sur des appareils de fabrication courante.

Cette recherche était motivée également par une proposition de la Commission Electrotechnique Internationale, tendant à reviser les règles de construction du matériel électrique antidéflagrant.

En ce qui concerne le taux de l'épreuve statique, cette Commission préconise 1,5 fois la pression la plus grande atteinte lors de l'essai d'étanchéité en atmosphère grisouteuse (1).

Jusqu'ici l'Institut National des Mines a prescrit :

8 kg/cm^2 pour les appareils ayant une capacité égale ou supérieure à 3 litres;

6 kg/cm^2 pour ceux dont la capacité est inférieure à 3 litres.

Pour effectuer ces mesures, nous avons utilisé des appareils de la Sté Philips, soit :

a) un capteur de pression comprenant un pont de capacités, l'une d'entre elles étant constituée par une membrane élastique soumise directement à la pression d'explosion;

b) un bloc amplificateur-détecteur-oscillateur;

c) un oscillographe à rayons cathodiques.

Les organes électriques du capteur sont enfermés dans un cylindre métallique pourvu d'un filetage par lequel l'appareil se visse sur l'enveloppe soumise à l'explosion.

Le fonctionnement est le suivant.

Le déplacement de la membrane entraîne un déséquilibre du pont auquel est appliquée une tension alternative de 500 kilocycles. Le courant circulant dans la diagonale du pont est amplifié, redressé et enregistré à l'oscillographe.

Dans cet appareil, le faisceau de rayons cathodiques subit une déviation verticale proportionnelle à la pression exercée sur la membrane, tout en balayant l'écran dans le sens horizontal à une cadence régulière. Sur l'écran, apparaît donc la courbe de la pression en fonction du temps.

En appliquant, en outre, à l'anode de l'oscillographe une tension alternative (50 périodes par seconde), on produit à la même fréquence l'interruption du flux cathodique. De ce fait, la courbe de pression s'inscrit en pointillé, la distance entre

deux points consécutifs représentant un cinquantième de seconde.

Enfin, cette courbe est enregistrée photographiquement par une caméra appliquée sur l'écran.

La figure 6 représente un enregistrement sur lequel sont notés la pression maximum et le délai nécessaire pour l'établissement de ce maximum.

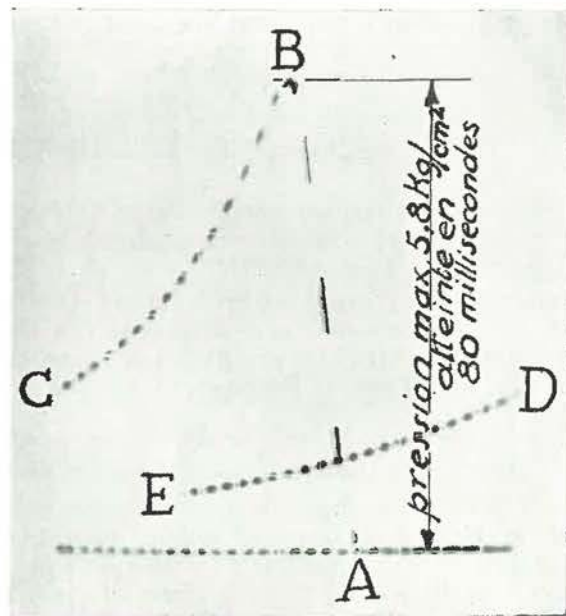


Fig. 6. — Le spot balaye l'écran de droite à gauche : A, B, C, puis saute de C en D et continue vers la gauche : D, E.

A, B : Pression croissante : explosion.

B, C, D, E : Pression décroissante : refroidissement et condensation.

Jusqu'ici nous avons expérimenté quatre enveloppes de fabrication courante, soit :

a) une armature d'éclairage composée d'un verre hémisphérique scellé sur un anneau métallique et fixé par cet anneau sur un cône également métallique. Capacité totale 830 cm^3 ;

b) un cylindre de verre pour protection d'un tube fluorescent. Dimensions $600 \times 62/52 \text{ mm}$. Capacité 1273 cm^3 ;

c) un coffret de manœuvre en métal coulé de section rectangulaire, fermé vers le haut par un couvercle. Dimensions $397 \times 325 \times 250 \text{ mm}$. Capacité 32,25 litres;

d) un coffret de commande pour moteur, de section rectangulaire ($370 \times 340 \text{ mm}$) de 997 mm de hauteur. Capacité 125 litres. Le fond supérieur porte un empilage de 13 lamelles.

L'examen des enregistrements permet déjà de formuler quelques constatations intéressantes :

1. Dans les appareils de format réduit, c'est-à-dire de capacité inférieure à 2 litres, tels que les appareils d'éclairage, la pression maximum exercée sur les parois est de l'ordre de 4 kg/cm^2 .

2. Dans les appareils de capacité plus importante, cette pression est de l'ordre de 6 kg lorsque l'allumage est réalisé près d'une des parois, mais

(1) Cet essai a pour objet de vérifier l'étanchéité des assemblages, des traversées d'axes, vis-à-vis d'une inflammation interne de grisou.

elle atteint près de 7 kg lorsque l'étincelle est produite au centre de l'enveloppe.

Pour ces appareils, la pression d'épreuve statique serait de 10,5 kg/cm² d'après les normes de la Commission Electrotechnique Internationale.

3. Lorsque l'allumage du mélange est produit au centre de l'enveloppe, la pression maximum est 5,8 kg/cm² ou 6,88 kg/cm² suivant que l'empilage est monté sur l'appareil ou remplacé par une tôle pleine (cas de l'appareil visé en d).

IV. — RECHERCHES SCIENTIFIQUES SUR LA COMBUSTION DU METHANE

Nous avons poursuivi sous le patronage et avec l'aide pécuniaire de l'Inichar nos recherches sur la combustion du méthane.

On trouvera ci-après un bref compte rendu de ces travaux auxquels seront consacrées des notes plus détaillées dans les prochaines livraisons des Annales des Mines de Belgique.

a) Adsorption de la vapeur d'eau par le verre Pyrex aux températures voisines de 450°C.

Au cours d'expériences consécutives de combustion réalisées dans la même cellule, on constate, si la cellule est neuve, que la vitesse de réaction croît avec le nombre d'essais. Après dix combustions environ, la vitesse se stabilise et à partir de ce moment les résultats sont reproductibles à 6 p. c. près.

Cet accroissement de la vitesse ne peut être dû qu'à une modification progressive des parois causée, à notre avis, par l'adsorption de la vapeur d'eau.

Nous nous sommes assurés que la vapeur était réellement retenue par la paroi de la cellule à la température de nos expériences. Nous avons constaté, en outre, que la désorption était extrêmement lente et ne restituait jamais entièrement la quantité absorbée, le déficit pouvant atteindre de 30 à 40 p. c. de l'eau introduite dans la cellule.

Il faut donc admettre qu'il y a réaction entre l'eau et le pyrex chauffé.

b) Combustion lente du méthane.

Au cours des années 1947 et 1948, nous avons étudié l'influence des concentrations en méthane et en oxygène à la température de 400°C et à la pression de 60 cm de mercure dans deux cellules, l'une de 2,6 cm, l'autre de 4,6 cm de diamètre.

Ces expériences ont montré que l'allure de la combustion dépend énormément des conditions expérimentales. C'est ainsi que dans la formule de la vitesse l'ordre global de la réaction par rapport au méthane et à l'oxygène est de 2,3 ou 1,65, suivant que le diamètre de la cellule est 2,6 ou 4,6 cm.

Il y a tout lieu de croire que le phénomène est fonction des cinq facteurs : température, pression, concentration en méthane, concentration en oxygène, diamètre de la cellule.

L'empilage réduit donc à raison de 15 p. c. environ la fatigue imposée au métal par l'explosion.

Nous nous proposons de soumettre à ces mesures de pression, plusieurs prototypes d'appareils présentés pour agrégation. Il nous sera possible alors de documenter les constructeurs sur les exigences auxquelles doit satisfaire le matériel anti-grisouteux.

S'il faut en moyenne trois expériences pour déterminer l'influence d'un facteur, les quatre autres restant constants, deux cent quarante-trois expériences ($3^5 = 243$) sont nécessaires pour une étude complète de la combustion.

Mais il s'agit là d'un chiffre théorique qui ne sera certainement pas atteint.

L'exercice 1949 a été consacré à l'étude des influences de la température et de la pression.

c) Combustion sensibilisée.

Quoique le mécanisme de la combustion lente du méthane soit loin d'être éclairci, il n'y a guère de doute qu'il relève de réactions en chaîne.

Dans ces conditions, la vitesse de combustion doit dépendre du nombre n_0 de centres actifs initiaux.

Pour le vérifier, nous avons cherché à induire la combustion par des sensibilisateurs, tels que le diméthylmercure ($\text{Hg}(\text{CH}_3)_2$) et le cétène (CH_2CO), qui devaient par dissociation fournir le premier des radicaux CH_3 , le second des radicaux CH_2 .

Pour provoquer cette dissociation, nous avons agi par voie thermique (340°C) mais, ayant constaté que le sensibilisateur participait à la combustion, nous avons dû abandonner le procédé pour adopter celui de la photolyse.

Le mélange $\text{Hg}(\text{CH}_3)_2 + 2\text{CH}_4 + 5\text{O}_2$ a été soumis à l'action des rayons ultra-violet, à la température de 250°C pendant 4 heures. La quantité de méthane disparue a été seulement de 0,05 cm³. Il n'était guère possible par cette expérience de conclure à une action des radicaux CH_3 .

Pour étudier celle des radicaux CH_2 , nous avons dû préparer du cétène. Celui-ci a été obtenu par décomposition thermique de l'acétone à 600°, puis distillé plusieurs fois à basse température.

Le degré de pureté du produit final était de 99,5 p. c. (0,5 p. c. de propylène).

Le cétène doit être conservé à la température de l'air liquide, pour éviter la polymérisation.

Le mélange $\text{CH}_2\text{CO} + 2\text{CH}_4 + 4\text{O}_2$ a été soumis à l'action des rayons ultra-violet.

A la température de 300°C, on a observé la disparition de 0,37 cm³ de méthane. On peut donc supposer qu'il y a sensibilisation de la combustion par le radical CH_2 .

Des expériences actuellement en cours permettront de voir si cette hypothèse est exacte.

d) Combustion près de la température d'inflammation.

D'une façon générale, la vitesse d'une réaction en chaîne a pour expression :

$$v = K \frac{n}{\beta - \alpha} \quad (1)$$

Dans cette expression, n est le nombre de centres actifs produits par unité de temps, β est la probabilité de rupture des chaînes, α la probabilité de branchement.

n , α et β sont fonction de la température, de la pression et de la composition du mélange.

Lorsque α est voisin de β , il y a explosion. Pour $\beta > \alpha$, il y a réaction lente.

Le but de notre recherche est de voir si la formule (1) se vérifie dans le cas de la combustion du méthane.

Il faut pour cela étudier la combustion aux environs de la température d'inflammation.

Comment passe-t-on du régime de combustion à l'explosion ? Quels sont les phénomènes transitoires que l'on observe ? — Tel est le problème que nous tâcherons de résoudre.

Nous avons réalisé la combustion dans une cellule en Pyrex de 5,1 cm de diamètre, chauffée à une température constante par un four électrique.

Nous avons suivi la marche de la réaction en enregistrant simultanément sur film sensible la pression et la température dans la cellule.

Nous avons expérimenté jusqu'ici le mélange $2 \text{CH}_4 + \text{O}_2$ à la température de 535° . Suivant la valeur initiale de la pression il y a, soit combustion lente seule, soit combustion lente suivie à bref délai d'explosion.

Voici quelques résultats caractéristiques :

Numéro du film	Pression en mm de mercure	Allure de la combustion	Produits de la combustion
2 B	62,70	combustion lente	$\text{CO} + \text{CO}_2 + \text{H}_2\text{O}$
4 B	70,20	combustion lente	idem
6 B	74,60	combustion lente, mais d'allure moins régulière	idem
8 B	75,70	combustion lente avec montée rapide de la pression	idem
7 B	76,90	combustion lente avec montée brusque de la pression	idem
5 B	79,90	combustion lente suivie d'explosion	$\text{CO} + \text{H}_2 + \text{H}_2\text{O}$

Sur les enregistrements, on constate qu'il y a une élévation rapide de température qui précède l'inflammation.

Une analyse des courbes permettra de déter-

miner si l'explosion est due, soit à l'élévation brusque de température (observée de fait dans nos expériences avant l'explosion), soit au branchement des chaînes.

V. — ETUDES DIVERSES

a) CAPTAGE DU GRISOU PAR SONDAGES AU SIEGE GRAND-TRAIT DES CHARBONNAGES BELGES A FRAMERIES.

(Résultats d'une expérience de dix mois.)

L'Institut National des Mines a observé le développement et les résultats de la première expérience belge de grande envergure, comportant le captage du grisou par sondages dans les chantiers souterrains et le refoulement de ce gaz, en vue de son utilisation industrielle, vers une usine distante de plus de dix kilomètres du site de captage.

L'étude a porté sur une série de facteurs susceptibles d'influencer le débit des sondages, ainsi

que l'efficacité du captage au point de vue de l'assainissement des chantiers.

Elle a notamment mis en lumière l'influence de la vitesse d'avancement du front de taille, de la longueur et du nombre des sondages, de leur distance du front, etc.

Le captage a eu pour effet, dans le cas observé, en assainissant un chantier extrêmement grisou-teux, de permettre un accroissement sensible de la production de houille, tout en améliorant considérablement les conditions de sécurité.

Les quantités de gaz captées sont telles que l'opération se solde par un bénéfice financier appréciable. Le Charbonnage a pu, en quelques mois,

amortir complètement le matériel de forage et le réseau de captage.

b) ETALONNAGE D'UN APPAREIL DETECTEUR D'OXYDE DE CARBONE.

Il s'agit de l'indicateur Fenzy dont nous nous proposons de faire l'achat pour l'examen périodique de l'atmosphère des galeries parcourues par des locomotives Diesel.

L'appareil possède un tube au pentoxyde d'iode dont la coloration est fonction de la teneur de carbone. Celle-ci est déterminée par comparaison avec un tube témoin portant les graduations 0,1, 2 et 5 pour mille.

Nous avons vérifié les indications de l'appareil par des titrages de mélanges d'air et d'oxyde de carbone.

c) ETUDE

DE QUATRE MASQUES ANTIPOUSSIERES.

Deux d'entre eux, de fabrication italienne, étaient destinés à une usine à zinc. Leur pouvoir de rétention était de 96 p. c. au moins vis-à-vis de poussières renfermant 70 p. c. de particules de diamètre inférieur à 1,34 micron.

Nous avons expérimenté deux masques dans les mêmes conditions et avec les mêmes résultats, l'un de la firme Genvaphar, l'autre des Laboratoires Grando.

VI. — CONTROLES DIVERS

A la demande de Charbonnages, nous avons procédé au réétalonnage d'un grisoumètre Mack-Lucikie et à la vérification de douze exploseurs.

Notre laboratoire de chimie a analysé :

a) 15 échantillons d'air prélevés dans les travaux souterrains pour détermination de l'anhydride carbonique et de l'oxyde de carbone;

b) 160 échantillons de poussières neutralisées, prélevés dans des mines du Borinage;

c) 455 échantillons d'air provenant des mines de troisième catégorie du Borinage;

d) 967 échantillons d'air prélevés pour contrôle d'aérage par les Services d'Arrondissement.

Ces derniers sont classés dans le tableau XI.

TABLEAU XI

Tableau général des analyses grisoumétriques par bassin, catégorie et teneur en méthane.

Cat.	Bassins	Répartition des contrôles suivant la teneur en méthane				
		0 à 0,5 %	0,5 à 1 %	1 à 2 %	+ 2 %	Totaux
1 ^{re}	Mons	26	—	—	—	26
	Centre	57	10	5	—	72
	Charleroi	84	12	7	3	106
	Namur	—	—	—	—	—
	Liège	45	5	4	1	55
	Campine	29	—	—	—	29
		241	27	16	4	288
2 ^e	Mons	52	11	22	13	98
	Centre	26	6	8	2	42
	Charleroi	101	38	37	9	185
	Namur	—	—	—	—	—
	Liège	71	16	2	2	91
	Campine	—	—	—	—	—
		250	71	69	26	416
3 ^e	Mons	84	26	28	4	142
	Centre	12	5	6	2	25
	Charleroi	49	19	24	4	96
	Namur	—	—	—	—	—
	Liège	—	—	—	—	—
	Campine	—	—	—	—	—
		145	50	58	10	263

VII. — APPAREILS DIVERS EXAMINES

Au cours de l'année 1949, nous avons examiné en vue d'agrégation :

quatre-vingt-treize appareils électriques;
neuf ventilateurs;
neuf locomotives Diesel;
quatre lampes électriques portatives;
deux exploseurs;
deux ohmmètres;
deux tuyaux de caoutchouc conditionnés pour l'écoulement des charges d'électricité statique;
un grisomètre.

Parmi les appareils électriques, signalons ceux présentant des caractères particuliers.

a) Poste mobile de transformation monté sur châssis et roues, réalisé par la S.A. Electromécanique de Bruxelles.

Ce poste comprend :

1) un transformateur Merlin Gerin au quartz de 150 KVA, abaissant la tension de 5200 à 380 volts;

2) un disjoncteur Reyrolle du côté haute tension;

3) un coffret disjoncteur du côté basse tension prévu pour une intensité de 500 ampères.

b) Coffret de commande à distance 660 volts de la firme Baldwin et Francis de Sheffield. La commande à distance se fait à l'intervention d'un circuit auxiliaire alimenté sous la tension de 13 V et de relais à thyatron (tubes électroniques).

La fermeture de circuit pour l'enclenchement doit se faire par une bobine présentant une impédance de l'ordre de 1 henry. Il en résulte qu'une avarie au câble, avarie établissant un court-circuit dans le circuit auxiliaire, ne peut entraîner la mise sous tension de l'appareil récepteur.

Grâce aux thyratrons, la mise en contact d'une phase avec la terre provoque le déclenchement instantané du disjoncteur et l'arc jaillissant au point de défaut est extrêmement réduit.

c) Appareil de vulcanisation pour bande transporteuse de la firme Harvey Frost de Stortford (Angleterre). L'appareil est composé de deux tables superposables renfermant des résistances chauffantes alimentées sous une tension triphasée comprise entre 400 et 550 volts. Un dispositif avec bilame contrôle la température. L'appareil est prévu également avec la commande à distance par circuit auxiliaire; il est donc alimenté par un câble à cinq conducteurs.

d) Groupe génératrice — turbine à air comprimé Düsterloh de Sprockhövel (All.).

Ce groupe destiné à l'alimentation d'appareils d'éclairage, débite du courant triphasé sous la tension de 110 volts à la fréquence de 600 périodes par seconde. Sa puissance est de 1,5 kW.

La turbine recevant de l'air comprimé à la pression de 4 kg/cm² tourne à 6.000 tours et commande directement l'alternateur.

INSTITUT NATIONAL DES MINES

Rapport sur les travaux de 1949.

ANNEXE

Liste des appareils électriques et divers

agréés en 1949
sur proposition de l'Institut National des Mines

II. — MOTEURS

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision ministérielle	Observations
15-1-49	S. A. Ateliers de Constructions électriques de et à Charleroi.	13E/7344	Avenant à la décision 13E/6908 du 1-8-1945, visant le moteur type A.F.-G.T.-127. Assemblage de la boîte à bornes par joint plat de 25 mm en remplacement du joint par emboîtement de 10 mm. plan n° 3.024.180.
20-1-49	Idem.	13E/7346	Enveloppes : types A.F.G. 811-d A.F.G. 861-d A.F.G. 871-d pour moteurs asynchrones, à courant triphasé, à rotor bobiné, 4 pôles, avec dispositif de mise en court-circuit des bagues. Tensions de 220 à 6.600 volts. Vitesses de 500 à 3.000 tours/minute. Puissances : a) pour les types A.F.G. 811-d et 861-d : 95 à 221 kW, ± 50 % ; b) pour le type A.F.G. 871-d : 117 à 331 kW, ± 50 %. Ces enveloppes ne diffèrent entre elles que par la longueur de la carcasse (de 1.665 à 1.825). plans n°s 1.021.372 et 2.022.903.
21-2-49	Idem.	13E/7357	Transfert, au nom de la Société « La Magnéto Belge », à Bruxelles, des décisions d'agrément relatives aux moteurs antigrisouteux des séries A.F.G.T. 57 à 387 et A.C.G. 57 à 587, primitivement construites par les A.C.E.C.

II. — MOTEURS

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision ministérielle	Observations
25-3-49	Thines-Mathot, 55, rue des Mélézes, Bruxelles.	13E/7375	Moteur asynchrone triphasé, à cage d'écureuil, d'une puissance de 7,5 kW, 500 volts, 50 p. avec interrupteur tripolaire p ^r commande à distance. Matériel construit par la firme Bruce-Peebles d'Edimbourg et destiné à l'équipement d'une chargeuse à charbon Huwood. plans n° 59.290 et 64.730.
5-4-49	Ateliers de Constructions électriques de et à Charleroi.	13E/7387	Avenant à la décision 13E/6962 du 30-10-1948 (enveloppe A.K.G. 406 Ca). Modification de la conformation du blindage extérieur de protection de l'enveloppe. La longueur d'encombrement est ainsi portée de 802 à 836 mm. plan n° 1.021.392.
6-4-49	Idem.	13E/7386	Enveloppe de moteurs A.K.G. 606-b. Vitesses : 600 à 1.500 tours/minute. Tension : 29 à 110 kW, $\pm 50\%$. Avenant à la décision 13E/7135, du 2-3-1948 visant le type A.K.G. 504-b. plan n° 1.021.154.
6-4-49	Idem.	13E/7388	Enveloppe type A.K.G. 326 Ca pour moteurs asynchrones triphasés, à rotor en court-circuit : Tensions : 190 à 600 volts, 50 p. Vitesses : de 600 à 1.500 tours/minutes. Puissance : de 8 à 22 kW, $\pm 50\%$. plan n° 1.021.392.
6-4-49	Etablissem ^{ts} Beaupain, 105, rue de Serbie, Liège.	13E/7385	Modifications de détail réalisées au moteur MECO-MB-32, agréé par la décision 13E/7160 du 13-4-1948. plan n° 1.009.
15-4-49	Sté Rateau, 16, Parvis St-Gilles, Bruxelles.	13E/7402	Moteur asynchrone triphasé, type S.R.-102, 110/550 volts, 2.880 tours, 3,5 kW, construit par la Sté de Constructions électriques de Nancy et destiné à la commande d'un ventilateur type A.E. 50 Rateau, pour canars de 500 m. plan S.R. 102 et B. 6317.
15-4-49	Ateliers de Constructions électriques de et à Charleroi.	13E/7397	Enveloppe A.T.G. 709-c pour moteurs asynchrones triphasés, à rotor en court-circuit. Tension : 190 à 6.000 volts. Vitesse : 3.000 tours-minute. Puissance : 250 à 350 kW, $\pm 50\%$. plan n° 1.021.136.

II. — MOTEURS

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision ministérielle	Observations
19-4-49	S. A. Ateliers de Constructions électriques de et à Charleroi.	13E/7401	Enveloppe type A.K.G. 706-b pour moteurs asynchrones à courant triphasé, avec rotor bobiné à bagues, sans dispositif de mise en court-circuit. Tension de 190 à 6.600 volts. Vitesse : de 600 à 1.500 tours-minute. Puissance : 48 à 210 kW, \pm 50 %. plan n° 1.021.359.
17-5-49	Etablissements Beaupain, 105, rue de Serbie, Liège.	13E/7444	Treuil électrique « Pikrose », type 3, à double tambour, pourvu d'un moteur de 33 kW, construit par les Etablissements anglais Austin Hopkinson d'Audenshaw (Lancashire) - sous réserve de la modification de puissance, la partie électrique est la même que celle du moteur actionnant le treuil Pikrose, type 3, à simple tambour, agréé par décision 13E/7284 du 26-10-1948. plans EH. TH. 2675 et 2535.
2-6-49	Idem.	13E/7459	Modifications de détail réalisées au moteur Meco, 25 CV admis par la décision 13E/7238 du 6-9-1948. plan n° 1.008.
17-6-49	S. A. Mavor et Coulson, Continentale, 65, rue G. Raeymackers, Bruxelles.	13E/7471	Moteur asynchrone triphasé, 250 volts (50 p.), 1.000 tours-minute, 11 kW, 33 A. s/plan S.K.A. 3541. (Moteur destiné à la commande d'un couloir oscillant par l'intermédiaire d'un train d'engrenages disposé dans une enveloppe contiguë à celle du moteur).
21-6-49	Etablissements Beaupain, 105, rue de Serbie, Liège.	13E/7470	Moteur Metropolitan Vickers de Manchester. Type K.F. 7840, rotor en court-circuit, tension 500-550 V, 50 p., 33 kW, 47 A., 975 tours/minute (modifié par les Etablissements Beaupain). s/plan n° 1010.
30-6-49	Ateliers de Constructions électriques de et à Charleroi.	13E/7486	Enveloppes types : A.K.G. 406 C-2 A.K.G. 504 C-2 A.K.G. 606 C-2 A.K.G. 706 C-2 pour moteurs avec rotor en court-circuit de 14,7 à 210 kW, \pm 50 %. Tensions de 190 à 6.600 volts. Vitesses de 600 à 1.500 tours/minute. plan n° 1.021.480.

II. — MOTEURS

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision ministérielle	Observations
20-6-49	Ateliers de Constructions électriques de et à Charleroi.	13E/7489	Enveloppe type A.K.G. 706 b.a. pour moteurs asynchrones à courant triphasé, avec rotor bobiné à bagues, sans dispositif de mise en court-circuit. Tensions : 190 à 6.600 volts. Vitesses : 600 à 1.500 tours/minute. Puissances : 48 à 210 kW, \pm 50 %. plan n° 1.021.489.
5-10-49	Sadacs (Import), 24, boulevard de Waterloo, Bruxelles.	13E/7517	Moteur asynchrone triphasé, construit par la firme Morley, Electrical Engineers, Ltd. Stanningley, Leeds et destiné à la commande d'un convoyeur. Caractéristiques électriques : tension : 500 volts; vitesse au synchronisme : 1.000 t/m; puissance : : 18,4 à 25,8 kW. s/plan E.-118.
17-11-49	Ateliers de Constructions électriques de Charleroi.	13E/7568	Enveloppe type A.P.G.-43 pour moteurs de foreuse automatique pour creusement de galerie. Caractéristiques : 190 à 660 volts; 230 tours, \pm 50 %; 7 kW, \pm 50 %. s/plan n° 9.021.539.
17-11-49	Sté S.E.M., 50, Dock, Gand.	13E/7571	Moteur type M.F. 7848, asynchrone triphasé, à bagues, 36,8 kW, 220-380 volts, 750 tours/minute, construit par la firme The British Thomson Houston Cy, de Rugby (Angleterre) et modifié par la Société S.E.M. s/plan n° I.N.M. 97.
6-12-49	Charbonnages du Nord de Gilly, à Fleurus.	13E/7587	Moteur électrique de haveuse, type 20 K.T. Pick-Quick, transformé pour commande d'une chaîne à raclette. Caractéristiques électriques : 220 volts - 40 A. - 13,25 kW. plan n° 3280.
15-12-49	Sté Electro-Industrielle, 12, rue Dickx, à Luxembourg.	13E/7589	Moteur asynchrone triphasé, rotor en court-circuit, du type U.D.O.R. 673, construit par les Usines Siemens-Schuckert, de Nüremberg. Caractéristiques électriques : tension : 500 volts; N. de tours/minute : 1.450, 50 p., 28 A.; puissance : 16,5 kW. s/plan n° 002.

II. — MOTEURS

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision ministérielle	Observations
16-12-49	Ateliers de Constructions électriques de et à Charleroi.	13E/7591	Moteur asynchrone triphasé, rotor en court-circuit, du type U.D.O.R. 774-4, construit par les Usines Siemens-Schuckert, de Nüremberg. Caractéristiques électriques : tension : 500 volts; N. de tours/minutes : 1.465, 50 p., 53 A.; puissance : 33 kW. s/plan n° 001.
29-12-49	Etablissements Beaupain, 105, rue de Serbie, Liège.	13E/7594	Moteur asynchrone triphasé pour treuil de scrapage, type S-2, construit par les Usines Austin Hopkinson et Cy, d'Audenshaw (Angleterre). Caractéristiques électriques : tension : 500 volts, 50 p. 11 kW. s/plans 2725 et PHW 199.

III. — APPAREILS DIVERS

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision ministérielle	Observations
12-1-49	S. A. Siemens, 116, chaussée de Charleroi, à Bruxelles.	13E/7339	Transformateur triphasé, à bain d'huile, de 250 KVA, fonctionnant sous tension primaire de 6.000 volts et tension secondaire de 550 volts. plan n° 322.101-a.
28-1-49	Electromécanique, 19, rue L. Crickx, Bruxelles.	13E/7347	Poste mobile de transformation, type G. 408-2, 150 KVA (construction Merlin Gerin, de Grenoble). Tension primaire : 5.200 volts, \pm 50 %, 50 p. Tension secondaire : 370-380 volts. plans 2.350.462 - C. 4935 - 2.340.114 - 4.550.116 - 5.450.724-A.
11-1-49	S. A. des Charbonnages de et à Beeringen.	13E/7337	Modification de détail apportée au coffret de chantier à commande à distance, type CH-4 de la firme Anderson Boyes, de Motherwell et visé par la décision 13E/7011 du 8-5-1947. L'entrée de câble armé avec remplissage de masse (plan E. 1136/67-A) a été remplacée par une autre, sans masse (plan E. 1136/61-A) du type D. 614 de la Société Siemens, agréée par décision 13E/6630 du 8-4-1941. La fixation de cette nouvelle entrée nécessite le placement d'une plaque intermédiaire (plan E. 1136/59-B).

III. — APPAREILS DIVERS

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision ministérielle	Observations
16-3-49	Ateliers de Constructions électriques de Charleroi.	13E/7366	Démarreur à commande manuelle pour moteur à 2 vitesses et 2 sens de marche, constitué par 2 boîtiers portant les numéros 54 et 55, construits en alliage léger (silumin). plan n° 1.160.817.
23-3-49	S. A. John Cockerill - Division des Charb. des Liégeois, à Zwartberg.	13E/7373	Boiler électrique des Ateliers Fael, de St-Blaise (Suisse). s/plan n° 13.123.
25-3-49	S. A. Ateliers de Constructions électriques de Charleroi.	13E/7376	Coffrets n°s 56, 57 et 58 destinés à la protection d'un transformateur et d'organes électriques de commande ou de protection. s/plan n° 1.160.836.
22-4-49	Ateliers de Constr. Electro-Mécanique, 35, rue J. Schmidt, Dampremy.	13E/7416	Boîte de jonction pour tension de 6.600 volts. s/plan L-1.
27-4-49	Thines-Mathot, 55, rue des Mélézes, Bruxelles.	13E/7421	Coffret de commande à distance, type D.P./1 pour perforatrice rotative de la firme Hugh Wood de Gateshead-on-Tyne. Tension : 400 à 625 volts, abaissée à 125 volts par transformateur pour alimentation moteur de la perforatrice et à 25 volts par transformateur auxiliaire p ^r circuit des relais. plans P.H.W. 151 et P.H.W. 224.
29-4-49	Etablissements Beaupain, 105, rue de Serbie, Liège.	13E/7429	Coffret avec limiteur de vitesse dénommé « Regulateur Davisavebelt » par le constructeur, la firme J. Davis & Son, Derby (Angleterre). Caractéristiques électriques : a) en courant alternatif : 600 volts, 5 ampères; b) en courant continu : 250 volts, 1/2 ampère. s/plan n° 1266-B.
12-5-49	S. A. Electricité industrielle belge, à Dison.	13E/7443	Coffret de manœuvre destiné à la commande de bandes transporteuses - désigné par le constructeur : coffret de chantier, type C.M.F. 200. 500 volts, 200 ampères. plan n° 450.217.

III. — APPAREILS DIVERS

Date d'autorisation	Constructeur	N ^o de la décision ministérielle	Observations
17-5-49	Ateliers de Constr. Electro-Mécanique, 35, rue J. Schmidt, Dampremy.	13E/7430	Cuve pour transformateur triphasé pour éclairage 500-110 volts. s/plan n ^o D.-6.
17-5-49	Ateliers de Constructions électriques de et à Charleroi.	13E/7440	Interrupteur de verrouillage. Tension et courant maximums: 500 volts. 25 ampères. plan n ^o 2.023.259.
31-5-49	S. A. Electromécanique, 19, rue Lambert Crickx, Bruxelles.	13E/7457	Transformateur triphasé, au quartz, type G. 409 (construction Merlin Gerin de Grenoble). Tension primaire : 2.000/3.200 V., 50 p. ± 5 %. s/plans C. 4991, C. 4720, C. 4935.
2-6-49	Ateliers de Constructions électriques de et à Charleroi.	13E/7464	Boîtier type E.I.G.F. destiné à contenir, soit un thermostat, soit tout autre instrument de contrôle. plan n ^o 2.145.854.
15-6-49	S. A. Electromécanique, 19, rue Lambert Crickx, Bruxelles.	13E/7466	Les décisions 13E/7024 du 1-7-47 et 13E/7347 du 28-1-49, accordées pour les transformateurs au quartz de la firme Merlin Gerin de Grenoble (types G. 406 et G. 408-2) pour 5.200 volts, permettent également l'emploi d'appareils alimentés sous 6.600 volts, ± 5 %.
18-6-49	S. A. Electricité industrielle, à Dison.	13E/7472	Placement de fusibles à l'intérieur du coffret-sectionneur 100 A., construit par la Sté Electromécanique de Bruxelles et agréé par décision 13E/6607 du 7 janvier 1941.
21-6-49	S. A. Socomé, 120, r. St-Denis, Forest-Bruxelles.	13E/7482	Coffret type S. 110 prévu pour les caractéristiques électriques suivantes : tensions de 220 à 550 volts. intensité : 60 à 100 ampères. s/plan n ^o E. 605.
27-6-49	Ateliers de Constructions électriques de et à Charleroi.	13E/7481	Enveloppes antigrisouteuses types H.G. F. 700 X. 1100 et H.G.F. 700 X 1.300 pour rhéostats de démarrage, types T.H. G.F. 384 et T.H.G.F. 544 à bain d'huile. plans n ^{os} 1.145.282 et 1.145.281.

III. — APPAREILS DIVERS

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision ministérielle	Observations
29-5-49	Ateliers de Constructions électriques de Charleroi.	13E/7488	Modifications de détail au coffret n° 50 agréé par décision 13E/7105 du 12 janvier 1948 : a) adjonction douille carrée 38/38; b) id. 2 douilles pour raccord câble auxiliaire. plan n° 2.160.927.
29-6-49	Idem.	13E/7487	Deux types d'entrées pour câbles armés sans masse, pour moteurs de la série A.K.G. plan n° 3.024.634.
5-8-49	Idem.	13E/7502	Transformateur triphasé type 250 M.G.-5 de 250 KVA. Limite supérieure H.T. : 7.000 volts. id. inférieure B.T. : 110 volts. plan n° 2.082.343-a.
9-8-49	S. A. Mines d'Orange-Nassau, à Heerlen (Pays-Bas).	13E/7503	Coffret pour interrupteur tripolaire de secours, actionné par câble de traction et destiné à la commande d'un moteur de bande transporteuse (appareil construit par la firme Odink & Koenderink de Haaksbergen - Pays-Bas). plan n° 51.136.
11-8-49	Idem.	13E/7504	Interrupteur à deux boutons-poussoirs p ^r commande à distance (matériel construit par la firme Odink & Koenderink de Haaksbergen - Pays-Bas). plan n° 41.108.
23-8-49	Idem.	13E/7508	Coffret-disjoncteur triphasé pour moteur 50 CV, 500 volts, (construit par la firme Odink & Koenderink de Haaksbergen - Pays-Bas). plans n ^{os} 51.140, 41.110, 3.674 et 3.675.
5-9-49	Idem.	13E/7509	Coffret-inverseur triphasé 350 ampères, 500 volts, désigné sous l'appellation « Hoofdschak, 350 A., type F.C. » (construit par la firme Odink & Koenderink à Haaksbergen - Pays-Bas). s/plans n ^{os} 51.139 (ensemble), 51.140, 3.674 et 3.675 (détails).

III. — APPAREILS DIVERS

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision ministérielle	Observations
14-10-49	S. A. Sadacs (Import), 24, boulevard de Waterloo, à Bruxelles.	13E/7532	Coffret de commande à distance pour courant triphasé 660 volts, 100 ampères, type T.H.Y./150 E. et coffret à bouton-poussoir pour commande du précédent, les deux construits par la firme Baldwin et Francis de Sheffield (Grande-Bretagne). c/plans : ensemble I.N.M. 96; détails coffret de commande numéro 9011; détails coffret à bouton-poussoir n° 2990/1.
14-10-49	S. A. Siemens, 116, chaussée de Charleroi, à Bruxelles.	13E/7534	Modification de détail (adjonction de deux boutons-poussoirs) au coffret p ^r commande automatique pompe d'exhaure agréé le 9-3-48 par C.M. 13E/7141. v/plan n° 322.656.
14-10-49	Ateliers de Constructions électriques de et à Charleroi.	13E/7531	Modification du transformateur agréé par décision 13E/7430 du 17-5-49 (remplacement de la cuve (A) par un couvercle visé au plan n° D. 20).
18-10-49	S. A. Sadacs, 24, boulevard de Waterloo, Bruxelles.	13E/7540	Coffret de transformation et de contrôle « Midget », construit par les usines Victor Products Ltd à Wallsend-on-Tyne, dont l'enveloppe est destinée à recevoir : un transformateur triphasé 220-125 volts, un transformateur auxiliaire monophasé abaissant la tension à 24 V., un interrupteur et un inverseur. s/plans n ^{os} E. 2305 et notice V. 850.
20-10-49	Idem.	13E/7547	1°) appareil de vulcanisation pour bandes transporteuses, à résistances chauffantes, alimenté sous la tension de 400-550 volts; 2°) coffret de contrôle avec relais à bi-métal, interrupteur et transformateur abaissant la tension à 110 volts. Matériel construit par Harvey Frost de Stortford (Angleterre) suivant plans : app. vulcanisateur 12/444 et 15/444; coffret de contrôle : 6/444; schéma des connexions : 9/444.
17-11-49	Ateliers de Constructions électriques de et à Charleroi.	13E/7570	Modification de détail apportée aux coffrets n ^{os} 49 et 50 agréés par la décision 13E/7105 du 12-1-1948. s/plans n ^{os} 1.160.677 et 1.160.679.

III. — APPAREILS DIVERS

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision ministérielle	Observations
21-11-49	Ateliers de Constr. Electro-Mécanique, 35, rue J. Schmidt, Dampremy.	13E/7580	Modification de la boîte de dérivation pour tension de 700 volts, s/plan 1009, agréée par décision 13E/7073 du 9 décembre 1947. Les surfaces dressées sont combinées avec des emboîtements et joints de caoutchouc dans le but de rendre le matériel étanche à l'eau. v/plan V. 11.

V. — MATERIEL D'ECLAIRAGE SUJET A DEPLACEMENT

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision ministérielle	Observations
16-3-49	S. A. Siemens, 116, chaussée de Charleroi, à Bruxelles.	13E/7372	Variante du manchon d'accouplement par fiches pour câbles souples sous caoutchouc agréé par décision 13C/5127 du 8-11-1930. plan n° 322.272/a.
19-4-49	H. Parvais, 128, avenue Bel Air, Uccle.	13E/7400	Armature à tube fluorescent, à vapeur de mercure sous basse pression, du type à cathodes préchauffées. Tension d'alimentation : 110 volts. Puissance : 20 ou 30 watts. plans I.N.M.-94, schéma I.N.M.-95.
25-5-49	S. A. Les Ateliers Mécaniques, à Morlanwelz.	13E/7455	1°) lampe à fluorescence, type L.M.I. avec transformateur-abaisseur de tension, relais, câble souple sous caoutchouc, puissance 30 watts, du type à cathodes non préchauffées. plan 902-L et 904-L. 2°) lampe à fluorescence, type L.E.I. s'alimentant sur le réseau. Puissance 30 watts, du type à cathodes non préchauffées. plan 903-L.
30-5-49	Etabl ^{ts} M. Wolf et ses Fils, 11, rue Veydt, à Bruxelles.	13E/7460	1 commutateur à 2 directions et 5 positions. s/plan CB-1 A. 1 phare. s/plan P.M.-1 A. (Appareils destinés à l'équipement d'éclairage électrique de locos Diesel.)
2-6-49	Electro-Lumière, 181, rue Petite Voie, Herstal.	13E/7461	1 boîte de dérivation pour éclairage. s/plan 30.055-D.

V. — MATERIEL D'ÉCLAIRAGE SUJET A DÉPLACEMENT

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision ministérielle	Observations
11-6-49	S. A. Nestor Martin, Berchem-Bruxelles.	13E/7456	Armature de protection pour lampe Philips à vapeur de sodium, ainsi que pour son appareillage auxiliaire : Lampe type S.O. 60 watts ou S.O. 85 watts. Tension alternative 110 ou 220 volts, 50 p. plan Q. 11.644-B.
3-10-49	Ateliers de Constr. Electro-Mécanique, 35, rue J. Schmidt, Dampremy.	13E/7518	Armature de protection pour lampe à incandescence (40 watts, 110 volts). s/plan n° N. 12.
8-10-49	C. Stiévenard, 26, Quai W. Churchill, Liège.	13E/7529	Génératrice électrique triphasée, actionnée par turbine à air comprimé, destinée à l'alimentation d'appareils d'éclairage et construite par la firme G. Düsterloh de Sprockhövel (Allemagne). 1,5 kW, 110-220 volts, 600 périodes/sec. vitesse 6.000 t/pm., pression d'air 4 kg/cm ² . s/plan n° D.N. 774.
5-11-49	S. A. Siemens, 116, chaussée de Charleroi, à Bruxelles.	13E/7555	Interrupteur rotatif à 2 directions. s/plan n° 322.651.
18-11-49	Société Sadacs, 24, boulevard de Waterloo, à Bruxelles.	13E/7581	Boîte à barres 80 ampères, construite par les Usines Victor Products de Wallsend-on-Tyne (Angleterre). Elle complète le matériel d'éclairage agréé au nom de la firme Sadacs par décision 13/7137, du 2-3-48. v/plan L. 2191/2.

VI. — TELEPHONES ET SIGNALISATION

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision ministérielle	Observations
13-1-49	S. A. Ateliers de Constructions électriques de Charleroi.	13E/7342	Boîtier combiné grisouteux n° 34, réalisé en 4 variantes désignées comme suit : Contacteur à manette : B.c.g. 7 l.m. Contacteur à levier : B.c.g. 8 l. 1. Boîte de distribution : B.c.g. B.d. Boîte à piles : B.c.g. 2 p. plan n° 9.200.504.
15-1-49	Idem.	13E/7343	Trompe à membrane, type Tag. 12 pour courant alternatif 24 à 250 volts. Intensité 3 à 0,6 ampères. plan n° 3.200.472.

VI. — TELEPHONES ET SIGNALISATION

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision ministérielle	Observations
15-1-49	Ateliers de Constructions électriques de et à Charleroi.	13E/7545	Interrupteurs à bouton-poussoir, modèles 1 b.p.g. 11 et 1 b.p.g. 12. plan n° 4.200.385.
24-3-49	S. A. Siemens, 116, chaussée de Charleroi, à Bruxelles.	13E/7374	Modification tête des vis d'assemblage utilisées dans la construction du poste téléphonique. Type Fg. Wast. 9, agréé le 8-11-1942 par décision 13E/6705. plan n° 422.322.
19-4-49	La Mécanique Automatique Moderne, à Tournai.	13E/7393	Hublot de signalisation à un voyant. plan n° 508.172.
14-5-49	Ateliers de Constructions électriques de Charleroi.	13E/7424	Boîtier lumineux combiné, type B.c.g. 7, construit en 4 variantes. plan n° 9.200.505.
17-5-49	Idem.	13E/7431	Boîtier lumineux combiné, type B.c.g., construit en 4 variantes. plan n° 9.200.506.
22-6-49	Société Amelco, 25, Quai de Willebroeck, Bruxelles.	13E/7465	Poste téléphonique automatique, type G.T./32/1, construit par la firme allemande Funke et Huster, de Kettwig (Ruhr), plan n° 487.
17-11-49	Ateliers de Constructions électriques de et à Charleroi.	13E/7569	Modification du coffret à bouton-poussoir, agréé par décision 13E/6148 du 8-12-1937. v/plan n° Q. 160.280.
23-11-49	Société Amelco, 25, Quai de Willebroeck, à Bruxelles.	13E/7584	a) 1 boîtier à relais, type R.U.I. s/plan n° 360. b) 1 trompe à membrane, type H.G. 35. s/plan n° 456. Ces appareils sont construits par Fünke et Hüster, de Kettwig (Allemagne).

VII. — VENTILATEURS

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision ministérielle	Observations
15-4-49	Société Coopérative « Prochar », 27, rue St-Jean, Anderlues.	13E/7396	Turbo-ventilateur Wetterturbo, construit par la firme allemande Nüsse et Gräfer, de Sprockhövel (All.), type V.L.H.-3 pour canars de 400 mm. s/plan I.N.M. 93.
15-4-49	Sté Rateau, 16, Parvis St-Gilles, Bruxelles.	13E/7402	Ventilateur type A.E. 50 pour canars de 500 mm, à commande électrique. (ensemble plan n° B. 5844.)

VIII. — LOCOMOTIVES DIESEL

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision ministérielle	Observations
17-3-49	S. A. Moteurs Moës, à Warremme.	13G/8009	Modification du pot d'échappement des locos Diesel, types D.L.M. 4 et D.L.M. 6, agréées par décisions 13G/7247 et 13G/7866 des 14-4-1942 et 4-11-1947. v/plans V. 20.832-C et T. 22.350.
13-6-49	S. A. Locorail, 146, chaussée de Haecht, à Bruxelles.	13E/7469	Loco-Diesel Deutz, type M.A.H.-914, 9 CV, 4 temps, alésage et course du piston 100 et 140 mm., vitesse normale 1.200 tours/m., poids 2,7 tonnes, encombrement : 2.160 × 730 × 1.435 hr (construction : Usines Klöckner-Humboldt-Deutz A.G., de Cologne). plans 540.487 (feuille 1), 540.487 (feuille 2), 540.580.
28-6-49	S. A. Ateliers de la Meuse, à Sclessin.	13G/8026	Loco-Diesel, type M.A. 226, à moteur à huile lourde, système Obram, 2 cylindres verticaux, cycle Diesel 4 temps, alésage et course des pistons : 125 et 160 mm. Vitesse : 1.500 tours-/minute. Puissance : 35 CV. Encombrement : 3.965 × 1.570 ht. × 0.900. Poids en ordre de marche : 6 tonnes. s/plans : 3, 4, 13.232, 13.233-bis et 14.156.
29-6-49	Idem.	13G/8025	Loco-Diesel, type M.C. 4410, à moteur à huile lourde, système Obram, 4 cylindres verticaux, cycle Diesel 4 temps, alésage et course pistons : 150 et 170 mm. Vitesse : 1.200 tours/minute. Puissance nominale : 96 CV. Poids en ordre de marche : 10 tonnes. Encombrement : 4.770 × 900 × 1.680. s/plans : 1-bis, 4, 13.716, 13.717-bis et 14.155.

VIII. — LOCOMOTIVES DIESEL

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision ministérielle	Observations
2-7-49	S. A. Anciens Etabl ^{ts} Berry, 77, rue de Mérode, Bruxelles.	13E/7490	Locotracteurs Diesel, types 4.727, 3.727 et 2.727 pourvus chacun d'un moteur de 24 CV. à 2 cylindres, cycle Diesel 2 temps, 1.200 tours/minute, agréé par les décisions 13G/7136 du 19-12-1940 et 13G/7340 du 31-3-1943, et d'un châssis avec caisse de lavage et accessoires, agréés par décision 13G/7806 du 11 juin 1947. Pièces nouvelles communes à ces trois types : Pièces 1 et 2 : liaison entre moteur et caisse de lavage. Pièce 3 : bride d'obturation. s/plans : 56.275-A, 56.359, 56.276-A, 52.743 et 57.920.
8-10-49	S. A. General Motors Continental, rue A. Michiels, Anvers.	13E/7530	Moteur Diesel, pour locotracteurs de mine, construit par les Usines américaines General Motors Corporation, Detroit, 28, Michigan (U.S.A.). Série 71 - Modèle 2055 : 2 cylindres verticaux, cycle Diesel, 2 temps, diamètre des cylindres 108, course des pistons 127, vitesse normale 1.800 tours/minute, puissance 43 CV. (en surcharge 50 CV.). s/plans 5.151.002-R et 14.065.
28-10-49	S. A. Locorail, 146, chaussée de Haecht, à Bruxelles.	13E/7563	Locotracteur Diesel-Deutz, type A. 2 M. 517, construit par les Usines Klöckner-Humboldt-Deutz, A.G., de Cologne. Moteur à 2 cylindres verticaux. Cycle Diesel à 4 temps. Diamètre des cylindres et course des pistons : 130 et 170. Vitesse normale : 1.100 tours/minute. Puissance : 30 CV. Poids en ordre de marche : 6,8 tonnes. Encombrement : 3.630 × 844 × 1.515 haut. s/plans : 458.878, 528.359, 540.577 (feuille 1), 540.577 (feuille 2), 540.636 et 540.636.

IX. — LAMPES ELECTRIQUES PORTATIVES

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision ministérielle	Observations
22-4-49	Société d'Etudes Techniques et Industrielles, 69, rue Saint-Lazare, Paris (IX ^e).	13C/5644	Lampe dite de chapeau, type P. 3 E. de la Société Thomas A. Edison, de West-Orange (New-Jersey), E.-U. Accumulateur fer nickel, 3 éléments, tension 3,65 volts. Consommation de l'ampoule 1,15 A. Poids de la lampe complète : 2,340 kg. plan B. 3857.

IX. — LAMPES ELECTRIQUES PORTATIVES

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision ministérielle	Observations
27-4-49	S. A. Belge d'Application électriques, 117, rue de la Limite, La Louvière.	13C/5645	Modification de la fermeture magnétique de la lampe à accumulateur alcalin, type A.V., 17,5 ampères/heure, agréé par décision 13C/5589 du 26-5-1946.
1-6-49	S. A. Les Ateliers Mécaniques de et à Morlanwelz.	13E/7458	Lampe dite de chapeau, type L.C.I.-3 F.M.-10 Z, construite par les Etablissements Elau, rue Capdanelle, à Lourdes (France). Accumulateurs cadmium-nickel, 3 éléments (3,75 V.). Consommation des ampoules : 0,9 et 0,5 ampère. plans 12.220, 12.777, 12.783, 12.784.

XIII. — MATERIEL DE MINAGE

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision ministérielle	Observations
17-5-49	S. A. Sertra, 8, rue du Miroir, Mons.	13D/6236	Exploseur Sertra, type 2-50, avec dynamo à excitation shunt. résistance maximum circuit extérieur : 200 ohms. s/plan A. 10.032.
17-5-49	A.E.V.D., 220, avenue Louise, Bruxelles.	13E/7450	Ohmmètre « M.E.G. », construit par la Compagnie Evershed et Vignoles, de Londres. Tension maximum : 500 volts. 2 échelles de mesure : de 0 à 100 ohms et de 0 à 50 mégohms. s/plan R.D. 903-B.
29-9-49	Thines-Mathot, 55, rue des Mélièzes, Bruxelles.	13E/7516	Exploseur « DEMON », type L.T., single shot, construit par J. Davis, à Derby (Angleterre) et destiné spécialement à la mise à feu des tubes Cardox. Caractéristiques électriques : 1,1 ampère dans circuit de tir d'une résistance de 3,5 ohms. s/plan n° 822.
14-10-49	S.A. Poudreries Réunies de Belgique, 145, rue Royale, Bruxelles.	13E/7537	Ohmmètre Schäffler, type D.R.E.O. à pile semi-humide (tension à circuit ouvert : 1,6 volt), un galvanomètre à aiguille et bobine mobile, deux résistances de sécurité. Résistance totale : 78 ohms. Courant de court-circuit : 0,02 ampère. s/plan 30-1.140/I et 30-1.140/II.

XVI. — DIVERS

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision ministérielle	Observations
12-1-49	Sté Jenatzy-Leleux, 16, rue de la Scierie, à Sclessin.	13E/7341	1 type de tuyau en caoutchouc dénommé « Jenatzy-Exwatt-Securit. Nov. 1948 », réalisé aux diamètres de 50/72 mm, reconnu de sécurité quant à l'écoulement vers le sol des charges électriques produites par les chasses d'air comprimé.
14-10-49	S. A. Hutchinson, 91, rue de Laeken, Bruxelles.	13E/7533	Type de tuyau en caoutchouc dénommé « 66-Special-conducteur » réalisé aux diamètres de 15/28 mm, reconnu de sécurité quant à l'écoulement vers le sol des charges électriques produites par les chasses d'air comprimé.

Etude sur les schistes bitumineux

par G. de GRAND RY

Ingénieur A. I. Lg.

La production sans cesse croissante du pétrole, causée par l'usage de plus en plus répandu des combustibles liquides, n'a pas été sans inquiéter certains pays producteurs. Le taux d'accroissement de cette production est tel qu'il faut craindre un épuisement plus ou moins prochain des réserves des gisements pétrolifères. Certaines mesures sont prises dès à présent en vue de cette éventualité. Parmi ces mesures, figurent l'exploitation et l'utilisation des schistes bitumineux.

Le Congo possède de puissantes formations de schistes bitumineux qui n'ont pas fait jusqu'ici l'objet d'études approfondies.

Le moment semble bien choisi pour attirer l'attention sur ces richesses naturelles de notre Colonie. Cette étude a pour but de montrer l'intérêt qu'il y aurait à les exploiter.

Après un exposé général de la question, la situation de l'industrie des schistes bitumineux dans le monde est passée en revue.

De cet examen des conditions dans lesquelles se présente le problème des schistes bitumineux dans les divers pays, l'auteur tire certaines conclusions. Ceci l'amène à poser la question de savoir si la distillation des schistes bitumineux du Congo est économiquement possible. La réponse à cette question ne peut être donnée qu'après une étude approfondie dont il trace le programme.

INTRODUCTION.

Au moment où le développement économique du Congo est à l'ordre du jour, il importe de se demander si toutes les richesses naturelles de notre colonie ont reçu l'attention qu'elles méritent.

Parmi celles-ci figurent, au tout premier plan, les schistes bitumineux. Il semble qu'on n'a pas jusqu'ici attaché l'importance qu'elles méritent à ces puissantes formations ni réalisé le parti qu'on pourrait en tirer.

L'extraction de carburant des schistes bitumineux présenterait pour le Congo de grands avantages.

Non seulement elle libérerait la Colonie de l'importation de carburant, mais la distillation des schistes lui procurerait aussi des matières intéressantes telles que produits chimiques et pharmaceutiques, etc. parmi lesquels les engrais chimiques ne sont pas les moins précieux. Cette production s'est révélée si importante dans plusieurs pays où se pratique la distillation des schistes, que l'huile de schiste n'y est plus considérée pour ainsi dire que comme sous-produit.

A titre de renseignement, voici quel était le chiffre d'importation d'huiles minérales au Congo pendant les années 1943, 1944 et 1945, pour lesquelles les dernières statistiques ont été établies.

	1943	1944	1945
huiles minérales kg	53.327.307	42.761.554	47.183.020
valeur F	124.672.673	96.762.366	92.171.047

Mais s'il est permis d'envisager les profits qu'une telle exploitation procurerait, il ne faut pas se dissimuler, d'autre part, que le problème est très complexe. Pour établir si la distillation des schistes bitumineux est économiquement possible, une étude sérieuse doit être entreprise.

Avant de poser les données de ce problème au point de vue spécial de notre Colonie, il me semble utile de l'examiner d'un point de vue général, et ensuite tel qu'il se pose ou s'est posé dans d'autres pays et comment il y a été résolu.

HISTORIQUE.

L'industrie des schistes bitumineux naquit en France en 1838. De là, elle s'étendit rapidement en Ecosse (1850) et aux Etats-Unis.

En Ecosse, elle prospéra pendant 75 ans et déclina par suite de l'épuisement des gisements.

Ces premiers essais auraient certainement conduit à un développement commercial important d'huile de schistes dans ce pays, si vers 1859 ne s'était produite la découverte du pétrole en Pennsylvanie. Comme nous le dirons plus loin, d'autres tentatives pour développer cette industrie furent

faites plus tard, entravées encore par la découverte de nouveaux gisements de pétrole.

Dans d'autres pays, cette industrie a pris naissance, notamment en Estonie. Nous en parlerons lorsque nous examinerons plus en détail la situation des schistes bitumineux dans le monde.

SCHISTES BITUMINEUX.

Ce sont des schistes qui, par distillation, donnent une huile analogue à l'huile de pétrole. Leur composition comprend une partie organique ou bitume, et une partie minérale.

La partie organique est désignée sous le nom de bitume par les uns, de kérogène par les autres.

La nature chimique de cette substance est encore peu connue; il s'agit d'un mélange de plusieurs corps au sujet desquels n'existent que peu de données précises. Ad. Spiegel admet qu'on a affaire à des sels d'acides gras à poids moléculaire élevé. Engler a pu démontrer la présence de cholestérols. Ceux-ci sont exclusivement d'origine animale. Certains schistes bitumineux contiennent des porphyrines dérivés de l'hémine et de la chlorophylle, ce qui prouve leur origine à la fois animale et végétale. La matière organique contient des composés azotés. Quant à la partie minérale, ses constituants sont l'argile, le calcaire et la pyrite, ce qui implique la présence des éléments suivants : Fe, Ca, Si, C, S, O et H. En outre, on a décelé l'existence de K, Na, Mg, Mn, Ti, V, Cr et P. On doit attacher un vif intérêt à la connaissance des constituants minéraux, car certains d'entre eux peuvent exercer des actions catalytiques favorables ou défavorables dans certaines transformations, notamment les traitements d'hydrogénation.

D'après B. Sander, on a l'impression que l'argile colloïdale a fixé et entraîné avec elle les matières génératrices de bitume et Hermal estime que la composante minérale des schistes bitumineux agit moins par sa nature chimique que par sa constitution physique.

Le résidu de la distillation des schistes bitumineux est composé de silicates complexes d'aluminium, d'oxyde ferrique et de chaux. La teneur en azote du schiste bitumineux varie de 0 à 1 p. c. et celle en soufre de 0 à 6 p. c.

Certains schistes contiennent des phosphates et de la potasse, mais en faibles proportions.

L'aluminium se présente souvent en quantités considérables, par exemple dans la torbanite de la Nouvelle-Galles du Sud (64 p. c. de Al_2O_3) et dans les schistes d'alun de Suède.

Les métaux rares (or, platine, argent) ont été signalés en faibles quantités.

La présence d'uranium dans les dépôts de schistes bitumineux de Suède fut démontrée pour la première fois par Nordenskiöld en 1894. Certains schistes contiennent également plus de 0,4 p. c. de vanadium.

J.-E. Eklund signale que des schistes d'origine similaire sont déjà connus aux Etats-Unis, en U.R.S.S., en Norvège, au Danemark, en Tchécoslovaquie, en Belgique et en France.

D'après cet auteur, ces schistes représenteraient en Suède, où ils ont déjà été exploités pour en extraire le radium, des dépôts considérables d'une teneur en uranium de 0,1 à 1 p. c.

L'huile de schiste proprement dite est essentiellement l'équivalente de l'huile de pétrole, sauf qu'elle contient une proportion plus importante de produits non saturés. Les principaux composants de cette huile comprennent des membres des deux principales séries d'hydrocarbures, aliphatique ou aromatique.

Les besoins de l'industrie peuvent être satisfaits par la production d'huile de graissage, paraffine, huiles de moteurs, gazoline, kérosène et autres produits semblables. Les huiles de schistes peuvent être soumises au cracking par tous les procédés connus.

Les gazolines dérivant des schistes bitumeux sont spécialement recherchées par suite de leurs qualités antidétonantes, dans les moteurs à haute pression. Des essais faits en laboratoire ont prouvé qu'on pouvait obtenir une augmentation de puissance de 20 à 25 p. c. par l'emploi de cette gazoline par suite des compressions plus fortes qu'il est possible d'obtenir.

On peut aussi procéder à l'hydrogénation ou saturation des composés non saturés, d'où augmentation du rendement.

ORIGINE ET CARACTERES PRINCIPAUX DES SCHISTES BITUMINEUX.

D'après leur genre de vie les organismes aquatiques se répartissent sur trois groupes.

1. — Les organismes benthoniques ou benthos, dont l'existence se passe au fond des eaux. Le benthos sessile comprend les êtres fixés sur le fond, mais doués d'un mouvement de locomotion très réduit.

2. — Les organismes nectoniques, le necton, animaux se déplaçant librement dans l'eau à tous les niveaux.

3. — Les organismes planctoniques, le plancton, plantes et animaux ballottés et transportés par le mouvement des vagues et des courants.

Les organismes n'ont pas nécessairement vécu là où nous trouvons leurs restes fossiles; ils ont pu être transportés au loin. La matière bitumineuse provient en grande partie d'organismes qui n'ont laissé aucune trace figurée et qui appartiennent au plancton. Certains auteurs sont d'avis que le rôle prépondérant a été joué par le plancton végétal.

D'après Pompekj, il faut ramener l'origine des schistes bitumineux à des boues remplies de restes et de déchets d'animaux et de végétaux.

De telles boues, que H. Potonié a appelées boues de putréfaction ou sapropèles, se rencontrent sur le fond des étangs, des lacs ou des mers.

L'évolution du sapropèle nous est imparfaitement connue. Il faut, dans cette diagenèse, distinguer le côté chimique, modification des matières organiques, et le côté pétrogénétique, transformation de la boue en roche dure.

A ce dernier point de vue, Potonié et Reunert distinguent les étapes suivantes :

Sapropèle : boues renfermant les organismes en putréfaction;

Saprocolle : masse encore molle mais ne coulant plus, se laissant débiter à la bêche;

Saprodile : masse ayant la consistance du carton;

Saprodite : schiste bitumineux.

En ce qui concerne le côté chimique, il faut distinguer les matières considérées comme substances mères du bitume :

1) les matières grasses, graisses, huiles et cires; les algues et les animaux en contiennent à peu près le même pourcentage;

2) la cutine des cuticules et les exines des spores, la subérine des tissus subéreux contiennent une forte proportion d'acides gras;

3) les substances protéiques;

4) les résines, les terpènes et les baumes.

Pour la transformation des substances organiques du sapropèle, Engler avait établi le schéma suivant :

Substances organiques du sapropèle :

Anabitume
Polybitume
Catabitume
Ecgonobitume
Oxybitume

Le stade *anabitume* serait le résultat d'une action biochimique dans laquelle les matières minérales du sapropèle auraient pu jouer le rôle de substances de contact. Par hydrolyse, les corps gras du sapropèle auraient, à la suite de diverses transformations, donné naissance à un mélange d'acides gras libres et de carbures d'hydrogène avec des cires non décomposées. Ce mélange constitue l'anabitume.

Sous l'influence de la température et de la pression, il y aurait eu polymérisation, puis fixation par adsorption sur la partie minérale du sapropèle et formation du *polybitume*.

Puis par dépolymérisation, viendrait la transformation en *catabitume* qui peut aussi provenir directement de l'anabitume.

Enfin, le stade suivant serait celui de l'*ecgonobitume* représenté par les huiles de naphte naturelles.

Par oxydation, l'*ecgonobitume* donne l'*oxybitume* ou l'asphalte.

Potonié distingue trois procédés de bituminisation :

1. la *pseudo-bituminisation*. Des substances organiques détritiques difficilement décomposables (protobitume) s'accumulent dans les roches et ne subissent pas de transformation chimique, par exemple les cannels.

2. l'*orthobituminisation*. Celle-ci peut être de deux sortes :

a) la *métabituminisation* dans laquelle des protobitumes labiles donnent principalement des bitumes métastables (polybitumes d'Engler). Elle produit des bogheads et un grand nombre de schistes bitumineux.

b) l'*ecgonobituminisation* où les moins stables parmi les protobitumes labiles (protobitumes pétroligènes) sont transformés en pétroles sans passer par le stade polybitume. Les graisses et les huiles instables, ainsi que les protéines, seraient surtout aptes à donner du pétrole.

* * *

Bien que semblables sous l'aspect géologique, les gisements pétrolifères et les gisements de schistes bitumineux diffèrent au point de vue économique.

La présence des gisements pétrolifères est liée à la présence de certaines structures (anticlinaux, plis diapirs, etc.). Lorsqu'une de ces structures a été découverte, il y a probabilité d'y rencontrer un gîte pétrolifère. Mais aucune certitude n'existe. La concentration ou la formation dans la roche réservoir a pu ne pas s'effectuer, ou si elle s'est produite, elle a pu se détruire ou s'altérer.

Dans le cas des schistes bitumineux, il s'agit de dépôts de roches plus ou moins réguliers, dont l'étude géologique est plus facile et peut conduire dans beaucoup de cas à des résultats plus concluants.

Il existe de nombreux types de schistes bitumineux. Leurs teneurs en huiles diffèrent énormément et déterminent s'ils sont exploitables économiquement. Une variété riche est le boghead ou torbanite, cannel coal, grahamite. Elle contient 55 à 60 p. c. de matières volatiles.

Dans le tableau suivant se trouvent exposées les teneurs des divers schistes exploités dans le monde.

	Rendement en huile par tonne de schiste traitée
Ecosse	100 l
Autun	90 l
Estonie	300 l
Utah	250 l
Californie	200 l
Indiana	50 l
Canada	170 à 185 l
Brésil — Bahia	300 l
Parano, St-Cathérina, Rio Grande do Sul	100 à 150 l
Ermelo (torbanite) (Transvaal)	450 l
Nouvelle-Galles du Sud (Australie)	650 l

Composition chimique moyenne de divers types de schistes bruts.

	Ecosse	France St-Hilaire	Estonie	Suède		Allemagne Wurtem- berg	Australie	Afrique du Sud	U.S.A. Green River
				Närke	Oland				
Huile %	8,5	6,7	20,7	5,5	2,5	4,4	45,8	22,5	9,2
Teneur gal/tonne	21,0	16,6	51,5	13,0	6,4	11,5	112	57,7	23,45
Gaz par tonne pieds cubiques	—	880	—	—	—	2024	3045	2250	—
Cendres %	73,26	—	32,0	73,0	82,0	80,5	29,15	35,6	64,8
Soufre total %	1,27	1,2	—	6,8	2,5	7	5,16	—	3,84
Comp. des cendres :									
Si O ₂	49,58	45,7	28,8	—	—	40	29,6	—	41,9
Ca O	5,6	14,0	42,9	—	—	29	1,4	—	17,6
Al ₂ O ₃	27,98	21,0	7,2	—	—	14,6	64,4	—	11,8
Fe ₂ O ₃	8,96	10,5	6,8	—	—	6,8	5,05	—	—
Mg O	2,19	2,5	1,8	—	—	2,0	0,5	—	10,9
S O ₃	3,77	3,0	—	—	—	4,8	—	—	—
Autres alcalis et ma- tières indéterminées ..	1,92	3,0	3,6	—	—	2,2	—	—	—

1 gallon = 4,54 litres; 1 tonne anglaise = 1.016 kg; 1 pied cubique = 0,028 m³.

GISEMENTS.

Les gisements de schistes bitumineux varient énormément au point de vue de la puissance des couches et de leurs caractères. Ils se rencontrent à des périodes géologiques très diverses. Les gisements d'Ecosse se trouvent dans le calcaire carbonifère, ceux d'Autun dans le Permien, ceux d'Estonie dans le Silurien inférieur.

La puissance des couches est variable — Ecosse 0,90 à 3 m — Autun 2,57 m — Estonie 0,70 à 2,40 m. Aux Etats-Unis, elle atteint dans certaines zones de 5 à 18 mètres.

Les méthodes d'exploitation sont analogues à celle du charbon. Elles se font par puits ou galeries, à flancs de coteau ou à ciel ouvert.

TRAITEMENT DES SCHISTES BITUMINEUX.

Le traitement diffère d'après les caractères des schistes bitumineux, les produits qu'on désire obtenir, les conditions géologiques des terrains où sont situés les gisements, les conditions économiques, etc.

A. — DISTILLATION.

Les différents procédés de distillation peuvent être classés comme suit :

I. — Procédés de distillation en fours, après broyage préliminaire.

1) Chauffage extérieur :

- four à cornues verticales à marche continue. four Pumpherson, Scott, Bergh, Rockesholm.
- fours horizontaux avec appareils transporteurs. fours Ginot, Industriméthoder.
- fours rotatifs — four Hutchin.

2) Chauffage intérieur par un gaz inerte :

- gazogène à courant de gaz ascendant : four Cattlin.
- gazogène à courant d'air descendant : four Wallace.

II. — Procédés de distillation « in situ ».

Le chauffage est produit :

- par l'énergie électrique provenant d'une source thermique ou hydro-électrique;
- par chauffage direct basé sur le procédé de gazéification du charbon « in situ ».

III. — Procédés divers.

La description détaillée des appareils et de la technique de ces méthodes nous entraînerait trop loin. Nous nous bornerons à décrire sommairement quelques appareils des différents types et à exposer les caractéristiques des diverses méthodes.

I. — Procédés de distillation en fours.

1) CHAUFFAGE EXTERIEUR.

a) Fours à cornues verticales à marche continue.

Cornue Pumpherson. — La cornue se compose d'un tube vertical en briques réfractaires de 5,40 m de hauteur, d'un diamètre supérieur de 0,70 m et d'un diamètre inférieur de 0,90 m, où s'opère la carbonisation à haute température (de 700° à 800°C) et le départ de NH₃. Ce tube est surmonté d'un tube en fonte de 3,30 m de hauteur, où s'effectue la carbonisation à basse température (450°C) et le départ de l'huile. Au-dessus de ce tube se trouve la trémie de chargement (réserve de 24 heures), dans laquelle existe une zone de séchage à 100°C. Les schistes épuisés sont recueillis dans une trémie placée à la partie inférieure en dessous de laquelle se placent les wagonnets.

Les gaz combustibles, après avoir circulé dans les carneaux ménagés dans les parois en briques réfractaires, pénètrent dans le four d'où ils se rendent dans la cheminée (deux pour quatre cornues). Les gaz distillés sont évacués à la partie supérieure, vers les appareils de condensation; une conduite amène de la vapeur dans la trémie des schistes épuisés. La hauteur du gueulard au-dessus du sol est de 20 mètres.

Une unité comprend 4 cornues conjuguées.

Une batterie comprend de 10 à 16 unités, soit 40 à 64 cornues.

Les schistes épuisés contiennent 1,5 à 2 p. c. de carbone. La capacité de traitement d'une cornue est de 3,5 à 4 tonnes par 24 heures.

La vie des cornues est de 15 ans.

Principales caractéristiques.

Le but principal est de produire du NH_3 . L'huile devient un sous-produit. La haute température nécessaire pour la formation de NH_3 décompose une partie de l'huile.

Le rôle de la vapeur est :

- a) le refroidissement des schistes épuisés et la récupération de la chaleur.
- b) l'uniformisation de la température dans la cornue par la production du brassage;
- c) l'expulsion des vapeurs d'huile de la cornue évitant ainsi leur décomposition par la chaleur;
- d) la réduction des amines à l'état de NH_3 par H.

En pratique, 60 p. c. de l'azote du schiste est converti en NH_3 . Le chauffage des cornues se fait par la combustion des gaz de distillation. Parfois, il est nécessaire d'ajouter des gazogènes au charbon pour donner un supplément de gaz de chauffage; c'est le cas d'Autun.

Cornue Scott. — C'est une modification de la cornue Pumpherson en vue d'augmenter le rendement par vingt-quatre heures.

Le four Pumpherson est le type du four à chauffage extérieur. Il est utilisé dans de nombreux pays, en Ecosse, à Autun, etc.

De nombreuses variantes existent, notamment en Suède, les fours Bergh et Rockesholm, dont nous donnons ci-après les principales caractéristiques.

Four Bergh. — Le chauffage se fait en brûlant du coke de schiste à une température de 800 à 900°C sur une grille, dans une chambre de combustion placée directement sous les cornues. Les gaz provenant de cette combustion, après avoir chauffé les cornues, sont utilisés, avant leur passage à la cheminée, pour le chauffage de chaudières à vapeur, afin de récupérer la plus grande partie de leur chaleur résiduelle. En Suède, la production de vapeur est de 15 tonnes anglaises par heure à une pression de 25 kg par cm^2 , lorsque le schiste est brûlé à raison de 20 tonnes par heure. Le pouvoir calorifique du coke de schiste (env. 1.200 cal/kg) étant utilisé pour la distillation de l'Oil Gas et pour la production de vapeur, le rendement thermique de ce procédé est très élevé. D'autre part, la séparation complète du gaz de

chauffage d'avec l'Oil Gas présente de grandes difficultés, de sorte que la teneur en huile n'atteint que 80 p. c. de celle obtenue en laboratoire. Chaque four Bergh permet de traiter 500 tonnes de schistes par jour et comprend 1.120 cornues placées en 16 rangées comportant chacune 70 cornues, divisées en 14 batteries; chaque batterie comprend 5 cornues.

Four Rockesholm. — Il est basé sur la méthode écossaise. La cornue est chauffée indirectement au moyen de gaz provenant de brûleurs placés en cercle dans la partie inférieure des cornues. Les gaz circulent dans des canaux de briques verticaux et chauffent la partie externe de la cornue. Ils traversent ensuite le surchauffeur et se rendent à la cheminée. De la vapeur est admise à la partie inférieure des cornues et forme, avec le C, du gaz à l'eau.

En Suède, on obtient environ 120 m^3 de gaz par tonne de schiste et le pouvoir calorifique de l'Oil Gas est de 5.000 cal/kg, avec le résultat que cela n'exige que peu ou pas de combustible externe.

Cette méthode produit un mélange d'huile qui est traité pour séparer la partie légère de la partie lourde.

Un four Rockesholm traitant journallement 500 tonnes de schiste comprend 72 cornues.

b) *Fours horizontaux avec appareils transporteurs.*

Four Industrimethoder. — Ce type de four, utilisé sur une vaste échelle en Estonie, a donné des résultats satisfaisants.

Il consiste en une chambre de chauffe en forme de tunnel de 60 m de longueur et de 3,50 m de diamètre et de section transversale circulaire. Le schiste broyé en morceaux de plus de 27 mm est chargé dans des chariots spéciaux de 2,50 m de hauteur et de 0,50 m de largeur, qui sont traînés à travers la chambre de chauffe. Celle-ci est revêtue de tuyaux de chauffage traversés par des gaz produits dans trois fours séparés, chauffés au gaz et placés à côté de la chambre.

Les tuyaux sont divisés en trois sections, dans l'une desquelles les gaz de chauffe circulent en sens inverse à celui des deux autres. La température des gaz engendrés dans les trois fours est respectivement de 740°C, 680°C et 580°C et la température à la sortie des trois sections du four est respectivement de 320°C, 400°C et 440°C.

Dans ce procédé, à l'encontre de ce qui se passe dans la méthode Bergh, les produits de combustion ne viennent pas en contact avec l'Oil Gas. Par conséquent l'Oil Gas obtenu est de bien meilleure qualité.

c) *Fours rotatifs.*

Four Hutchin. — C'est un four rotatif de 15 m de longueur et de 1,20 m de diamètre. Un rouleau concasseur mobile, placé dans le cylindre rotatif, relève le schiste et l'expose à la chaleur. On déverse le schiste dans une trémie et une vis nourricière étanche fait cheminer le schiste — fin et gros — dans le cylindre en rotation d'un niveau supérieur à un niveau inférieur.

Le gaz de chauffage produit par un gazogène se rend dans une chambre de combustion latérale. Les gaz de distillation sont évacués vers les appareils de condensation.

Les caractères de ce four sont :

- a) le passage au four du menu avec le gros;
- b) l'absence de cracking; la distillation à basse température;
- c) l'absence d'introduction de vapeur surchauffée, donc minimum de NH_3 ;
- d) le maximum d'huile.

Ce four a un grand rendement d'huile et faible rendement en NH_3 . Il aurait été employé en Estonie.

2) CHAUFFAGE INTERIEUR PAR UN GAZ INERTE.

a) Gazogènes à courant de gaz ascendant.

Four Cattlin. — Est un four vertical chauffé intérieurement par insufflation d'air et de gaz neutre épurés de leurs hydrocarbures venant d'un autre four en allumage. L'air produit la combustion du carbone des schistes épuisés et sa quantité est réglée suivant la température à produire. Lorsque le schiste arrive dans la zone de feu, toute l'huile est distillée.

Il a un diamètre de 3,75 m, une hauteur de 12,60 m, la charge est de 90 tonnes, la capacité de traitement de 940 tonnes par jour. Il a un rendement de 85 p. c. de l'huile contenue dans le schiste; il a été utilisé à Elko (Nevada).

b) Gazogènes à courant d'air descendant.

La zone de feu est à la partie supérieure; l'huile est aspirée par le dessous et est immédiatement soustraite à l'action du feu. Ce sont là des conditions idéales d'une distillation à basse température.

Four Wallace. — A une marche discontinue. Le gazogène est allumé à la partie supérieure de la charge. Le gaz de chauffage est un mélange réglable d'air et de gaz neutre pris à la sortie du dernier Scrubber.

Il est descendant et réglable en air et gaz neutre.

Le four renferme un tube perforé par lequel un exhausteur extrait les gaz à mesure de leur formation. De l'huile se condense dans la charge même, s'écoule par le dessous et rejoint l'huile condensée dans les appareils ordinaires.

II. — Procédés de distillation des schistes bitumineux par chauffage « in situ ».

Des procédés basés sur ce principe sont utilisés en divers pays. Nous décrivons brièvement les plus importants.

Citons d'abord le procédé *Ljungström* employé en Suède. Il consiste dans le chauffage électrique du schiste « in situ » par des trous de sonde, sans exploitation. Des trous de sonde de 1 1/2 à 2 pouces de diamètre, pour le placement des éléments de chauffage électrique, sont forés dans le schiste au sommet d'hexagones, la distance entre chacun des six trous étant approximativement de 8 pieds. Dans le centre de chaque hexagone, un autre trou

est foré pour l'échappement des produits de distillation; ceux-ci sont recueillis dans un collecteur commun pour se rendre aux appareils de condensation. Nous verrons plus loin comment ce procédé est appliqué en Suède. Pour être utilisé, ce procédé exige une source d'énergie à bas prix et un terrain peu humide.

En Allemagne, on utilise également la distillation « in situ » mais par un procédé entièrement différent du procédé *Ljungström*. La technique allemande est basée sur le procédé souterrain russe pour la gazéification du charbon « in situ ».

Le schiste est chauffé dans un certain nombre de chambres. Deux galeries parallèles sont creusées dans le gisement et reliées entre elles par des galeries transversales de 2 mètres environ de largeur, qui constituent les chambres précitées. Le schiste provenant du creusement de ces galeries et de ces chambres est traité dans des cornues. Des charges explosives placées dans chaque chambre produisent une masse de schistes réduite en morceaux. Les chambres sont ensuite murées à leurs extrémités et mises à feu. Une conduite d'entrée d'air dans l'une des galeries est connectée avec chacune des chambres et une conduite de sortie dans l'autre galerie reliée à l'autre extrémité des chambres recueille les produits de distillation et les amène aux appareils de condensation.

La succion s'opère par un exhausteur électrique. Avant de fermer, le schiste est mis à feu. 86 p. c. de l'huile de schiste se condense dans les conduites de sortie des chambres d'où elle est drainée dans le collecteur. Le restant est condensé à la surface dans des appareils de condensation.

III. — Procédés divers.

Citons, comme procédés basés sur d'autres principes :

1) PROCEDE MEILER, EMPLOYE EN ALLEMAGNE.

Il ressemble à celui employé pour la distillation du bois dans les usines de charbon de bois.

Le schiste broyé est mis en larges piles au-dessus d'une série de conduites de succion.

Le schiste est amené dans le voisinage par des pelles mécaniques, broyé et tamisé. Chaque pile a 125 pieds de long sur 10 pieds de profondeur et 40 pieds de large. Elle contient 1.500 tonnes de schiste. Un peu de tourbe, charbon ou bois, est d'abord allumé au sommet de la pile et les gaz produits sont enlevés dès leur formation par un exhausteur vers une installation de condensation.

2) PROCEDE

UTILISANT LA TECHNIQUE DU SOLIDE-FLUIDE.

Une nouvelle technique faisant usage de solides finement divisés tend à prendre une large application dans l'industrie du pétrole et dans d'autres branches des industries chimiques ou métallurgiques.

Cette technique issue des usines de la Standard Oil Co, en développant l'usage largement répandu du procédé de cracking par catalyse fluide, trouve une application potentielle dans tout procédé où des quantités importantes de chaleur sont échan-

gées et où un contact intime entre gaz et solide est recherché. Ces conditions se trouvent réalisées dans le traitement des schistes bitumineux. Mais avant d'aborder la description de cette application, il convient d'exposer les bases sur lesquelles repose cette nouvelle technique.

La technique des solides fluides repose essentiellement sur deux propriétés fondamentales et caractéristiques des solides finement divisés :

1° lorsqu'on introduit dans un gaz des solides convenablement broyés et classés, ils forment un mélange homogène « solide gaz ». Ce « fluide » possède des propriétés semblables à celles des liquides ordinaires, mais sa densité est sujette à variation par simple changement de la proportion du solide dans le gaz et des conditions d'écoulement;

2° un solide pulvérisé, suspendu dans un courant de gaz ascendant à une vitesse relativement basse, formera contrairement à la loi de Stoke, une phase de densité continue qui, par plusieurs aspects, ressemble à un liquide en ébullition.

La première de ces propriétés rend possible la circulation de grandes quantités de solides sans l'emploi de moyens mécaniques et permet ainsi l'usage d'équipement utilisé généralement pour la manipulation et le contrôle des liquides.

La seconde propriété donne les moyens d'effectuer certaines opérations telles que le transport de chaleur dans d'excellentes conditions et permet d'obtenir les temps de réaction requis avec un équipement de grandeur raisonnable.

La technique des solides fluides consiste essentiellement dans l'application de ces propriétés ou de l'une d'elles, c'est-à-dire un système de circulation et une zone dans laquelle une concentration ou « phase dense » de solide est établie ou maintenue dans le but principal d'obtenir la réaction désirée.

a) Circulation des solides.

Le système de circulation comprend un tuyau où la chaleur statique du solide qui s'écoule procure par elle-même la pression requise pour cette circulation et une ligne distributrice qui contient un courant de gaz dans lequel se dispersent les solides, le tout dirigé vers une zone de réaction.

Le mélange fluide-solide dans le tuyau est maintenu dans un état de densité relativement forte, de manière à ce qu'une pression statique raisonnable par unité de longueur y soit obtenue. Cependant le mélange de solide, étant compressible, peut atteindre de fortes densités à tel point qu'il pourrait perdre son caractère de fluide. Du gaz est alors ajouté au mélange de manière à maintenir dans le tuyau la densité convenant à son caractère fluide.

Le mélange de gaz solide peut alors être injecté dans un courant de gaz convenable à un endroit quelconque, normalement la zone de réaction. La densité du mélange gaz-solide dans la ligne distributrice est maintenue basse afin de faciliter la circulation des solides. Cette faible densité est obtenue en opérant avec des vitesses de gaz rela-

tivement élevées et en maintenant une proportion faible de solides dans le gaz.

b) La couche fluide dense.

Une zone ou couche de forte concentration de solides peut être établie et maintenue en contrôlant simplement la vitesse d'un mélange solide-gaz à un degré relativement bas, par exemple 1 à 3 pieds secondes, dans des conditions telles que les solides tendent à se séparer du gaz. La couche formée sous l'effet de ce phénomène est d'une densité plus ou moins uniforme, mais en état de continue et violente agitation, fait qui favorise le contact du gaz avec les solides et maintient une température uniforme. Une couche fluide de ce type peut être maintenue avec ou sans circulation en dehors de celle-ci. Au cas où la circulation s'effectue, les solides peuvent être amenés à la cornue, soit directement par un tuyau à l'état de forte densité, soit à l'état dilué au moyen d'un courant de gaz.

De même l'enlèvement des solides hors de la couche peut s'effectuer directement au moyen de tuyaux ou par entraînement vers le haut par les gaz.

c) Applications.

La combinaison des divers éléments de cette méthode varie avec les applications.

d) Le procédé de traitement des schistes bitumineux.

La technique des solides fluides a été appliquée à l'extraction d'huile des schistes bitumineux, application qui comprend essentiellement l'alimentation en matière brute d'une zone de traitement et le maintien de cette zone dans des conditions favorables à l'opération et à une température uniforme. Ce procédé, bien que n'étant pas encore employé sur une échelle commerciale, a été pratiqué favorablement dans une usine pilote par la Standard Oil Development Co. L'application commerciale de ce procédé dépend des conditions économiques dans lesquelles se présentent les gisements de schistes bitumineux.

e) Description du procédé.

Le procédé pour récupérer l'huile consiste simplement à chauffer la matière brute et à la maintenir à une température de 700 à 1.000°F pendant 8 à 20 minutes. Dans ces conditions, l'huile évolue presque aussi aisément que la vapeur. Dès lors, le procédé consiste essentiellement en une cornue dans laquelle le schiste est décomposé, un four qui donne la chaleur nécessaire et un système de circulation du solide pour le transfert de la chaleur et de la matière crue et épuisée à la zone et hors de la zone d'opération. La fig. 1 donne une représentation schématique des principales phases d'une usine à échelle commerciale.

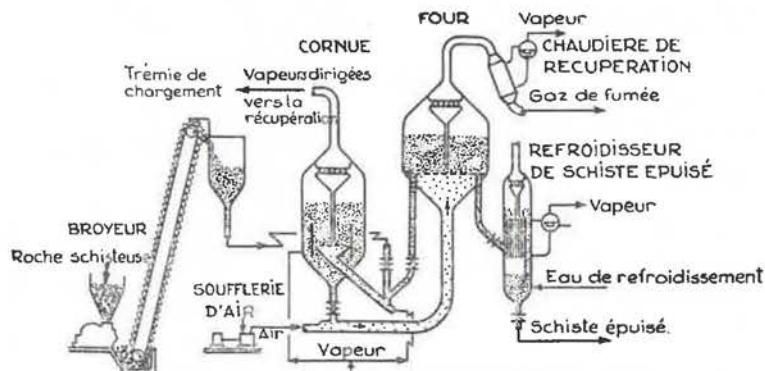
Voici le détail des opérations :

La roche schisteuse, broyée à la grosseur voulue, est chargée dans une trémie d'alimentation d'où elle est dirigée au moyen d'une conduite dans un

courant de schiste épuisé chaud, qui circule du four jusqu'à la cornue.

Le courant combiné du schiste frais et épuisé actuellement à la température du traitement est entraîné par un courant dans la cornue, où un état de forte densité de solides est maintenu, en

L'opération s'effectue à une température de 850 à 1.000°F. Des schistes, dont la teneur en huile est moins élevée que celle des schistes australiens, ont été traités aussi avec succès. Les teneurs de produits obtenus furent moindres, mais étaient en rapport avec les matières premières traitées.



PROCÉDÉ SOLIDE-FLUIDE DE LA STANDARD OIL CO
(PROCÉDÉ DE DISTILLATION DES SCHISTES)

opérant avec une vitesse de gaz de 1 à 1,5 pieds/seconde. La dimension de la cornue est déterminée de manière à pouvoir transformer le kérogène contenu dans le schiste en vapeurs d'hydrocarbures. Les produits volatils passent de la cornue à l'usine de récupération des divers produits de distillation.

Le schiste épuisé est retiré de la cornue, dépouillé des gaz hydrocarbures par de la vapeur d'eau et injecté dans un courant d'air qui le transporte dans un four où il est brûlé pour fournir la chaleur requise par le procédé. Une partie du schiste épuisé et brûlé retourne dans la cornue comme transporteur de chaleur, tandis que le reste est enlevé et passe au travers d'un refroidisseur pour récupérer la chaleur perdue avant d'être mis au rebut.

La chaleur entraînée par le gaz de combustion est également récupérée avant de se rendre à la cheminée.

f) Résultats expérimentaux.

L'application de ce procédé s'exécute dans une usine-pilote, utilisant comme matière première un schiste australien relativement riche, qui contenait 63 p. c. de carbone en poids, 8 p. c. d'hydrogène et 0,7 p. c. de soufre. Tout d'abord un essai préliminaire indiqua que le schiste présentait un état semi-plastique à environ 825°F, d'où résultait une agglomération du schiste épuisé. Cependant dans l'usine-pilote, des couches fluides de schistes purent aisément être maintenues du fait que les opérations de fusion rendent possible le chauffage instantané avec la masse fluide de schiste épuisé et le maintien d'une température extrêmement uniforme dans la zone de traitement.

La quantité d'hydrocarbures extraite d'un schiste donné est principalement fonction des températures de traitement. Les résultats obtenus par l'usine-pilote avec le schiste australien montrent que, lorsqu'on opère à 1.000°F, environ 85 p. c. du carbone et de l'hydrogène du schiste sont récupérés à l'état d'hydrocarbures, tandis que la récupération n'est seulement que de 65 p. c. lorsqu'on opère à 850°F. Des variations de temps de 8 à 10 minutes n'ont pas d'influence notable sur ces résultats. Le traitement du schiste australien donne une huile à haut degré de distillation dont 15 à 25 p. c. étaient de la gazoline et 40 à 45 p. c. d'huile distillant au-dessus de 800°. La densité de l'huile était de 20 à 25° A.P.I. (1) et la teneur en soufre était de 0,5 à 0,7 Wt p. c. (2). La répartition des hydrocarbures dans les produits totaux variait avec la température de traitement, la quantité de gaz augmentant de 4,5 Wt p. c. avec du schiste traité à 850°, jusqu'à 15,2 Wt p. c. avec du schiste traité à 1.000°.

L'huile obtenue est impropre à l'usage, sans opérations subséquentes, à cause de la présence de composés azotés et sulfurés.

Le schiste épuisé est relativement riche en matières charbonneuses.

Son pouvoir calorifique d'environ 4.450 kcal/kg le désigne comme combustible solide.

B. — RAFFINAGE.

Les produits obtenus par la distillation sont : les eaux ammoniacales;

(1) Mesurée suivant la méthode de l'American Petroleum Institute.

(2) In weight pro cent : en poids pour-cent.

l'huile brute;
le schiste épuisé.

Le gaz NH_3 est conduit dans un bain de H_2SO_4 et, après diverses opérations, transformé en sulfate d'ammoniaque. Quant aux opérations de raffinage appliquées à l'huile brute, elles sont analogues à celles subies par le pétrole brut mais sont plus compliquées.

Produits obtenus par le raffinage.

1. la benzine;
2. l'huile lampante;
3. l'huile intermédiaire pour gaz d'éclairage et comme combustible pour les moteurs Diesel;
4. les huiles de graissage;
5. la paraffine;
6. le coke de cornues — employé comme combustible et pour la fabrication des électrodes;
7. les goudrons et le mazout;
8. les graisses extraites des huiles.

UTILISATION DES SCHISTES BITUMINEUX A L'ETAT CRU.

Outre les produits qu'ils donnent par distillation, les schistes bitumineux peuvent être utilisés à l'état cru :

a) comme combustible — cuisson des briques, tuiles, etc., cuisson en meules du calcaire pour la fabrication de la chaux;

b) à l'état pulvérisé — dans les foyers de chaudières à vapeur ou locomotives;

c) à la fabrication de ciment comme combustible et matière première et à la fabrication de noir de fumée au moyen du gaz de schiste bitumineux. Une tonne de schiste bitumineux peut donner 10 kg de noir de fumée. On l'emploie également pour l'huile de flottage et l'asphalte des routes.

Les schistes épuisés peuvent être employés, moyennant préparation, à la fabrication des briques et du ciment. Dans certains schistes, le résidu minéral retient la plus grande partie du carbone fixé sous forme finement divisée. Comme ce carbone est combustible, le schiste peut être utilisé comme tel à condition que la teneur en carbone dépasse 6 p. c.

SITUATION DE L'INDUSTRIE DES SCHISTES BITUMINEUX DANS LE MONDE.

I. Etats-Unis.

De 1916 à 1926, on a constaté aux Etats-Unis un rapide déclin des réserves pétrolifères.

De 1857, date de la découverte du pétrole aux Etats-Unis, jusqu'en 1926, la production mondiale a été de 1.113.000.000 de myrialitres dont 636.000.000 de myrialitres pour les Etats-Unis.

Cette importante contribution des Etats-Unis à la production mondiale du pétrole montre combien un déclin des réserves pétrolifères de ce pays doit avoir une profonde répercussion dans le monde. Cette constatation suscita aux Etats-Unis une vive émotion et on s'appliqua à chercher des remèdes à cette situation.

Il faut observer tout d'abord que l'exploitation des gisements pétrolifères s'exécutait sans aucune méthode scientifique; les gaspillages invraisemblables qu'elle provoquait ne permettaient pas de recueillir plus de 20 p. c. du pétrole contenu dans le sol. On envisagea tout d'abord d'améliorer les conditions d'exploitation pour éviter les pertes, puis on étudia l'emploi du cracking, les méthodes de production d'essence synthétique, l'intensification des recherches pour la découverte de nouveaux gisements et enfin l'utilisation des schistes bitumineux.

Ces deux derniers points ont surtout été retenus et des efforts très sérieux ont été tentés. En 1926, le groupe Standard Oil Co avait déjà dépensé plus de 2.000.000 de dollars pour l'achat de gisements.

C'est vers cette époque que furent introduites aux Etats-Unis les méthodes de prospection géophysique pour la recherche des gisements pétrolifères. Les méthodes gravimétriques et sismiques donnèrent des résultats inespérés. Pour mesurer la révolution produite dans ce domaine par ces nouvelles méthodes, il suffit de citer quelques chiffres.

Au cours des quinze années précédant l'introduction de ces méthodes dans les régions du Texas et de la Louisiane, 4 dômes de sel furent découverts. Depuis l'introduction des méthodes géophysiques, 23 nouveaux dômes ont été découverts en quatre ans.

C'est à ce fait, je crois, qu'il faut attribuer l'intérêt moindre manifesté dans les années suivantes à l'utilisation des schistes bitumineux en Amérique.

Cependant la mécanisation croissante résultant de la guerre produit une demande de plus en plus forte de pétrole et de ses dérivés, tandis que les ressources pétrolifères des Etats-Unis menacent de s'épuiser dans un avenir plus ou moins lointain.

Que la question des réserves pétrolifères préoccupe le gouvernement des Etats-Unis, on s'en rend compte en jetant un coup d'œil sur les statistiques de la production mondiale de ces dernières années.

Production journalière moyenne en barils de 42 gallons.

	1945	1946	augmentation
Etats-Unis . . .	4.688	4.740	1,1 %
Venezuela . . .	886	1.066	20 %
Mexique . . .	119	134	12,5 %
Golfe Persique .	430	611	40 %
Total mondial .	6.648	7.047	6 %

On remarquera que, malgré la découverte de nouveaux champs de pétrole pendant la guerre au Texas et dans les Montagnes Rocheuses, l'augmentation de production aux Etats-Unis est faible comparativement à celle du Venezuela et du Golfe Persique. C'est avec raison que le Gouvernement envisage le moment où les ressources feront défaut et il prend dès à présent les mesures qui s'imposent en vue de l'épuisement éventuel

des gisements qui est toutefois encore fort éloigné. Le Bureau des Mines est occupé à développer les techniques de fabrication de produits pétroliers à partir d'autres sources : parmi ces sources se trouvent les gaz naturels. Le pétrole obtenu du gaz naturel par le procédé Fischer-Tropsch aura bientôt sa première application.

Mais c'est surtout après le décret du Congrès américain en 1945 concernant les combustibles liquides, dont deux chapitres sont consacrés à l'exploitation et à l'utilisation des schistes bitumineux, que l'attention s'est portée de nouveau sur cette question.

Bien qu'il ne semble pas économique d'exploiter immédiatement les schistes bitumineux, sur une large échelle, la résolution du Congrès met clairement en évidence qu'il est hautement désirable, pour la sécurité nationale et pour l'autonomie future de la nation, de poursuivre les recherches actuellement commencées.

Le Bureau des Mines concentre son attention sur les travaux d'une nouvelle station de recherche des schistes bitumineux, le « Development Laboratory » à l'Université de Wyoming, et sur les travaux d'une mine de démonstration.

Cette usine, installée par le Bureau des Mines américaines à Riffle (Colorado), au cœur des gisements de schistes des Montagnes Rocheuses, a été inaugurée le 17 mai 1947. On projette de construire plus tard une usine à échelle commerciale, d'après les indications de l'usine de démonstration, pour produire au moins 335.000 gallons imp. d'huile de schiste par jour.

Dans cette usine, des recherches sont poursuivies sur une grande échelle dans toutes les phases des opérations de traitement des schistes bitumineux. L'une des deux mines qui alimentent cette usine permet l'exploitation de schiste de toute teneur, depuis 5 à 80 gallons, ce qui permet des essais dans les cornues de schistes de différentes teneurs.

Dans la seconde mine où est exploité un gisement souterrain d'une capacité de production de 1.500 tonnes par jour, on effectue des déterminations précises de production par homme/jour et l'établissement des prix de revient.

La production qui était de 25 tonnes par homme/jour en 1947 a atteint 40 à 50 tonnes en 1948. Une telle production (dix fois supérieure à celle des mines de charbon) est rendue possible par l'usage, sur une large échelle, de méthodes d'exploitation mécanique soigneusement adaptées aux dépôts de schistes bitumineux de la zone occidentale. Des chambres de 60 à 100 pieds peuvent être aménagées sans danger pour permettre l'usage de pelles électriques Diesel. Dans ces conditions, le schiste peut être exploité à un prix de revient de 50 à 60 cents par tonne. Des broyeurs et des cribles sont prévus pour fournir aux cornues des morceaux de schistes convenablement calibrés.

Des rendements de 85 à 90 p. c. de ceux obtenus en laboratoire ont été actuellement atteints. Les meilleures conditions de distillation d'huile par le

principe du chauffage intérieur ont été déterminées et on prévoit bientôt l'application d'une cornue d'huile de schiste à marche continue.

Dans l'usine-pilote, le Bureau des Mines expérimente une cornue à marche continue et emploie le courant transversal de gaz chaud au travers d'une couche relativement faible de schiste broyé. La Cie de Californie utilise une cornue à chauffage interne avec courant descendant.

Une usine-pilote de la Standard Oil Development subit les modifications nécessaires pour l'adapter au traitement des schistes. Elle utilisera la « fluidized catalyst technique » dont nous avons exposé ci-dessus le principe. Le Bureau des Mines collabore avec les deux compagnies pour poursuivre ces essais.

Des études de raffinage sont entreprises par la « Bureau of Mines Petroleum and Oil Experiment Station » à Laramie (Wyoming) et par différentes autres compagnies à Riffle (Colorado). Des sondages récents ont permis d'évaluer les réserves nationales, dans le Colorado seul, à 200 billions de barils d'huile (en évaluant le rendement des schistes à 15 gallons seulement d'huile par tonne). Ces matières ne sont pas, actuellement, de valeur commerciale. Elles présentent cependant, comme source d'huile, des avantages sérieux. On les rencontre en couches horizontales contenant en moyenne 30 gallons d'huile par tonne, d'une puissance de 70 à 100 pieds et dont l'étendue se prolonge du Colorado dans l'Utah et le Wyoming.

L'exploitation de ces schistes se présente dans des conditions beaucoup plus avantageuses que les couches de houille de puissance dix à vingt fois inférieure.

De plus, les frais de premier établissement et les frais de traitement sont moindres que dans le cas du charbon. Mais les terrains où se trouvent ces réserves sont déserts et situés à 7 ou 8.000 pieds d'altitude. La question du choix de l'emplacement de l'usine est un sérieux problème. Les expériences du Bureau des Mines montrent que l'huile du schiste peut être produite à un prix de revient de 2 à 2,5 dollars par baril, amortissement compris en dix ans sans compter de bénéfice. Le coût de premier établissement d'une installation pour la production d'huile brute est estimé à 2.000 dollars par baril/jour.

Les réserves de schistes bitumineux aux Etats-Unis sont énormes; leur rendement en huile est en général élevé, ce qui rend le prix de revient de l'huile produite relativement bas.

Il y a deux groupes de gisements, les gisements de l'Ouest et ceux de l'Est.

Champ de l'Ouest : Colorado-Utah, Wyoming-Californie.

Le gisement se trouve dans l'Eocène; la puissance des couches est de 5 à 18 mètres.

Le rendement en huile est de 80 à 200 litres par tonne; la quantité de sulfate d' NH_3 est de 3 kg par tonne.

Diverses sociétés exploitent ces gisements :

Watson Oil Co — Monarch Oil Shale Co — Union Oil of California, etc.

Champ de l'Est : Kentucky, Indiana, Ohio, Nevada.

Kentucky, puissance du gisement : 100 m.

Nevada à Elko, traitement de 100 tonnes par jour, seule usine américaine marchant industriellement en 1926.

II. Ecosse.

Cette industrie s'implanta dans ce pays en 1781, mais ce n'est qu'au milieu du siècle suivant que les schistes bitumineux écossais prirent une importance commerciale. En 1851, une usine fut installée à Bathgate (West Lothian) pour l'extraction d'huile du boghead et du Cannel coal découverts dans ce district. Le rendement était exceptionnel, 400 à 600 litres par tonne de houille. Mais les réserves de ces couches étaient limitées et, après leur épuisement, on décida d'exploiter les gisements de schistes découverts près de Broxburn et plus tard à West Calder. Ces schistes donnaient des produits semblables et différaient surtout par leur teneur en cendres et leur rendement bien inférieur à celui du boghead, mais la grande abondance et le prix de revient peu élevé permettaient de les exploiter commercialement.

Les gisements se présentent dans les grès calcaires du carbonifère inférieur (Dinantien). Ces exploitations s'étendent sur environ 240 km². Elles sont situées à 25 ou 30 km au Sud et au Sud-Ouest d'Edimbourg avec le Firth of Forth comme limite nord.

Les schistes bitumineux ressemblent aux schistes houillers; ils en diffèrent cependant par quelques caractères physiques. Il y a deux groupes de schistes bitumineux. Le plus développé, celui de West Calder, est situé au-dessus du calcaire qui sert de repère stratigraphique, celui de Pumpherston est à 180 m plus bas.

La première série a une épaisseur de 720 m. Les schistes bitumineux se montrent en couches minces de 0,75 à 3 mètres de puissance, alternant avec des grès plus ou moins calcaires, et accompagnés de nombreuses veines charbonneuses.

Le gîte de Pumpherston comprend cinq veines minces très rapprochées. L'extraction a atteint un maximum de 3 1/2 millions de tonnes en 1913, puis elle a été bloquée par la guerre de 1914 à 1918. En 1919, les compagnies minières ont fusionné sous la dénomination de Scottish Oil Co. Ce trust est contrôlé par l'Anglo Persian Oil Co et le Gouvernement anglais.

Les difficultés économiques ont réduit progressivement la production qui s'élève aujourd'hui à 1 1/4 million de tonnes par an en moyenne. Cette production provient de douze mines et de deux carrières à ciel ouvert. Le schiste brut est traité dans quatre usines pour huile brute et tous les produits sont envoyés à l'usine de raffinage de Pumpherston. Il y a, en outre, des fabriques d'acide sulfurique, une fabrique de bougies et une briqueterie mécanique utilisant les schistes épuisés. La main-d'œuvre comprend en tout 4.000 personnes.

L'exploitation se fait par puits et galeries, chambres et piliers. Les puits de Westwood ont 216 m de profondeur et celui de Burngrange, 140 mètres. Il y a deux exploitations à ciel ouvert et d'autres par puits inclinés sur les affleurements.

L'usine à huile brute de Westwood a été construite au début de la dernière guerre; elle comprend les installations suivantes : préparation mécanique, cornues et condenseurs, récupération de l'ammoniaque et de l'essence, fabrication du sulfate d'ammoniaque, stations génératrices et installation d'épuration d'eau.

Les cornues employées sont du type Pumpherston. Il y a deux batteries de 52 cornues capables de traiter 1.040 tonnes de schistes par jour. La capacité des cornues est de 10 t par jour. On retire en moyenne 90 litres d'huile brute, 16 litres de naphte et 13,5 kg de sulfate d'ammoniaque par tonne.

L'huile et l'essence sont envoyées à l'usine de raffinage par wagons citernes. L'ammoniaque est traité dans un département spécial et transformé en sulfate; la production est de 45 tonnes de sulfate par jour. La fabrication des briques avec le schiste épuisé a été réalisée après de longues et minutieuses recherches. Le schiste brûlé, finement pulvérisé et additionné de chaux éteinte et de lait de chaux, est moulé à la presse mécanique et recuit à la vapeur surchauffée pendant 8 à 9 heures. La production est de 33.000 briques par jour.

Il convient de signaler que le produit principal de la distillation des schistes bitumineux en Ecosse, est le sulfate d'ammoniaque qui sert d'engrais. Tout est organisé en vue d'augmenter la production du sulfate d'ammoniaque.

Une tonne de schiste bitumineux donne les produits suivants :

	densité	litres	kg
benzène	0,700 - 0,750	9,2	
huile lampante . . .	0,790 - 0,830	28	
huile intermédiaire .	0,840 - 0,870	22	
huile de graissage . .	0,865 - 0,910	7,5	
paraffine			8
coke			1,6
sulfate de NH ₃			16

Répartition du prix de revient :

exploitation	53 %
distillation	19 %
raffinage	15 %
prod. (NH ₄) ₂ SO ₄	13 %
	<hr/>
	100 %

III. Canada.

On signale des dépôts de schistes bitumineux dans toutes les provinces canadiennes, notamment à Collingwood, dans l'Ontario, au Nouveau Brunswick et dans la province de Nouvelle-Ecosse.

Les plus importants dépôts se trouvent dans le Nouveau Brunswick; ce schiste est connu sous le nom de « Stellerite » : la puissance est de 1 pouce

à 8 pieds et la teneur en huile de 46 gallons par tonne.

IV. Afrique du Sud.

Des dépôts importants de schistes bitumineux existent en Afrique du Sud, notamment au Natal, à Impendhle et Utrecht, et au Transvaal, à Mooifontein et Bloemfontein. Des teneurs de plus de 106 gallons d'huile par tonne ont été signalées.

Les dépôts d'Ermelo ont été exploités sur une vaste échelle depuis 1910 et traités dans des installations qui ont produit en 1940 plus de 3 millions de gallons d'huile de schiste.

V. Indes et Birmanie.

Jusqu'en 1922, les seuls dépôts de schistes bitumineux de l'Empire des Indes étaient ceux situés à l'Est du district d'Amherst, Birmanie. Ils sont d'âge tertiaire et contiennent 35 gallons d'huile et donnent 40 livres de sulfate d'ammoniaque par tonne.

D'autres formations du même âge ont été découvertes dans les Etats de Shan.

VI. Australie. - Nouvelle-Galles du Sud.

Dépôts de Newnes.

La teneur en huile est élevée et peut dépasser 800 l par tonne. En 1938, les installations de Newnes traitaient, dit-on, 170.000 tonnes de schistes annuellement, dont on extrayait 10.000.000 de gallons (45.000.000 de litres) d'essence de moteur.

On estimait qu'en 1947 la production d'huile de moteur atteindrait 10 millions de gallons pour ce champ seulement.

VII. Estonie.

Il y a 150 ans on découvrit, dans le Nord-Est de l'Estonie, un schiste bitumineux connu sous le nom de « Kukersite ».

Il fut d'abord exploité comme combustible. La production d'huile extraite de ce schiste date de 1919, mais un tiers environ du schiste extrait était utilisé comme combustible pour les chemins de fer et les usines.

Le Kukersite est d'âge silurien.

D'importants dépôts sont exploités à Kohtla Järve. La teneur en huile varie de 48 à 86 gallons par tonne. Le traitement de ce schiste est difficile et exige des fours spéciaux.

La production d'huile de schiste ne fit qu'augmenter de 1936 à 1939; elle passa de 300.000 tonnes à 1.700.000 tonnes à cause des efforts des Allemands pour obtenir de l'huile de cette source.

Pendant l'occupation allemande, d'importantes installations furent édifiées. Elles étaient presque terminées lorsque les Russes reconquirent l'Estonie en 1944. Trois nouvelles raffineries sont actuellement en construction pour alimenter Leningrad en gaz par pipe line.

VIII. France.

1) Situation des carburants en 1935.

Importation de produits pétrolifères :
± 6.145.000 tonnes dont 2.155.000 tonnes d'essence.

· Production nationale de carburants :	
Benzol moteur	90.000 t
Gisement de Pechelbron	73.000 t
Hydrocarburation	15.000 t
Huile de schiste	6.000 t
	184.000 t

Pour combler cet énorme déficit, la France doit recourir à des importations qui pèsent lourdement sur sa balance commerciale. L'hydrogénation de la houille ne peut être envisagée avec intérêt. Le pays est importateur de 20 millions de tonnes de charbon (production : 48,5 millions de tonnes, consommation : 70 millions de tonnes).

L'emploi de ce procédé ne contribuerait donc pas à réduire les importations, aussi est-il plus logique d'exploiter les richesses nationales que constituent les schistes bitumineux. Les pouvoirs publics semblent l'avoir compris en protégeant et en cherchant à développer l'industrie des schistes bitumineux en France.

Cette industrie est plus que séculaire en France. Elle a pris naissance à Autun et ne s'y est maintenue que grâce à la protection des pouvoirs publics.

Les gisements de schistes bitumineux s'y rencontrent dans le Permien. Celui-ci et le calcaire carbonifère remplissent une vaste cuvette dont les bords sont constitués par des tufs avec couches d'antracites, des granulites ou des gneiss.

C'est la société lyonnaise des schistes bitumineux qui exploite les gisements. La distillation se fait dans les cornues Pumpherson.

La puissance des couches est de 2,37 m.

Quant au rendement, 1 tonne de schiste donne 90 l d'huile brute ou :

	<i>kg ou l</i>
benzine brute	5
huile lampante	20
huile lourde	10
goudron	35
paraffine	3

La couche de torbanite, située comme en Ecosse en tête du gisement, est épuisée.

A St-Hilaire (Allier) les couches bitumineuses sont également permienues et alternent avec des couches de houilles; les couches exploitées ont une puissance de 1,80 m et l'extraction est de 500 tonnes par jour.

Une usine-pilote est en marche depuis 1938. Elle traite environ 80 tonnes de schiste par jour. La teneur est de 75 litres d'huile par tonne.

Récemment, une installation à grande échelle basée sur les résultats de l'usine-pilote a été mise en marche. Elle traite 1.000 tonnes de schiste par jour.

2) *Pyroschistes de l'Aveyron* (1945).

De grands travaux sont en cours à Severac le Château (Aveyron). Une importante usine est en construction. Elle devait entrer en activité durant l'année 1946 et est destinée à la carbonisation, par four tournant système Petit, des pyroschistes qui abondent dans cette région et dont les prospections sont faites depuis longtemps. Ces pyroschistes sont d'âge toarcien et peuvent se suivre sans discontinuité depuis Mende jusqu'au Sud de Tournemire. Severac se trouve juste sur la partie médiane et les schistes constituent la presque totalité de la montagne qui s'étend au Sud de la voie ferrée. L'exploitation peut se faire presque entièrement à ciel ouvert.

Le seul point noir de l'entreprise réside dans la teneur relativement faible des pyroschistes; il ne faut pas compter sur des rendements supérieurs à 45 litres par tonne de roche; il est vrai qu'il y aura en quelque sorte compensation par le bas prix de leur extraction en carrière.

On se propose surtout l'obtention de lubrifiants car des essais très poussés effectués dans l'usine-pilote de Grenoble ont donné des résultats que l'on dit magnifiques.

D'autres gisements, qui ne sont pas ou peu explorés, existent en France. Nous citons ci-après les principaux.

3) *Pyroschistes préhouillers*.

Il existe des assises dévoniennes nettement bitumineuses, mais aucune étude sérieuse n'a été entreprise.

4) *Pyroschistes houillers*.

a) Boson — les assises renfermant des couches de houille passent insensiblement au Permien et des couches de schistes bitumineux apparaissent localement. Il y eut trois concessions minières — diverses périodes d'activité succèdent à des temps d'arrêt — de pyroschistes très riches (250 à 400 l par tonne). Ces gisements n'ont pas été étudiés.

b) Faymoreau — aux abords des couches de houille, on a découvert des pyroschistes fort intéressants (120-130 l à la tonne). Il y aurait intérêt à étudier ce gisement.

c) Vendes — une concession de schistes bitumineux est superposée à une concession houillère — un tonnage important serait exploitable à ciel ouvert.

5) *Pyroschistes liasiques*.

On les recherche dans les marnes toarciennes. La teneur en huile est 50 à 60 l par tonne.

Puissance considérable des terrains liasiques depuis les Ardennes jusqu'à Belfort, Jura, Massif Central.

a) Franche-Comté, Creveney, trois concessions. Ces concessions renfermeraient 5 millions de tonnes de schistes. La société des schistes et pétroles de Franche-Comté, qui a entrepris les premières réalisations, avait cessé ses exploitations en 1935.

Les pyroschistes toarciens sont également connus à Besançon, à Bolandoz, à Lodz (anciennes

concessions de Mouthier toutes situées dans le Doubs).

b) Jura — à Couliège, Revigny, St-Amour, etc. il n'y a guère de travaux de démonstration.

c) Plateau Central — sur tout le pourtour du massif montagneux on retrouve les terrains liasiques. Le toarcien paraît surtout développé au Nord et au Sud.

On connaît en divers points du Cher, notamment à St-Amand, des assises oléifères; de même au Sud de Mende et vers Tournemire.

Des fouilles ont eu lieu dans la vallée du Lot aboutissant à des épaisseurs de 10 à 12 cm de pyroschistes, de teneur un peu plus élevée que les schistes franc-comtois.

6) *Pyroschistes jurassiques*.

Dans les monts du Jura, on a rencontré au milieu des calcaires lithoniques des pyroschistes tout particuliers, de couleur claire; ils ressemblent davantage aux roches calcaires qu'aux schistes et ont une odeur désagréable; ils furent exploités jadis pour l'huile d'éclairage; par carbonisation, on en retire des produits insecticides et médicaux (ichtyol); les gisements sont peu étudiés. Le rendement est 8 à 10 p. c.

7) *Pyroschistes tertiaires*.

a) Manosque — On rencontre, localisée entre deux faisceaux charbonneux, une forte épaisseur de schistes (180 m) dans laquelle de nombreuses veines sont bitumineuses. Le rendement en huile s'élève de 60 à 140 litres.

Les trois concessions sont — Bois d'Asson, Grenouilles et Beau Regard.

Le bassin de Notre-Dame d'Ubaye a été négligé, bien qu'on ait démontré l'existence de 3 millions de tonnes de schistes pétroligènes.

b) Auvergne — Les deux petits gisements de pyroschistes miocènes se trouvent à Menat et à La Boutaresse.

8) *Conclusions*.

Des ressources considérables existent mais ne peuvent encore être chiffrées.

D'après M. Charrin, en France, on est à la veille de la mise en œuvre de richesses hier encore méconnues. L'industrie extractive des schistes prendra peut-être une extension plus grande que l'industrie houillère et les besoins futurs en carburant seront surtout couverts par les pyroschistes, non seulement en France mais dans le monde entier.

IX. Suède.

En Suède, les premiers essais pour utiliser les schistes bitumineux pour la production d'huile remontent à 1863. Le blocus durant la première guerre favorisa de nouvelles recherches. Bien que les résultats des prospections ne fussent guère encourageants, les recherches continuèrent après 1918 et une usine expérimentale fut construite à Kinnekulle en 1923. Cette usine fut reprise par l'Etat en 1932. En raison des résultats obtenus, on projeta d'en augmenter la capacité en 1939. Mais le blocus devenant de plus en plus sévère,

l'extension de cette usine ne pouvait remédier à la déficience des importations. En 1941, fut fondée la « Swedish Oil Co Ltd » qui construisit l'usine de Närke Kvarntorp; elle fut mise en marche en avril 1942.

Les schistes alunifères qui sont la principale source d'huile de schiste se trouvent dans trois provinces, Närke, Västergötland et Östergötland. D'importants dépôts existent au voisinage de la Baltique dans la province de Skåne et dans l'île d'Osland, mais, dans une grande partie de ces gisements, l'huile s'est volatilisée à cause de la chaleur produite par des éruptions volcaniques et des mouvements sismiques.

Dans l'Östergötland, les couches de recouvrement sont malheureusement très puissantes.

Les schistes de Västergötland sont en partie impropres à l'extraction de l'huile à cause de la présence de laves basaltiques.

Les schistes qui conviennent le mieux pour la production d'huile se trouvent dans la partie sud-est de Närke.

Les dépôts de schistes comprennent deux couches séparées ayant chacune 8 m d'épaisseur et contenant des inclusions sphériques et lenticulaires de calcaire bitumineux.

L'usine de Närke Kvarntorp est située à 20 km au Sud d'Örebro et à 8 km à l'Est de Kumba, pas loin de la ligne du chemin de fer Gothembourg-Hallsberg-Stockholm.

Les conditions locales sont favorables, car le schiste est riche en huile et le recouvrement est peu épais. La composition varie d'après la situation et la profondeur de l'exploitation. L'analyse suivante représente une moyenne :

SiO ₂	42 à 46
Al ₂ O ₃	12,5 à 14
Fe ₂ O ₃	8 à 9
Mg O	environ 1
Ca O	environ 1
K ₂ O	environ 4
Na ₂ O	environ 0,5
Hydrogène	2
Soufre	7
Humidité	environ 73
Cendres	environ 73
Pouvoir calorifique	environ 2.200 kcal/kg

L'usine de Närke-Kvarntorp pour le traitement des schistes bitumineux comprend trois fours Bergh, ayant une capacité totale de traitement de 1.750 tonnes de schiste par four, deux fours Industrimethoder, un four Rockesholm ayant une capacité de traitement journalier de 500 tonnes de schiste.

En tenant compte des pertes, 4.350 tonnes de schistes doivent être chargées journalièrement. Le schiste est abattu au moyen d'explosifs (55 g par tonne) et chargé sur des wagonnets spéciaux contenant chacun 8 à 10 tonnes. Il est soumis à un broyage préliminaire dans un concasseur à mâchoires d'une capacité de 200 tonnes par heure. En dessous se trouve un simple broyeur à cylindres. Le schiste est ensuite amené par un trans-

porteur à courroie à une installation de triage, où le calcaire bitumineux est enlevé à la main pour que la matière livrée au broyeur fin ne contienne pas plus de 2 p. c. de calcaire bitumineux. Ce broyeur à deux marteaux traite 100 tonnes de schiste par heure. Le schiste, broyé à grosseur convenable, est amené par transporteur à courroie à une installation de cribles située au-dessus de 10 silos. Il est classé à la grosseur requise par chacun des fours. Chaque silo contient 1.000 tonnes de schiste broyé. Celui-ci est amené aux fours par des transporteurs à courroie.

Outre cette installation pour le traitement des schistes bitumineux, on emploie la méthode de distillation du schiste « in situ » du Dr Ing. Ljungström, dont nous avons donné ci-dessus une brève description. Voici quelques détails sur la manière dont elle est appliquée ici.

Comme nous l'avons dit, le champ de schistes est d'abord divisé en hexagones réguliers. Un tuyau est enfoncé jusqu'à la base de la couche schisteuse, à chaque sommet de l'hexagone des éléments de résistance de chauffage électrique sont introduits dans les tuyaux et un tuyau pour extraire le gaz riche est enfoncé au centre de chaque hexagone.

La distance entre les trous de chauffage varie de 2 à 2,20 m. Etant donné la structure foliacée du schiste, le gaz distillé s'écoule en sens horizontal, depuis les sondages jusqu'au centre des hexagones.

La terre et les couches calcareuses produisent un isolement thermique. Le champ de schiste est successivement chauffé en appliquant le courant aux différents éléments en temps utile. Après une certaine période de mise en marche, la chaleur se propage bientôt des éléments aux schistes et l'on obtient un flux uniforme de gaz, qui dure environ 125 jours. Le courant à 132 kV est abaissé à 22 kV et la tension est portée à 152 volts au moyen de transformateurs qui peuvent voyager à travers le champ. A 152 volts, les éléments débitent un courant de 88 ampères. La consommation exigée pendant 125 jours et nécessaire pour la distillation des gaz est de 40.000 kWh. La production d'huile de schiste est estimée à environ 6,5 m³ par trou de chauffage et la consommation d'énergie peut être évaluée, par conséquent, à 6 kWh par litre d'huile.

Cette méthode évite les frais d'abattage et de transport du schiste, ainsi que les frais de broyage, cribles et fours, mais, d'autre part, il y a les frais de sondages et d'équipement électrique. Les frais de premier établissement sont diminués; les prix de revient dépendent de la consommation d'énergie et du prix de l'énergie électrique. Cette méthode n'est pas applicable, si l'on ne dispose pas d'une source d'énergie électrique convenable.

Il faut 1 m³ de gaz riche pour produire 1 litre d'huile de schiste; le pouvoir calorifique du gaz est de 9.000 cal/kg. Après condensation de l'huile, le gaz conserve une chaleur potentielle qui peut être utilisée pour la production de l'énergie électrique. On peut obtenir ainsi le tiers de l'énergie nécessaire.

Pourvu qu'il n'y ait pas trop d'infiltration entre les couches de schistes et que les pertes de chaleur ne soient pas excessives, la méthode Ljungström peut être regardée comme pouvant rivaliser avec les procédés de traitement dans les fours. On prévoit que le champ actuellement exploité produira 25.000 m³ d'huile. Si les réserves d'énergie électrique sont suffisantes, ce champ pourra s'étendre à peu de frais pour donner 30.000 m³ d'huile. L'usine de condensation comprend des condenseurs à air froid d'un type spécial; deux fractions sont obtenues, une huile lourde d'un poids spécifique de 0,92, et une fraction légère de 0,78.

La quantité totale de gaz pyrolitique produit par l'usine de condensation est d'environ 300.000 m³ par four. Ce gaz contenant environ 20 p. c. d'hydrogène sulfuré passe du gazogène à trois installations de désulfuration, où du soufre élémentaire est récupéré. Après ces divers traitements, le gaz contient encore quelques hydrocarbures volatils sous la forme de « gaz petrol » qui contient 70 p. c. d'hydrocarbures distillant à des températures en dessous de 100°C. Bien que relativement riche en S (bisulfure de C et composés sulfurés organiques), il est suffisamment léger pour être utilisé comme matière première pour la production de carburant pour l'aviation.

Le gaz, privé de soufre et de pétrole, est employé à l'éclairage de la ville d'Orebro et comme combustible dans les fours Industrimethoder et Rockesholm; le reste sert à alimenter l'installation de production d'énergie et de vapeur, équipée de trois chaudières à vapeur chauffées au gaz et de turbines qui fournissent à l'installation de schistes bitumineux l'énergie électrique et la vapeur à la pression de 2,5 à 10 kg par cm².

L'installation entière consomme 60 tonnes de vapeur et environ 3.500 kWh d'énergie électrique.

Une capacité d'environ 11.000 kW est disponible mais n'est pas suffisante pour fournir la quantité totale d'énergie réclamée par l'installation Ljungstrom pour la production d'huile de schiste « in situ ».

Le gaz employé actuellement contient des quantités considérables (environ 10.000 tonnes par an) d'hydrocarbures contenant 3 ou 4 atomes de carbone par molécule. Une installation spéciale est prévue pour récupérer ces hydrocarbures par lavage sous pression. Les produits récupérés seront vendus comme combustibles, pour l'industrie et les usages domestiques, et comme matières premières pour les usines de produits chimiques organiques.

La production annuelle d'huile de schiste à Kvarntorp est estimée à environ 80.000 m³, y compris 10.000 m³ de « gaz petrol ».

L'huile de schiste proprement dite est pompée dans une installation où elle est soumise à un traitement approprié pour produire une huile distillant en dessous de 230°C. Le résidu, qui a un pouvoir calorifique de 10.000 calories, peut être utilisé directement comme « fuel oil ». Les fractions d'huile obtenues par distillation ainsi que le

« gaz petrol » sont raffinés et redistillés pour la production d'huile et de kérozène destinés à servir de carburants pour moteur.

Il n'est pas possible de faire une comparaison entre les quatre méthodes décrites ci-dessus. La capacité de production est en faveur des fours Industrimethoder et Rockesholm, mais les fours Bergh offrent les plus grandes possibilités de développement. La meilleure qualité d'huile de schiste s'obtient par le procédé Ljungström. On ne sait si cette comparaison se confirmera à l'avenir.

On peut assurer que la combinaison des fours employés à présent est favorable au point de vue du capital, de la production, des sources de chaleur et d'énergie fournies à l'installation.

Si l'on considère les grandes possibilités d'extraire des huiles de première qualité des schistes bitumineux et la récupération éventuelle de sous-produits convenables et si, d'autre part, le schiste épuisé est utilisé pour la fabrication de matériaux de construction et probablement pour la récupération de potassium, aluminium et vanadium, on estime que la réduction du prix de revient rendra rémunérateurs le traitement et l'exploitation des schistes bitumineux suédois.

Le terrain chauffé par les moyens indiqués dans la méthode de chauffage « in situ » ne se refroidit que lentement; il sert à la culture des légumes.

Certains dépôts de schistes bitumineux noirs et pyriteux contiennent d'appréciables quantités d'uranium. Cette importante découverte range la Suède au troisième rang des détenteurs de source potentielle d'uranium. Des recherches intensives sont effectuées dans ce pays pour rechercher les moyens d'utiliser les schistes comme source d'énergie atomique. Un comité atomique suédois composé de dix savants a déjà proposé au Gouvernement de créer une société, dont le capital serait souscrit par l'Etat et les industriels, pour la construction d'une usine expérimentale. Certains dépôts de schistes bitumineux noirs et pyriteux contiennent d'appréciables quantités d'uranium.

X. Grand-Duché de Luxembourg et Belgique.

Les schistes bitumineux du Grand-Duché de Luxembourg, connus sous le nom de schistes à Posidonies à cause de la présence par endroits d'un fossile, *Posidonya Bronni*, appartiennent au Lias supérieur ou Taorcien. Ils se rencontrent à la surface ou à faible profondeur sur une superficie de 80 à 90 km² environ dans les cantons d'Esch et de Capellen. A l'Ouest, ils dépassent la frontière belgo-luxembourgeoise vers Athus et Aubange. Ces schistes font partie d'une vaste formation qui s'étend en France dans la région de Mont-St-Martin près de Sedan, dans la Franche-Comté, dans les départements de la Lozère et de l'Aveyron entre la Loire et l'Allier, au seuil du Poitou, dans le bassin de l'Aquitaine, et en Normandie, donc tout autour du bassin de Paris.

En Allemagne, on les retrouve le long de l'Alpe de Souabe et de l'Alpe de Franconie et également en Allemagne septentrionale, mais c'est surtout dans le Wurtemberg qu'ils sont le mieux déve-

loppés et que le problème de leur mise en valeur a préoccupé les esprits depuis longtemps. Quant au Grand-Duché de Luxembourg, étant donné que seule une exploitation à ciel ouvert viendrait en ligne de compte, une grande partie du gisement se trouverait soustraite à une utilisation industrielle, par suite du fait que le terrain est occupé par des usines, des gares, des villes ou des villages. Ailleurs, le recouvrement des assises les plus riches est trop considérable.

En Belgique, le gisement de schiste à Posidonies se rencontre à Athus, Aubange et Ruette. En 1844, une usine fut construite pour la distillation du schiste de la région. Elle fut arrêtée en 1849, car on ne parvenait pas, par les méthodes imparfaites de raffinage employées à cette époque, à enlever aux huiles leur odeur pénétrante. La distillation du schiste durait 18 heures; une tonne de schiste produisait 12,5 l d'huile brute. En 1870, une demande en concession des schistes bitumineux fut présentée à l'Administration des Mines. Elle n'eut aucune suite.

Trois puits ont été creusés sur le territoire d'Athus. Voici les conclusions auxquelles sont arrivés MM. Asselberghs et Mertens, qui avaient fait creuser ces puits :

« Les recherches faites nous permettent de conclure à l'existence, dans le sous-sol d'Aubange et d'Athus, d'une couche de schistes bitumineux dont l'épaisseur est supérieure à 3 mètres mais ne peut dépasser 7 mètres. »

M. Faber, qui a entrepris et poursuivi des recherches très poussées en vue de la possibilité de l'exploitation industrielle de ces gisements, est arrivé à cette conclusion que, à moins que le pays ne soit obligé d'employer ses propres ressources, cette exploitation n'est pas possible à cause de la concurrence des huiles de naphthes et des carburants synthétiques. Le grand obstacle qui s'oppose à la mise en valeur de ces gisements est leur pauvreté en bitume. Le prix de revient de l'huile brute est trop élevé.

XI. Espagne.

Divers gisements de schistes bitumineux ont été découverts en Espagne, notamment à Grenade, à Rubielos de Mora (Castellon) et à Mora (Teruel). Une usine de distillation était en construction en 1946 pour traiter les schistes de Puerto Llano.

XII. Portugal.

Des couches de schistes bitumineux d'âge liasique inférieur y ont été découvertes.

XIII. Italie.

Dans les Alpes, dans le Nord de l'Italie, à Besano, au Sud du Lac de Lugano, de nombreuses couches de schistes bitumineux ont été découvertes dans le Trias alpin, dont on a extrait une faible quantité d'huile connue localement sous le nom d'« Ichthyol » ou huile de poisson, utilisée pour usages pharmaceutiques.

On a également trouvé des dépôts de schistes bitumineux dans le Trias supérieur, dans le Tyrol autrichien, et dans le Crétacé, dans le Trentin.

De puissantes couches de schistes bitumineux ont été signalées en diverses parties de la Sicile. Ils seraient d'âge éocène.

XIV. Tchécoslovaquie.

Des couches de schistes bitumineux d'âge permien existent dans le bassin houiller de Kladno en Bohême.

Ces schistes sont exploités avec les couches de charbon sous-jacentes; ils sont de pauvre qualité et utilisés dans l'industrie du verre et pour la fabrication du gaz.

XV. U. R. S. S.

Les principaux gisements de schistes bitumineux d'U.R.S.S. sont situés le long de la Volga et dans le district de Leningrad. D'autres sont connus dans les provinces de Kuibyshev, Saratov et Gorki et dans les républiques de Kuvassch et Tatar.

Peu de progrès ont été faits dans le développement commercial des dépôts de schistes bitumineux russes jusqu'en 1928; mais en 1938, la production a augmenté jusqu'à 562.100 tonnes métriques. Elle atteignit 4 millions de tonnes en 1942. Il est possible que cette forte production soit due à la translation des installations de distillation d'Estonie en Russie, après l'occupation de ce pays par les Russes.

XVI. Turquie.

D'importants dépôts de schistes bitumineux ont été découverts près d'Ankara et dans les régions nord-ouest et ouest du pays.

XVII. Bulgarie.

Des dépôts de schistes bitumineux contenant 18 à 55 gallons d'huile par tonne ont été découverts en Bulgarie près de Breznik dans le centre houiller bulgare. Le Ministre du Commerce étudie les méthodes les plus appropriées pour extraire la gazoline de ces schistes.

XVIII. Allemagne.

Il existe d'importants dépôts de schistes bitumineux de basse teneur en huile, spécialement dans le Wurtemberg. D'autres sont connus à Messel en Hesse, Bavière, Baden et les provinces rhénanes. Les couches de schiste du Wurtemberg se trouvent dans le Lias supérieur avec intercalation de calcaires. Leur puissance est de 28 à 70 pieds avec un recouvrement d'argile imperméable, absolument nécessaire pour la distillation « in situ ».

Une installation de four a été construite à Frommern (Wurtemberg) pour distiller 1.100 t de schiste et produire environ 40 tonnes d'huile journalièrement; la teneur moyenne d'huile est de 4 à 5 p. c.

Les Allemands ont mis en œuvre quelques nouveaux procédés dont nous avons décrit plus haut le principe.

Dans le Wurtemberg, on fait usage du procédé par distillation « in situ ».

Jusqu'ici la quantité d'huile obtenue est très faible, elle n'atteint que 800 gallons par jour pour 220 tonnes de schistes traités. Des expériences complémentaires doivent être faites avant qu'on puisse considérer ce procédé comme utilisable commercialement.

Dans le district de Balingen près de Dotternhausen, on utilise le procédé Meiler.

XIX. Mandchourie.

Il y a de vastes dépôts de schistes bitumineux en Mandchourie. Le schiste est de pauvre qualité, mais il a été enlevé pour atteindre les dépôts de charbon exploitables qui se trouvent en dessous. Il est possible de les utiliser commercialement. En 1945, la production annuelle d'huile de schiste avait atteint plus de 3 1/2 millions de barils.

XX. Brésil.

Les principaux dépôts de schistes bitumineux sont situés près de l'Inferno River dans la région de Codo.

Les schistes bitumineux trouvés sur la côte d'Alaboas appartiennent à l'Eocène et contiennent 26 à 38 gallons d'huile par tonne.

Les dépôts d'« Olyoca » au Sud de la vallée Jucu donnent une teneur d'environ 100 gallons d'huile par tonne; il y a dix ans ils étaient considérés comme les dépôts de schistes bitumineux les plus riches du monde en huile.

Une usine de traitement de ces schistes fut mise en marche en 1943, près de Sao-Paulo, pour les besoins locaux en huile et l'alimentation en huile Diesel des trains de chemin de fer du Brésil Central.

XXI. Congo.

Il existe peu de renseignements au sujet des gisements de schistes bitumineux du Congo, car nous ne connaissons qu'une seule publication traitant de cette question. C'est une étude de M. Passau sur les gisements de schistes bitumineux de Stanleyville. Nous donnons ci-après les renseignements que nous avons pu obtenir de sources diverses.

1) *Argilites bitumineuses du Bas Kasai Kwango.*

L'existence de roches bitumineuses dans la région de M'Po est connue depuis assez longtemps.

D'après M. Dartevelle qui a étudié cette région, on doit attribuer à ces couches un âge beaucoup plus ancien que celui qui leur était assigné. Il est parvenu, par des échanges de vues avec des géologues portugais, à assimiler ces couches bitumineuses à celles situées en Angola.

Elles auraient une extension notable. Leur âge serait triasique ou permien. Elles contiennent un pourcentage important de soufre sous forme de pyrite, marcassites, etc.

2) *Roches bitumineuses du bas-fleuve et du Mayumbe occidental.*

Les couches de la région littorale, à l'Ouest des Monts de Cristal, présentent des affleurements de

roches bitumineuses, des suintements d'hydrocarbures semi-liquides et des asphaltes dont l'existence a été signalée depuis longtemps.

Mais l'attention n'avait pas été attirée vers ces gisements, alors qu'en Angola et en Afrique Equatoriale Française, où ces dépôts présentent un développement plus grand, des recherches systématiques avaient été entreprises.

M. Dartevelle a pu démontrer la continuité des couches bitumineuses; il a prouvé que les gisements connus du Congo se reliaient en réalité à ceux de l'Afrique Equatoriale Française, d'une part, et de l'Angola, d'autre part, et cette constatation lui a permis d'attirer l'attention sur leur intérêt économique probable.

Une campagne de prospection systématique se poursuivit, dirigée par un géologue très compétent, l'ingénieur Hoffman, de Strasbourg. Les résultats de cette prospection et ceux obtenus par M. Dartevelle permettent de dégager les grandes lignes de la géologie de la région.

Les roches imprégnées sont marines, à l'exception des grès sublittoraux qui ont une origine lagunaire et forment la base de la série sédimentaire de la région littorale. Elles sont d'âge très divers allant du Jurassique supérieur (grès sublittoraux) au Crétacé supérieur (calcaires de Pointe Noire). Au fur et à mesure que l'on avance en profondeur, les couches les plus anciennes sont en général les plus imprégnées et les plus riches.

Souvent, en effet, les couches en affleurement ne montrent qu'une imprégnation par des bitumes éventés, polymérisés et oxydés, quelquefois même il n'en reste que des traces sous formes de particules charbonneuses.

3) *Schistes bitumineux de la région de Stanleyville.*

Ces gisements ont fait l'objet d'une étude de M. Passau, parue dans les Annales de la Société géologique de Belgique, annexe au Tome XLV, année 1923 sous le titre « La géologie du bassin de schistes bitumineux de Stanleyville ».

Il résulte de cette étude :

1° que les schistes bitumineux se rencontrent dans les couches de roches tendres de la région de Stanleyville et Ponthierville, qui constituent un faciès lacustre du système Lualaba-Lubilache (faciès argileux de l'Est ou faciès du Lualaba).

Dans ces couches on distingue de bas en haut : une zone gréseuse avec conglomérat à la base et couches bitumineuses au sommet — une zone d'argilites et de schistes verts renfermant les couches bitumineuses les plus riches en huile, les plus puissantes, les plus nombreuses et les plus étendues — une zone d'argilites rouges avec couches bitumineuses — et enfin, une zone gréseuse avec couches bitumineuses à la base.

Les deux zones inférieures ont une grande extension au Nord-Est et à l'Est du Lualaba, et surtout au Sud-Est de Ponthierville.

La zone des argilites rouges et les argilites vertes de la deuxième zone ne dépassent guère la rive

droite du Lualaba; elles sont coincées par les couches inférieures qui se relèvent et la zone gréseuse supérieure qui reste sensiblement horizontale. Par contre, elles s'étendent loin vers l'Ouest de la région qui nous occupe.

A la limite du bassin des schistes bitumineux, dans les régions nord-est et sud-est et à l'est du Lualaba et dans la région sud suivant le fleuve, on voit les roches des deux zones intérieures changer de nature lithologique, le conglomérat de base à petits éléments passe au conglomérat à blocs erratiques, tandis que l'argilite graphiteuse de faible puissance se substitue aux argilites vertes et grises renfermant les couches bitumineuses.

On passe du facies lacustre au facies glaciaire du système Lualaba-Lubilache (facies du Lualaba).

2° les couches de roches tendres pendent faiblement vers la région centrale du bassin et en allure générale elles plongent vers le centre du bassin du Congo. Ces roches sont d'âge Juro-triasique.

3° les couches reposent dans cette région sur un substratum de roches dures appartenant en majeure partie au système du Kundelungu (permien) légèrement disloqué. Ce substratum s'élève graduellement de l'Ouest à l'Est depuis le Lualaba. Il présente une région d'affaissement à l'intérieur du coude du Lualaba dans la région centrale.

4) Couches bitumineuses.

a) Nombre et description des couches.

1° les couches bitumineuses du bassin ne sont pas localisées exclusivement dans une des trois zones distinguées dans le complexe des roches tendres et sensiblement horizontales de la région; au contraire, on en a découvert en affleurement et traversé par sondages dans la zone du grès tendre de base, dans la zone des argilites vertes, dans la zone des argilites rouges et à la base de la zone gréseuse supérieure.

2° l'étude des affleurements a révélé l'existence de onze couches qui sont en partant du haut :

- 10 et 11. 2 couches au Klm 108. Zone gréseuse supérieure;
- 9. le schiste au Klm 25. Zone des argilites rouges;
- 7 et 8. les deux schistes de l'Usengwé. Zone des argilites rouges;
- 6. argilite de la Loso. Zone des argilites vertes et grises;
- 5. le schiste de Waniakipanga. Zone des argilites vertes et grises;
- 4. le schiste « Minjaro-Kewe ». Zone des argilites vertes et grises;
- 3. le schiste « lime fine ». Zone des argilites vertes et grises;
- 2. le schiste de l'Oviatoku. Zone gréseuse inférieure.
- 1. le grès bitumineux de l'Oviatoku. Zone gréseuse inférieure.

3° la puissance des couches est variable : d'après les résultats des sondages, la puissance moyenne est pour les couches principales :

schiste de l'Usengwe	1,50 m
argilite de la Loso	0,87 m
schiste « Minjaro »	2,00 m

schiste « lime fine »	2,50 m
schiste de l'Oviatoku	2,50 m
grès de l'Oviatoku	0,70 m

b) Teneur en huile.

De l'étude des résultats des analyses faites au point de vue du rendement en huile de schiste des couches bitumineuses, il résulte que la teneur en huile dans une même couche varie en verticale et paraît en relation directe avec la nature lithologique également variable en verticale. Dans le sens horizontal la teneur en huile varie également.

Les couches bitumineuses de la région étudiée sont des formations sapropéliennes nettement caractérisées; leur composition chimique est en rapport direct avec la plus ou moins grande quantité d'organismes animaux qui s'y sont trouvés à la période de sédimentation.

Cette variation doit être probablement attribuée à la genèse du gisement; en effet, les couches bitumineuses sont les plus riches en huile là où elles correspondent aux hauts fonds de la bordure du Lac Lualabien.

Il semble qu'il y ait eu jadis une vaste lagune occupant la région comprise entre Stanleyville, Lubutu et Kilindi.

c) Données chimiques.

D'après l'Institut Meurice, voici les résultats moyens donnés d'après l'analyse de sept échantillons de provenances diverses. Schiste — densité 182.

Rendement en huile 152,7 l par tonne.

Résidu minéral 64,79 p. c.

Sulfate d'ammoniaque 8,730 K/t.

Carbone fixe 2,73 p. c.

Produits obtenus à la distillation fractionnée.

T°	D ^{te}	Rend ^t	
0° à 80°	0,740	3,70	} essence 12,65 %
80° à 100°	0,755	6,25	
100° à 120°	0,770	2,70	
120° à 140°	0,752	4,15	} huile lampante 29,55 %
140° à 160°	0,805	5,80	
160° à 180°	0,820	6,15	
180° à 200°	0,845	7,15	
200° à 220°	0,860	6,30	
220° à 240°	0,882	7,10	} huile de graissage 24,30 %
240° à 260°	0,905	7,10	
260° à 280°	0,910	10,10	
280° à 300°	0,915	11,15	} huile verte à paraffine 22,30 %
300° à 360°	0,900	11,15	

Résidu par différence : brai 11,20 %

Remarquons que cette étude date de 1923. Nous ignorons si d'autres recherches effectuées depuis cette date ont permis d'en infirmer ou d'en confirmer les conclusions.

Il n'est donné aucune idée de l'étendue des terrains où l'on rencontre les schistes bitumineux. Elle semble être considérable.

Douze sondages ont été forés dans la partie centrale des bassins. Il ne semble pas que, d'après ces sondages, on puisse se faire une idée suffisamment nette de ces gisements; l'étude chimique semble incomplète, puisqu'elle ne porte que sur

la moyenne de sept échantillons. Elle demanderait à être poursuivie d'une manière systématique.

CONCLUSIONS.

De cet aperçu rapide sur les conditions dans lesquelles se présente le problème des schistes bitumineux dans les divers pays, que peut-on conclure ?

1^o Tout d'abord, une constatation s'impose : les réserves énormes de schistes bitumineux existant dans le monde. Ces réserves, dont seulement une très petite partie a été explorée, n'ont à quelques exceptions près qu'une teneur assez faible en huile et ne peuvent, dans l'état actuel des choses, donner lieu à une exploitation rémunératrice si l'on base leur traitement uniquement sur ce faible rendement.

2^o Cet obstacle d'ordre économique est dû à la concurrence qu'opposent, aux huiles de schiste, les huiles provenant des gisements pétrolifères. Cet obstacle pourrait disparaître si ceux-ci venaient à s'épuiser. Cette éventualité, si elle n'est pas prochaine, doit cependant être envisagée; c'est pourquoi plusieurs pays, comme les Etats-Unis, semblent attacher une aussi grande importance à l'étude des schistes bitumineux.

3^o Néanmoins, dans les conditions économiques actuelles, certains gisements peuvent être exploités avec profit, à condition que la production d'huile de schiste soit protégée par les pouvoirs publics, comme à Autun et en Ecosse, ou bien que les sous-produits de la distillation deviennent une telle source de profit, qu'ils puissent être considérés comme les produits principaux, et l'huile de schiste au contraire, comme sous-produit.

Remarquons, dans le premier cas, que les gouvernements n'accordent pas volontiers leur protection à la production d'huile de schiste, à moins de circonstances spéciales. L'importation des huiles de pétrole est, en effet, pour l'Etat une source de revenus importants.

Les conditions économiques particulières aux divers pays jouent un rôle très important dans le profit qu'on peut retirer de l'exploitation des schistes bitumineux.

Il faut donc tenir compte de très nombreux facteurs dans l'étude de ces questions : étude des frais, de l'exploitation des couches, de l'étendue et de la nature du gisement — étude chimique des schistes bitumineux — nature des produits obtenus — traitement à leur appliquer — prix de revient du traitement — étude économique au point de vue de l'écoulement des produits — frais de premier établissement — étude financière.

4^o Ceci nous amène à nous demander si la distillation des schistes bitumineux du Congo est économiquement possible. Pour répondre à cette question, une étude très approfondie des divers facteurs énumérés plus haut s'impose, en tout premier lieu un examen sérieux de l'étendue, de la puissance, de la composition des gisements et des conditions d'exploitation, ainsi que l'étude chimique très approfondie des schistes et des produits susceptibles d'être fournis par distillation.

Après ces études, viendront celle des questions économiques, financières, etc. Si les résultats de cet examen se révèlent intéressants, on pourra envisager l'installation d'une usine-pilote, à l'endroit et dans les conditions indiqués par les études.

BIBLIOGRAPHIE

1. Vié, G. — L'industrie des schistes bitumineux en France. — *Génie civil*. — 15 octobre 1946.
2. Vié, G. — Les récentes recherches de pétrole en France. — *Génie civil*. — 15 mars 1947.
— Exploitation des schistes bitumineux aux Etats-Unis. — *Mining Technology*. — Novembre 1947.
3. Passau, G. — La géologie du bassin des schistes bitumineux de Stanleyville. — *Annales de la Société Géologique de Belgique, publication spéciale relative au Congo belge*. — Année 1921-1922.
4. Gavin, M.-J. — L'industrie des schistes bitumineux. — *Engineering and Mining Journal*. — 28 janvier 1928.
5. Shatwell, Nash et Graham. — Schistes bitumineux du Somerset. — *The Colliery Guardian*. — 2 janvier 1925.
— Les schistes bitumineux dans l'Union de l'Afrique du Sud. — *Engineering and Mining Journal*. — 1^{er} janvier 1927.
6. Demaret, Léon. — Les gisements, l'exploitation et la distillation des schistes bitumineux. — *Bull. St^e Belge Ingénieurs et Industriels*. — Tome VI, n^o 1, janvier 1926.
— *Financial Times* - 8 nov. 1944. — *Svenska Dagbladet* - 25 févr. 1949.
7. I.N.A. — *Organe bimensuel de l'Académie des sciences de l'Ingénieur*, n^o 6, 1948. — Rapport annuel.
— Schistes bitumineux dans le nord de la Caroline. — *Eng. and Mining Journal*. — 29 janv. 1927.
— Study of shale oil from shale in Würtemberg. — F.I.A.T. final report, n^o 447, Oct. 1945.
— Oil from other Sources. — *Mining and Metallurgy*. — Févr. 1947.
— Carbonisation des pyroschistes de l'Aveyron. — *Industrie chimique*, 1945.
— Shale Oil. — *The Engineer*. — 21 déc. 1945.
8. Ridell, Guy-C. — The oil shale industry. — *Eng. and Mining Journal*. — 25 déc. 1926.
9. Cadman, W.-H. — The Oil shale deposits of the World and recent developments in their exploitation and utilization. — May 1947. — *Journal of the Institute of Petroleum*. — Fév. 1948, Vol. 34.
— Les utilisations des schistes bitumineux. — *Neue Zürcher Zeitung*. — 27 Nov. 1948.
10. Schroeder, W.-C. — Comparison of major processes for synthetic liquid fuels. — *Chemical Industries*. — Avril 1948.
11. Faber, Gustave. — Recherches en vue de la possibilité d'une exploitation industrielle des schistes bitumineux du Toarcien dans le Grand-Duché de Luxembourg. — *Publications du Service géologique du Grand-Duché de Luxembourg*. — Vol. III.
12. Murphree, E., Gohr, E.J. and Kaulaker, A.F. — The fluid solids technique applications in the petroleum industry. — *Journal of petroleum Institute*. — 1947, p. 608.
— Exploitations et distillation des schistes bitumineux d'Ecosse. — *Annales des Mines de Belgique*. — Bruxelles, 1947-1948, 2^{me} livraison.
13. Stewart. — The shale oil industry of Scotland. — *Economic Geology*. — 1908.

14. Brunschweig. — Note sur la situation des schistes bitumineux en France. — *Annales des Mines*. — Paris, 1924.
15. Asselberghs et Mertens. — Les schistes bitumineux du Luxembourg. — *Annales des Mines*. — Bruxelles, 1933.
16. Guillaume. — Les gisements de schistes bitumineux du bas Luxembourg sont-ils exploitables? — *Revue Universelle des Mines*. — 1936.
17. Berthelot, Ch. — Le traitement des schistes bitumineux en France - L'usine de St-Hilaire. — *Génie Civil*. — Août 1936.
18. Berthelot, Ch. — Les schistes bitumineux en Mandchourie. — *Chimie et Industrie*. — Janvier 1942.
19. Werner, D. — The development of the shale industry during last year. — *Teknisk Tidskrift*. — 1942.
20. Schwartz. — The Shale oil work at Kwarntorp. — *Teknisk Tidskrift*. — 1945, p. 1215.
21. Salmon, Pierre. — La production de l'énergie en France. - Conférence tenue à La Haye en 1947. — *Rapport sur l'économie de l'énergie* publié par le Bureau Mondial de l'Energie, 36, Kingstownway, London.
22. Schjanberg, E. — Occurrence and production of oil shale. — Published by the Central Office of the World Power Conference, 201/202, Grand Building, Trafalgar Square, London.
23. — Progress of mining studies at Bureau of Mines Oil shales Rifle Colorado — *Mining Technology*. — Novembre 1947.

SAMENVATTING

De voortdurende stijging van de petroleumvoortbrengst veroorzaakt door de uitbreiding van het gebruik van vloeibare brandstoffen, heeft onrust verwekt in zekere voortbrengende landen. De stijging dezer voortbrengst is zodanig, dat men vreest binnen afzienbare tijd een uitputting der petroleumlagen te bereiken. Zekere voorzorgsmaatregelen werden in dit vooruitzicht reeds genomen. Onder deze maatregelen komen onder meer voor de ontginning en de benutting van bitumineuse schiefer.

In Congo treft men uitgestrekte lagen bitumineuse schiefer aan, die tot nu toe nog niet het voorwerp geweest zijn van een grondige studie.

Nochtans schijnt het ogenblik gekomen, om de aandacht te trekken op deze natuurlijke rijkdommen onzer Kolonie.

Deze studie heeft tot doel, het belang van hun ontginning te doen uitschijnen.

Na een algemene uiteenzetting over deze kwestie wordt een overzicht gegeven van de toestand van de nijverheid der bitumineuse schiefers in de wereld.

Uit dit onderzoek der voorwaarden waarin het probleem der bitumineuse schiefers in de verschillende landen zich voordoet, trekt schrijver zekere besluiten.

Dit brengt hem tot de vraag of de destillatie van bitumineuse schiefer in Congo, economisch mogelijk is. Het antwoord op deze vraag kan slechts gegeven worden na een grondige studie, waarvan hij het programma uitstippelt.

L'économie charbonnière belge au cours des vingt dernières années

par J. MARTENS

Ingénieur en Chef-Directeur des Mines.

RESUME

Après avoir succinctement rappelé les principales caractéristiques des exploitations charbonnières belges, l'auteur étudie l'influence sur les rendements des facteurs suivants :

- 1°) les cycles économiques;
- 2°) les variations de la puissance moyenne conventionnelle des couches;
- 3°) la mécanisation;
- 4°) les concentrations;
- 5°) les variations du tonnage de la production annuelle.

En éliminant l'influence des variations de la perte aux triages et lavoirs et en suivant l'évolution des rapports de certains indices de rendement, il tente d'isoler l'influence de chacun de ces facteurs sur le rendement général et examine les possibilités d'amélioration des rendements à retirer de la mécanisation et des concentrations.

La note traite ensuite de l'adaptation de l'industrie charbonnière aux cycles économiques ainsi qu'aux conditions particulières qui lui furent faites pendant et après la récente guerre; elle expose brièvement les mesures prises pendant la guerre pour lui permettre de subsister malgré le blocage des prix et la réduction des rendements et s'étend plus longuement sur la politique de subvention et de compensation suivie pendant les premières années d'après-guerre.

Après une critique de cette politique, la note fait un exposé détaillé du régime de soutien mis en vigueur le 1^{er} octobre 1949, ainsi que de certaines mesures législatives devant faciliter la récupération des parties de gisement encore exploitables dans les concessions qui ne seraient plus économiquement exploitables et de mesures spéciales prises en faveur de certains charbonnages produisant principalement des charbons gras.

La note se termine par une évaluation des possibilités d'amélioration des rendements et de réduction des prix de revient qui permettront ultérieurement une nécessaire réduction des prix de vente des charbons industriels; elle insiste sur la nécessité de mettre rapidement à la disposition des mines encore viables d'importants crédits de rééquipement et d'investissement, indispensables à une rapide réduction des prix de revient.

1^{re} PARTIE : LES CONSTANTES DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE BELGE.

I. — Caractéristiques des gisements et des exploitations.

La totalité de la production houillère belge, dont le volume oscille entre 20 et 30 millions de tonnes, est entièrement extraite de mines souterraines; les mines peu profondes, avec accès par galeries (drift mines), ne donnent qu'une production extrêmement faible, consistant surtout en charbons cendreaux délitieux et difficilement vendables.

L'accommodation de la production à la consommation ne présente donc pas la souplesse de certaines exploitations étrangères, telles l'anglaise et l'américaine, où l'augmentation comme la réduction de la production peuvent être réalisées sans grands frais, ni pertes irrémédiables de moyens de production ou de gisement, par l'ouverture ou la fermeture

d'exploitations à ciel ouvert (strip mines) ou à flanc de coteau.

La production belge comprend une forte proportion de combustibles à usages non domestiques, dont la consommation varie grandement avec l'activité d'industries non productrices de biens de consommation et subissant donc de fortes réductions d'activité pendant les périodes de dépression.

En dehors du bassin régulier mais profond de la Campine, les mines belges sont groupées dans un chapelet de bassins allongés, relativement peu étendus, très chiffonnés dans les parties centrales les plus profondes, déchiquetés par des failles plates sur les versants sud et d'allure plus régulière sur les versants nord où le gisement est moins dense et déjà largement entamé.

Dans les bassins du Sud, les couches sont minces, fréquemment constituées de lits alternés de charbon et de stériles; ces derniers sont souvent des schistes friables, plus ou moins charbonneux, difficiles à séparer des charbons lors de l'abatage; leur élimination plus ou moins complète n'est praticable qu'en surface, après une coûteuse manipulation souterraine et exige des installations de lavage de plus en plus développées et coûteuses.

Dans la plupart des exploitations, le dégagement de grisou est intense, certaines mines étant les plus grisouteuses connues. Le volume de grisou dégagé atteint parfois plus de 100 m³ par tonne nette abattue.

La chaleur et l'abondance du grisou exigent une ventilation énergique, créant dans les tailles en couches minces des courants d'air dont la vitesse excessive soulève un épais nuage de poussières de charbon et de pierre.

Ces inconvénients font que, malgré la présence dans leur voisinage d'une population ouvrière particulièrement dense, les mines belges ont peine à recruter sur place une main-d'œuvre suffisante, pour les travaux du fond.

La fréquence des dressants, l'irrégularité et la minceur des couches, rendent souvent impraticable l'emploi des moyens mécaniques collectifs d'abatage et d'appareils de chargement dont l'efficacité est subordonnée à un grand encombrement; il n'est donc pas possible de suppléer aisément au défaut de main-d'œuvre, surtout qualifiée, par un accroissement de la mécanisation en taille. Enfin, la pré-

sence fréquente du grisou et parfois la nature de ses dégagements ne permettent pas toujours une augmentation suffisante des avancements journaliers des tailles, condition nécessaire d'une indispensable concentration interne; jointe à l'abondance de poussières charbonneuses inflammables, cette présence du grisou prohibe fréquemment l'emploi des explosifs pour l'abatage et n'autorise, pour le coupage des voies, que l'utilisation d'explosifs à très faible puissance, ne permettant pas des avancements rapides.

La fréquence des affleurements et la présence de profondes vallées dans certains bassins avaient facilité l'accès du gisement, mis à fruit depuis plusieurs siècles, et multiplié le nombre des concessions et des sièges d'extraction. Les limites, fixées à un moment où l'allure des couches en profondeur était inconnue, sont souvent irrationnelles et enchevêtrées, ne permettant pas une exploitation économique et complète du gisement.

La nécessité de comprimer les prix de revient et l'épuisement des parties superficielles et marginales du gisement devaient réduire rapidement cette dispersion des exploitations; de 1913 à 1938, le nombre de concessions de mine de houille, en activité dans le bassin du Sud, a été réduit de 125 à 77 et celui des sièges d'extraction de 271 à 170; ces chiffres montrent l'appauvrissement de ce bassin et expliquent l'évolution de nos mines depuis la première guerre mondiale :

1°) Approfondissement des exploitations; en 1947, la production se répartissait comme suit :

TABLEAU I.
Production par profondeur des sièges.

	de 0 à 500 m	de 501 à 750 m	de 751 à 1.000 m	plus de 1.000 m
Bassin de Mons	711.785	1.204.840	1.710.475	429.340
Bassin du Centre	617.900	1.256.484	1.410.810	—
Bassin de Charleroi ...	861.125	2.103.610	2.044.475	714.140
Bassin de Namur	246.300	104.500	—	—
Bassin de Liège	1.208.420	1.538.350	1.032.530	45.170
Bassin de Campine	—	871.400	5.307.150	1.017.610
ROYAUME	3.645.530	7.079.184	11.505.440	2.206.260

2°) Concentration des sièges et par suite grand allongement des transports souterrains par extension et dispersion des champs d'exploitation.

La production journalière des sièges d'extraction, dans les divers bassins, a évolué comme indiqué au tableau II ci-après.

Dans les bassins du Sud, cet accroissement de production unitaire, dans un gisement difficile et irrégulier, n'a que partiellement pu se faire par une augmentation notable des avancements journaliers; assez souvent il a tout d'abord nécessité la multiplication, dans un même siège, de chantiers répartis en plusieurs étages et desservis par un réseau très étendu de galeries en roche ou en veine, creusées dans des terrains subissant des pressions croissant

avec la profondeur. Très rarement, des puits nouveaux ont été creusés pour desservir les sièges ainsi développés; le plus souvent on y a utilisé de vieux puits, parfois mal adaptés à la production accrue de chacun d'eux.

Les irrégularités du gisement imposent souvent une dispersion des chantiers dans des quartiers distincts qui ne sont pas simultanément affectés par un même dérangement, ainsi que le maintien en état d'exploitabilité d'un certain nombre de chantiers de réserve pour pallier une chute brusque de production dans un chantier traversant une zone dérangée ou une étreinte.

La concentration des exploitations a fait de chaque siège d'extraction un ensemble de plus en plus com-

TABLEAU II.

Année	Mons		Centre		Charleroi		Namur		Liège		Bassins du Sud		Campine		ROYAUME	
	Sièges actifs	Product. unitaire t/jour	Sièges actifs	Product. unitaire t/jour	Sièges actifs	Product. unitaire t/jour	Sièges actifs	Product. unitaire t/jour	Sièges actifs	Product. unitaire t/jour	Sièges actifs	Product. unitaire t/jour	Sièges actifs	Product. unitaire t/jour	Sièges actifs	Product. unitaire t/jour
1925	47	362	34	386	87	292	12	140	66	265	246	311	5	738	251	312
1930	47	400	30	490	80	329	6	239	64	286	227	350	6	2.098	233	395
1935	30	552	23	608	65	417	5	273	48	375	171	451	6	3.443	177	553
1938	31	575	22	682	59	460	6	228	46	404	164	484	6	3.762	170	600
1940	29	518	22	601	59	409	7	165	46	344	163	427	7	3.137	170	540
1945	29	336	19	411	58	221	7	94	47	175	160	246	7	2.347	167	335
1946	29	420	19	542	58	305	7	133	49	251	162	329	7	3.424	169	460
1947	29	481	19	596	58	339	7	176	47	280	160	370	7	3.582	167	505
1948	29	515	19	631	64*	359*	—	—	46	303	158	406	7	3.885	165	554

* Y compris Namur.

plexe et de plus en plus étendu, servi par un personnel nombreux de techniciens et d'ouvriers, dont une partie, de plus en plus importante, est indépendante du volume de la production.

Les nécessités commerciales et la mécanisation des opérations de creusement, d'abatage et de transport ont encore accru cette complexité en multipliant en surface les installations nécessaires à la préparation des produits, à la fourniture d'énergie et à l'entretien du matériel. La préparation de produits de plus en plus propres, que les exigences du marché rendra de nouveau nécessaire après la période de facilité de l'après-guerre, ne fera qu'accentuer ce développement des dépendances superficielles, notamment de celles nécessaires à l'utilisation d'un tonnage croissant de sous-produits cendreaux.

La réduction du nombre des sièges actifs, dans les bassins du Sud, commence en 1920; de 1920 à 1925, la production journalière unitaire passe de 280 à 311 tonnes, soit un accroissement de 31 tonnes, sans amélioration notable des rendements, car il ne s'agit encore que du regroupement d'un nombre à peu près identique de chantiers, dans un plus petit nombre de sièges; pendant la période quinquennale suivante, la production journalière unitaire s'accroît de 39 tonnes, mais la réduction du nombre de sièges s'accompagne d'une concentration réelle des travaux du fond qui s'accroît sensiblement pendant la période 1930-1935, pendant laquelle la production journalière unitaire s'accroît de 101 tonnes. C'est pendant la période 1930-1935 que la concentration réelle s'opère et s'accompagne d'une augmentation substantielle des rendements tant du fond que de la surface.

Sous le rapport du rendement, comme de la ventilation, chaque mine possède son tempérament propre qui fait qu'il n'est pas possible, sans réduction de rendement, de faire varier sa production au delà de certaines limites, sans travaux longs et dispendieux.

Le diagramme du rendement d'une mine, en fonction de la production, se présente approximativement sous l'allure ci-dessous :

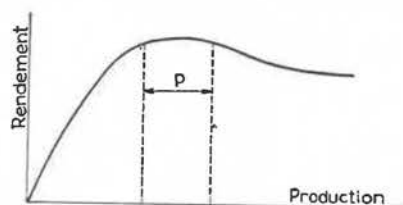


Fig. 1.

La largeur du palier P varie d'une mine à l'autre; pour une mine donnée, sa largeur et sa hauteur varient également dans le temps, suivant le rendement général du bassin et les disponibilités en personnel qualifié.

Ce diagramme indique qu'une notable réduction de production, en dehors du palier P, entraîne une forte chute du rendement, par suite de l'incidence croissante du personnel fixe. Cette incidence est d'autant plus grande que le champ d'exploitation est plus étendu car cela accroît la longueur des ga-

leries à entretenir, et que la mine est plus profonde, car la tenue des terrains est alors généralement moins bonne.

On peut admettre que, pour un régime de production variant dans les limites du palier P ci-dessus, l'effectif d'un tiers du personnel occupé varie proportionnellement à la production, celui d'un second tiers varie par paliers avec celle-ci, tandis que celui du troisième tiers est pratiquement fixe et ne peut varier avec la production sans une profonde modification de la mine.

Toute augmentation ou réduction de la production, en dehors de ces limites, déséquilibrera temporairement l'exploitation et réduira les rendements. Si elle est durable, l'équilibre pourra être rétabli, après accroissement ou réduction du personnel fixe. L'accroissement de personnel ne sera pas proportionnel à l'augmentation de production mais lui sera sensiblement inférieur, d'où amélioration du rendement général. Cette augmentation de production ne sera généralement possible que moyennant d'importantes immobilisations et ne se justifie donc que lorsque les réserves de gisement sont insuffisantes pour les amortir, sinon l'accroissement de rendement pourrait être compensé par des charges financières et des amortissements excessifs.

Lorsque la production doit être réduite, la diminution du personnel fixe est inférieure à la réduction de production et le rendement général tend à diminuer; toutefois dans certaines circonstances — telles que réduction des réserves et insuffisance des installations d'extraction — une réduction de production peut maintenir ou même accroître la rentabilité en permettant une exploitation mieux en rapport avec les capacités des installations existantes, lesquelles ne pourraient être adaptées à la production ancienne que moyennant des investissements que les réserves ne justifieraient pas.

II. — Evolution des rendements.

Pour suivre l'évolution des rendements, il convient de rappeler le mode d'établissement des statistiques minières qui ont servi à dresser les tableaux et diagrammes ci-après.

La production nette est le tonnage des charbons vendables ou consommables sur place, après triage ou lavage; avant la dernière guerre, les mixtes et les schlamms non vendus à l'extérieur étaient exclus de la production nette; pendant et après la guerre ces sous-produits ont trouvé un écoulement facile et ont été incorporés dans la production nette, laquelle a ainsi été sensiblement majorée; de plus le lavage et le triage des charbons ont été faits moins soigneusement, une plus forte proportion de pierres a été laissée dans les produits vendables et moins de charbon a été jeté au terril. La production nette et les rendements ont donc subi une réduction plus notable que celle que montre la comparaison des statistiques d'avant et d'après la guerre; en outre, les stocks actuels comportent un tonnage important de sous-produits dont l'écoulement devient de plus en plus problématique.

Le prix moyen de la tonne nette est obtenu en divisant, par le tonnage de la production nette, la

valeur globale des charbons vendus ou cédés, distribués gratuitement, consommés pour les besoins de la mine ou mis au stock; cette valeur est établie en se basant, pour la totalité de la production, sur les prix fixés par les barèmes pour les charbons vendables.

Le *prix de revient* par tonne est obtenu en divisant, par le tonnage de la production nette, le total des dépenses afférentes à la mine; sont exclus de ces dépenses: les charges financières et les amortissements; y sont comprises: les dépenses de premier établissement et certaines parties des salaires à charge de l'État.

La *puissance moyenne* des couches exploitées est calculée en partant de la production nette, dont le volume a été obtenu en divisant son tonnage par une densité moyenne uniforme de 1,35; le quotient de ce volume par la surface déhouillée des couches est la puissance moyenne conventionnelle qui variera, non seulement avec la puissance réelle des couches en exploitation, mais aussi avec le pourcentage de cendres admis dans la production nette et avec le rendement des installations de lavage.

Le *nombre moyen d'ouvriers* occupés dans la mine est obtenu en divisant, par le nombre de jours d'extraction, le nombre de journées prestées pendant ceux-ci.

La notion de *rendement individuel*, communément admise, a été remplacée par celle des *indices*, dont l'emploi se prête mieux à une étude analytique

et du salaire moyen de l'ensemble du personnel.

Si le rendement moyen de l'ouvrier à veine d'un bassin est de 5 tonnes, son salaire moyen de 300 F et le salaire moyen des ouvriers du fond et de la surface réunis de 200 F, l'indice simple de l'ouvrier à veine sera donc de $1 : 5 = 0,200$ poste/tonne et son indice pondéré, de :

$$0,200 \times \frac{300}{200} = 0,300 \text{ poste-salaire/tonne.}$$

A l'inverse des rendements, les indices simples permettent une facile décomposition de l'intervention des diverses catégories du personnel dans le rendement général d'un siège, tandis que les indices pondérés facilitent la répartition, entre ces diverses catégories, du prix de revient-salaires de la tonne produite.

A titre exemplatif, nous donnons ci-dessous la décomposition entre les diverses catégories du personnel, de l'indice général d'un bassin.

Comme on le voit, l'étude et la comparaison des diagrammes analytiques des indices simples permettent de se rendre compte aisément de l'incidence anormale de certaines opérations du fond ou de la surface sur le rendement général et le prix de revient.

L'emploi des indices pondérés permet d'orienter la mécanisation des opérations d'abatage ou de transport, de manière à obtenir d'un investissement donné le maximum d'économie de salaire.

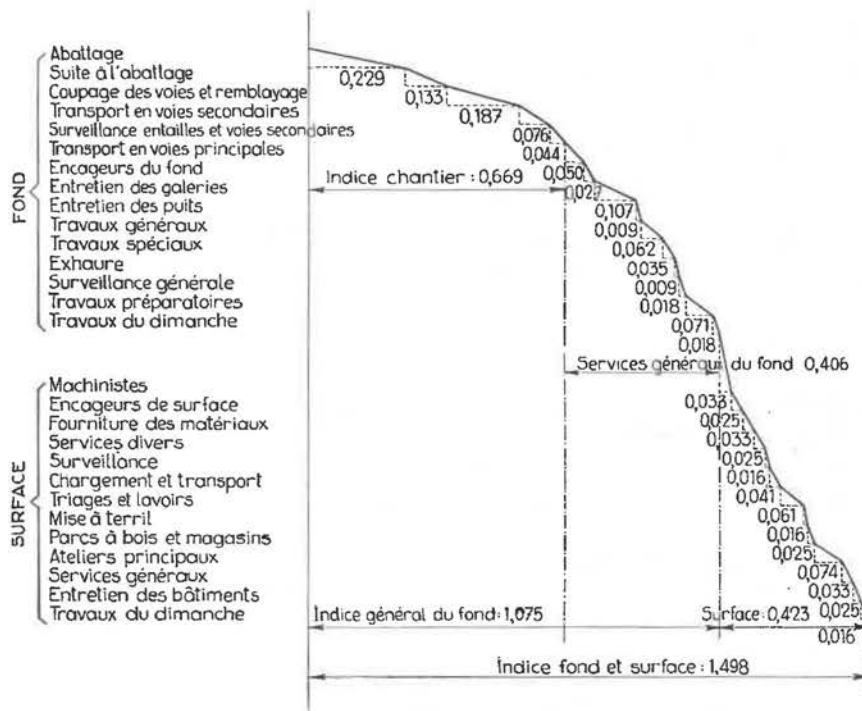


Fig. 2.

des rendements. L'*indice simple* est l'inverse du rendement, c'est-à-dire le nombre de postes de travail nécessaire, pour chacune des catégories du personnel, à la production d'une tonne nette de charbon. L'*indice pondéré* est l'indice simple multiplié par le rapport du salaire moyen du groupe considéré

L'évolution des rendements ou des indices est affectée, d'une part, par des éléments cycliques ou accidentels et, d'autre part, par des éléments technologiques dont les effets sont permanents. Les causes principales de variation des indices sont les suivantes :

- A. — les cycles économiques;
- B. — les variations de la puissance moyenne conventionnelle des couches;
- C. — la mécanisation;
- D. — les concentrations;
- E. — les variations du tonnage de la production annuelle.

A. — Cycles économiques.

Parmi les premiers éléments, il faut tout d'abord ranger l'influence des cycles économiques, dont les effets sur le rendement général de la main-d'œuvre, consécutifs au degré de plein emploi, se marquent dans toutes les industries mais sont particulièrement importants dans l'industrie minière.

Non seulement les prix de revient de cette dernière sont très largement influencés par les salaires qui y interviennent, dans une proportion variant entre 50 et 70 % suivant les mines et les époques, mais la main-d'œuvre y est aussi particulièrement instable. Pendant les années de prospérité, la main-d'œuvre est plus attirée vers les industries de surface, où le travail est moins pénible et moins dangereux que dans les mines, et qui, bénéficiant plus largement que celles-ci des accroissements de prix et de production, peuvent offrir des salaires plus élevés. L'industrie charbonnière ne peut réaliser les importantes augmentations de production nécessaires à la satisfaction d'une demande accrue de combustible et bénéficier ainsi d'une conjoncture favorable qu'en faisant appel à une main-d'œuvre non adaptée au travail de la mine et déjà raréfiée par les demandes d'industries qui ont, avant elle, bénéficié d'une reprise d'activité — telle l'industrie métallurgique toujours en avance d'une année dans l'évolution du cycle économique.

Cette main-d'œuvre inexperte influence très défavorablement le rendement général, directement par son manque de formation et indirectement en détériorant le rendement des ouvriers anciennement occupés, dont le rythme de travail est toujours freiné par celui des ouvriers déficients. Cet inconvénient, dû à la solidarité des ouvriers mineurs et au glissement vers la hausse des salaires réels que provoque toujours la mise au travail à marché d'ouvriers à faible rendement, est encore accru par la concentration réalisée dans la plupart des mines et qui rassemble, dans un même chantier et en contact étroit, un grand nombre d'ouvriers de valeur et de capacité de travail très diverses. Le rendement moyen du personnel, plus influencé par celui des quelques ouvriers déficients ou inaptes que par celui des ouvriers les plus productifs, se détériorera d'autant plus fortement que la rareté du personnel s'accroîtra et exigera le recours aux ouvriers les moins aptes au travail. L'accroissement de l'absentéisme dû aux salaires élevés, particulièrement néfaste aux mines à chantiers de forte production et à travail cyclique, aggravera encore la réduction des rendements pendant les années de prospérité économique.

Il en résulte qu'une augmentation de production, qui devrait normalement entraîner une hausse des rendements, provoque généralement une détério-

ration sensible de ceux-ci; le tableau III ci-après nous montre qu'en 1936, l'indice général était au coefficient 72,4 par rapport à celui de l'année 1930, alors que sa production annuelle était au coefficient 87 par rapport à celle de 1930; en 1937, l'indice général s'accroît au coefficient 73,5 malgré une forte hausse de la production qui atteint le coefficient 109; en 1938, ces coefficients sont respectivement de 76,3 et 108. Les résultats inattendus ainsi atteints, malgré l'accroissement de la mécanisation, de la concentration et de la production du bassin à haut rendement de la Campine, sont dus à la mise au travail d'un grand nombre d'ouvriers étrangers qui porte le personnel occupé du coefficient 66 en 1936, au coefficient 68 en 1937 et 70,6 en 1938.

Par contre, pendant les périodes de dépression économique, l'élimination progressive des ouvriers les moins aptes et les moins efficaces provoque une rapide amélioration des indices, qu'accroît encore la réduction des salaires réels, par suite des conditions moins favorables faites aux ouvriers à marché.

Le même tableau III montre nettement cette influence favorable des dépressions économiques sur l'évolution des rendements, malgré une forte réduction du volume de la production. En 1932, malgré une chute de production de 21,7 % par rapport à 1930, l'indice général du royaume diminue de 5,7 % par rapport à celui de 1930; cette amélioration, due à la réduction du personnel occupé (23 %), se superpose à celle provoquée par l'accroissement de la concentration que facilite la régression économique et par l'accroissement de la mécanisation du travail; elle peut difficilement être isolée de ces dernières.

L'industrie charbonnière dispose donc d'une main-d'œuvre à haut rendement pendant les périodes de dépression économique, alors que la forte réduction de tonnage qui lui est imposée et la chute des prix qu'entraîne la grande inélasticité de sa production ne lui permettent pas d'en bénéficier; par contre, lorsqu'elle pourrait accroître sa production et la vendre à des prix très rémunérateurs, elle en est empêchée par le manque de personnel et la réduction de son rendement.

B. — Variations de la puissance conventionnelle des couches.

Les variations de la puissance conventionnelle peuvent être dues à une modification de la puissance réelle des couches exploitées, mais le plus souvent elles sont attribuables aux variations du rapport de la production nette à la production brute.

Dans le premier cas, le rendement des abatteurs et de certains ouvriers occupés en taille sera nettement et directement influencé; l'effort de l'abatteur dépend plus largement de la surface déhouillée que du volume abattu et tout accroissement de la puissance réelle ne peut donc qu'augmenter sensiblement son rendement. Indépendamment des effets de cette amélioration sur le rendement général, celui-ci sera augmenté par une concentration plus grande des travaux, que facilite l'aug-

TABLEAU III.

Année	Valeur par tonne		Prix de revient		Salaire journ. moyen		Indice fond et surface		Salaire par tonne		Salaires et charges soc. par tonne			Personnel occupé	% de 1930	Production annuelle en % de 30
	F	% de 1930	F	% de 1930	F	% de 1930	post./tones	% de 1930	F	% de 1930	F	% de 1930	% du P.R.			
1930	155,39	100	162,33	100	51,91	100	1,740	100	90,30	100	101,12	100	62,3	155.397	100	100
1931	123,89	80	138,06	85,1	44,04	85	1,693	97,3	74,60	82,6	85,14	84,2	61,6	132.181	85	98,5
1932	107,96	69,5	119,02	73,3	38,01	73,5	1,641	94,3	62,40	69,1	72,58	71,7	60,9	119.682	77	78,3
1933	96,01	61,8	102,04	63	36,64	70,6	1,508	86,6	55,25	61,2	64,14	63,3	67,7	116.542	75	92,2
1934	85,71	55,2	90,71	55,8	36,41	70,2	1,361	78,2	49,50	54,8	57,40	56,7	63,3	107.129	69	96,2
1935	95,74	62,6	88,88	54,7	35,69	68,8	1,291	74,1	46,10	51,0	53,35	52,7	60,1	101.956	65,6	96,7
1936	107,00	69	96,34	59,3	38,46	74,1	1,260	72,4	48,50	53,6	57,34	55,6	59,5	102.397	66	87
1937	141,35	91	121,11	74,6	46,13	88,8	1,280	73,5	59,05	65,4	69,83	69	57,6	105.421	68	109
1938	142,17	91,7	135,28	83,5	49,54	95,5	1,328	76,3	63,80	72,8	79,08	78,1	58,5	109.880	70,6	108
1939	146,52	94,3	132,51	81,6	49,11	94,5	1,295	74,3	63,60	70,4	77,41	76,5	58,5	108.792	70	109
1940	182,68	117,6	156,15	96,2	54,70	105,3	1,327	76,2	72,60	80,3	88,15	87,2	56,4	117.237	75,5	93
1941	191,75	123,5	183,29	113	57,87	111,5	1,438	82,5	83,20	92,0	103,62	102,3	56,5	125.407	80,6	97,5
1942	189,99	122,2	208,90	129	61,10	117,8	1,562	89,7	95,40	105,5	122,38	121,1	58,6	121.690	78,2	91,5
1943	193,78	126	233,69	143,5	61,50	118,5	1,709	98,1	105,10	116,3	134,71	133,2	57,7	122.301	78,7	86,5
1944	230,37	150,5	343,63	211,5	67,95	131	2,088	120,0	141,90	157	205,85	204,1	59,8	97.529	62,6	49,4
1945	317,11	204	432,18	266	114,54	221	1,909	109,8	218,65	242	258,97	256	60,0	100.401	64,5	57,7
1946	396,33	255,5	487,43	300	136,30	263	2,002	115	231,26	256	296,90	293	60,9	133.046	85,5	83,5
1947	615,82	397	648,51	399	165,45	319	1,755	101	296,15	328	391,80	387	60,4	138.116	88,8	89
1948	665,31	428	715,27	441	202,35	390	1,648	94,7	333,41	369,5	446,77	441	62,3	146.400	94,2	97

mentation de production unitaire des chantiers pour un même avancement, et par une plus grande régularité de production, dont les fluctuations sont toujours plus grandes dans les couches minces que dans celles à puissance moyenne.

Malgré les variations apparentes de la puissance conventionnelle, il est peu probable que la puissance réelle des couches subisse des variations notables et durables, autres que celles dues au développement de la production du bassin de Campine, où la puissance réelle des couches exploitées est sensiblement plus grande que dans les vieux bassins du Sud (en 1939 : 1,09 m en Campine, 0,71 m dans les bassins du Sud). L'éventuel abandon des couches minces pendant les années de dépression n'influence que faiblement la puissance moyenne; dans les bassins du Sud au contraire, la puissance moyenne a diminué pendant les années de dépression de 1930 à 1935; pendant cette période elle a varié comme suit :

1930 :	0,73 m;
1931 :	0,72 m;
1932 :	0,71 m;
1933 :	0,69 m;
1934 :	0,70 m;
1935 :	0,69 m.

On peut donc admettre que l'abandon des couches minces pendant les années de dépression n'est pas de pratique courante et n'influence pas la puissance moyenne conventionnelle ni, par suite, les rendements individuels; l'élément géologique qui influence les rendements, en période de dépression, est plutôt l'abandon des couches à charbon cendreux au profit de celles donnant une forte proportion de charbon propre.

L'élément qui influence le plus les rendements et la puissance moyenne conventionnelle est la variation du rapport

$$R = \frac{\text{production nette}}{\text{production brute extraite}}$$

Il est évident que la plupart des indices dépendent plus de la production brute extraite, c.à.d. du tonnage de charbon brut amené au jour, que de la production nette, telle qu'elle est définie ci-avant.

Indépendamment des stériles arrachés à la veine et mis aux remblais, l'effort de l'abatteur est fonction du volume de charbon brut abattu et non directement du tonnage de charbon net; il en est de même des ouvriers du fond appelés à manipuler, depuis le front de taille jusqu'à l'encagement aux puits, non une production nette, mais bien une production brute qui diffère de la première dans une proportion variant entre 20 et 50 %; ce rapport R influencera même le rendement réel d'un bon nombre des ouvriers de la surface.

Toute variation du rapport R aura donc une nette influence sur les indices principaux du fond, qui dépendent plus du tonnage brut traité que de la production nette. Si la puissance moyenne des couches — obtenue par la division du volume de la production brute extraite par la surface déhouillée — était constante, les variations du rendement en fonction de R seraient les mêmes que celles de la puissance moyenne conventionnelle en fonction de ce même rapport.

La méconnaissance des tonnages de la production brute, pendant les années antérieures à 1949, ne permet pas d'éliminer l'influence perturbatrice de la variation de R sur les indices. Une élimination peut toutefois être tentée en partant des variations de la puissance conventionnelle que nous allons examiner ci-dessous.

Pendant la période précédant la première guerre mondiale, la puissance moyenne variait peu et atteignait 0,64 m à 0,65 m; les installations de triage et de lavage étaient rudimentaires et les exigences du marché imposaient la mise au terfil d'un pourcentage notable de la production brute, que les chaufferies alors en service ne permettaient pas d'utiliser sur place pour les besoins de la mine.

Pendant la période de guerre et d'après-guerre 1914-1918, les circonstances étaient favorables à l'écoulement des bas-produits cendreux et une augmentation du rapport R provoqua un accroissement de la puissance conventionnelle qui était encore de 0,71 m en 1920.

La puissance conventionnelle diminue ensuite, mais reste sensiblement supérieure à celle enregistrée en 1913, grâce à une amélioration des installations de lavage et des chaufferies. L'accroissement de la demande en combustible, permettant l'écoulement facile de produits plus cendreux, provoque de brusques augmentations de puissance moyenne qui atteint 0,74 m en 1926 (grève anglaise), 0,74 m en 1929 et 0,73 m en 1930 (1930 est l'année où la production annuelle de la période cyclique est la plus élevée et 1929, celle où la demande de combustible est la plus forte).

L'accroissement de la demande pendant les années 1935 à 1938 provoque une nouvelle augmentation de la puissance conventionnelle, après la régression des années de crise de 1930 à 1935; le maximum est atteint en 1937, année pendant laquelle la demande est très forte. Stationnaire pendant les années 1938 à 1940, la puissance conventionnelle s'élève sensiblement pendant les années de guerre, malgré une réduction de la puissance réelle des couches exploitées; elle atteint son maximum pendant l'année 1945, au cours de laquelle la demande est particulièrement forte en face d'une production anormalement faible et pendant laquelle les sous-produits sont largement consommés.

On peut donc admettre que les fluctuations de la puissance moyenne conventionnelle sont étroitement liées aux variations du rapport R ci-dessus défini et que la puissance moyenne, obtenue en partant de la production brute, est sensiblement constante dans l'ensemble des bassins du Sud.

C. — Mécanisation, concentration et variation de la production.

L'influence de la mécanisation et de la concentration sur les indices des mines de Campine étant bien connue, nous examinerons tout d'abord les effets de ces éléments sur les indices des mines du bassin du Sud.

Le tableau IV ci-après donne les indices des diverses catégories des ouvriers du fond et de la surface.

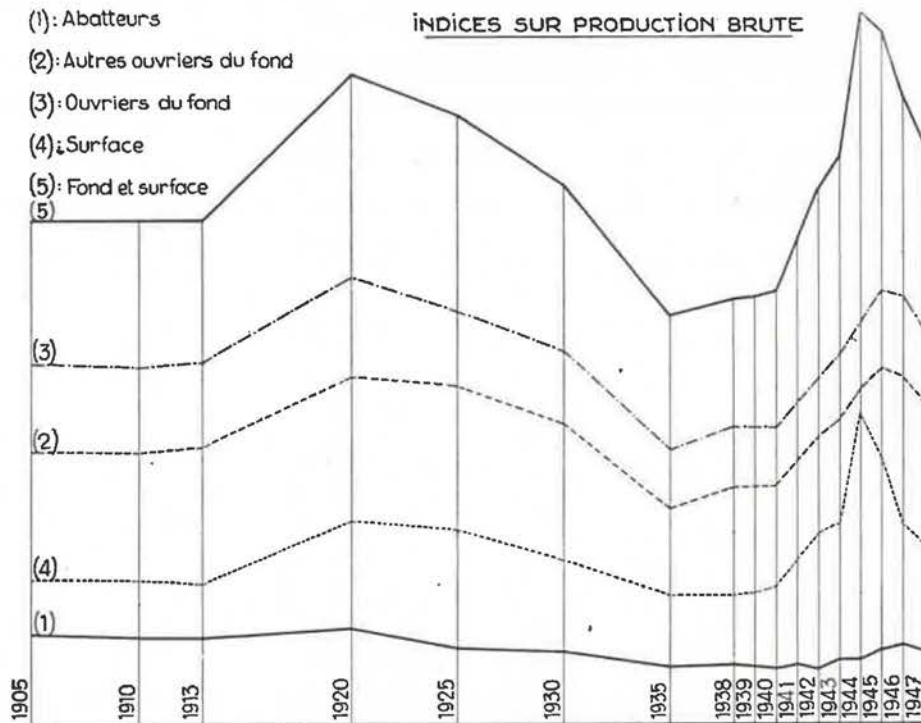


Fig. 3.

partant de la production brute au lieu de la production nette. Pour les bassins du Sud, où Pb est sensiblement constant, sa valeur a été prise égale à 1 m.

Ayant ainsi éliminé l'influence des variations du rapport R, nous pourrons plus aisément, bien qu'approximativement, écarter celle des cycles économiques. Les effets des variations du degré de

plein emploi sur la productivité ouvrière sont sensiblement les mêmes pour toutes les catégories du personnel du fond et de la surface; il suffit donc pour les écarter d'étudier, non les variations des indices, mais bien des rapports des indices.

Dans le tableau V ci-avant sont donnés les divers indices rapportés à la production brute, calculés comme dit ci-dessus; nous appellerons

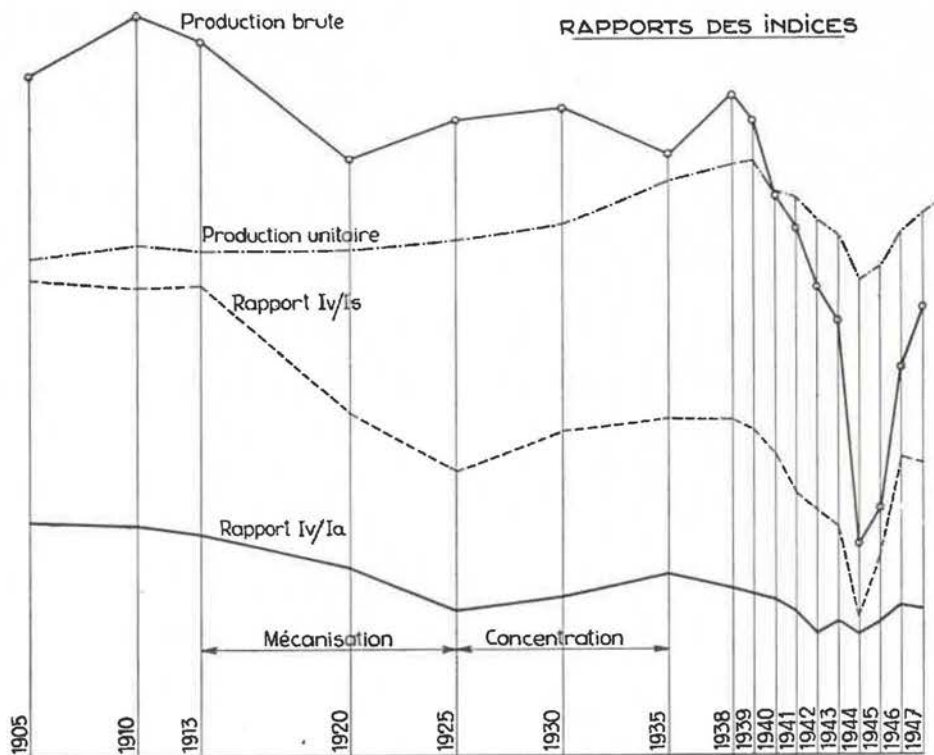


Fig. 4.

Iv l'indice des ouvriers à veine, Ia celui des autres ouvriers du fond, If celui de tous les ouvriers du fond, y compris les ouvriers à veine, Is l'indice des ouvriers de la surface et It l'indice général de l'ensemble des ouvriers du fond et de la surface. Dans les deux dernières colonnes du tableau V, nous donnons enfin les rapports Iv/Ia et Iv/Is.

La figure III donne les diagrammes de variation des divers indices dans l'ensemble des bassins du Sud, tandis que la figure IV donne les diagrammes de variation des deux rapports ci-dessus, celui de la production moyenne journalière par siège et celui du tonnage de la production brute annuelle. La comparaison de ces diagrammes nous permet de suivre les effets combinés, sur les indices, de la mécanisation, de la concentration et des variations de la production, dans les bassins du Sud.

Les années 1905 à 1920 sont sans grand intérêt, les premières sont antérieures à l'introduction de la journée de huit heures, les autres sont affectées par la première guerre mondiale et ses suites.

La période 1920-1925 est caractérisée par une légère réduction du nombre des sièges (15), une faible augmentation de la production annuelle et de la production journalière par siège (22 tonnes, soit 7 1/2 %) et par une nette progression de la mécanisation de l'abatage.

Pendant cette période, on constate une nette réduction des rapports Iv/Ia, et Iv/Is, qui indique une évolution plus favorable des rendements à veine, qui s'accroissent sensiblement, que de ceux des autres catégories du fond et de la surface.

L'indice des ouvriers à veine diminue fortement (20 %), les rendements de cette catégorie d'ouvriers accusant, pendant ces cinq années, les augmentations les plus sensibles de toute la période examinée. La réduction de l'indice surface est par contre assez faible, par suite du développement donné aux installations superficielles. L'indice général s'améliore également, mais sensiblement moins que pendant les deux périodes quinquennales suivantes.

En 1925-1930, la réduction du nombre de sièges s'accroît faiblement (18 contre 15 pendant la période précédente), tandis qu'une sensible augmentation de production annuelle accroît plus fortement la production journalière unitaire (39 tonnes, soit 12 1/2 %).

Les deux rapports Iv/Ia et Iv/Is s'accroissent assez sensiblement, l'indice des ouvriers à veine ne diminuant que faiblement, tandis que celui des autres ouvriers de la surface et celui des autres ouvriers du fond diminuent fortement, le premier grâce à l'accroissement de la production, le second par suite d'une mécanisation des transports du fond relativement plus grande que celle de l'abatage.

Pendant la période 1926-1930, le pourcentage de production réalisée par des moyens mécaniques d'abatage passe de 71,2 % à 91,4 %, soit un accroissement relatif de 28,5 %, sensiblement moindre que pendant la période 1920-1925; le pourcentage de production transportée en galeries par moyens mécaniques varie de 19,3 % en 1926, à 34,4 % en 1930, soit un accroissement relatif de

78 %; pour les transports mécaniques en tailles, ces pourcentages sont respectivement de 22,3 % en 1926 et 34,2 % en 1930, soit un accroissement relatif de 53,5 %.

Il n'est donc pas surprenant de constater une amélioration sensiblement plus forte de l'indice Ia que de l'indice Iv; d'autant plus que les effets d'une mécanisation sont plus marqués pendant les périodes initiales du développement de celle-ci; les premiers chantiers mécanisés sont en effet ceux où l'emploi des moyens mécaniques s'indique le mieux et est le plus profitable, tandis qu'une mécanisation trop extensive et systématiquement généralisée peut être défavorable dans certains cas particuliers.

Pendant les années 1930-1935, période de profonde dépression industrielle et charbonnière, la réduction du nombre de sièges actifs s'accélère (56 fermetures, soit 24,7 %) amenant, malgré une réduction de production annuelle, la plus forte augmentation jamais constatée de la production journalière unitaire (101 tonnes, soit 28,8 %).

Tous les indices diminuent fortement, mais une réduction relativement plus faible de l'indice Iv entraîne un très net relèvement des rapports Iv/Ia et Iv/Is.

Le pourcentage de production réalisée par moyens mécaniques d'abatage varie de 91,5 % en 1930 à 98,5 % en 1935, soit un accroissement relatif de 7,8 %; toutefois si le degré de mécanisation de l'abatage ne s'accroît que très faiblement, on constate une nette amélioration du rendement des moyens mécaniques utilisés et une meilleure adaptation du personnel aux nouvelles méthodes d'abatage qui contribuent dans une certaine mesure à la forte réduction de l'indice Iv (19,5 %), laquelle est principalement due à la réduction du degré de plein emploi; le pourcentage de production transportée en galeries par moyens mécaniques varie de 34,4 % en 1930 et 49,1 % en 1935, soit un accroissement relatif de 43 %; pour les transports mécaniques en tailles, ces pourcentages sont respectivement de 34,2 % en 1930 et 48,4 % en 1935, soit un accroissement relatif de 41,5 %.

Les années 1935 à 1948 sont affectées par divers événements qui influencent les rendements d'une manière anormale; en 1936 est établi un nouveau régime de travail de 7 h 1/2 par jour, modifié en 1939, tandis que pendant les années 1940 à 1948 tous les éléments intéressant les rendements sont influencés par la guerre et ses suites.

L'industrie charbonnière connaît une crise particulière et artificielle, caractérisée par une forte demande en combustibles, une forte régression de la production et des conditions de prix anormales. Cette période fera l'objet d'un examen ultérieur, l'influence de tous ces phénomènes sur les rendements n'étant nullement comparable à celle produite par les éléments normaux survenus pendant les périodes comprises entre les deux guerres mondiales.

Les trois éléments étudiés ont des effets nettement différents sur les divers indices: ouvriers à veine (Iv), autres ouvriers du fond (Ia) et ouvriers de surface (Is).

1) Mécanisation.

La mécanisation favorise surtout les rendements abatteurs lesquels, jusqu'à présent du moins, ont le plus largement bénéficié des perfectionnements du matériel minier; son influence commence toutefois à se faire nettement sentir sur les rendements des autres ouvriers du fond, surtout à la suite de la mécanisation des transports et du chargement; cette influence est toutefois moindre dans l'ensemble des bassins du Sud que dans les mines de Campine.

Les effets de la mécanisation sur l'indice I_a ne peuvent être sensibles que si la mécanisation est précédée d'une concentration interne des chantiers; ils se confondent donc avec ceux de la concentration.

L'influence de la mécanisation se marquera donc par une régression simultanée des rapports I_v/I_a et I_v/I_s ; elle apparaît nettement au diagramme n° IV pendant la période 1920-1925, au cours de laquelle la mécanisation des moyens d'abatage a fait de très grands progrès, tandis que celle des moyens de transport en galeries et en taille ne s'est guère développée.

2) Variation de la production.

L'influence sur les indices de la variation de la production annuelle est, dans une large mesure, liée à celle des crises économiques et agit en sens inverse de celles-ci. Une variation de production annuelle influence surtout l'indice de la surface, dont le personnel varie peu avec le volume de la production; elle n'a que peu d'effets sur les autres indices. L'accroissement de production annuelle, en période de prospérité économique, réduira donc l'influence défavorable de l'accroissement du degré de plein emploi sur l'indice de surface plus que sur les indices du fond; c'est pourquoi, pendant la période de prospérité relative de 1935-1938, l'indice de surface reste sensiblement stationnaire, tandis que tous les indices du fond augmentent. Par contre, une forte réduction de la production annuelle déprimera plus fortement les rendements de surface, ce qui se marque nettement dans l'allure en pointe du rapport I_v/I_a pendant la période 1939-1946.

3) Concentration.

Dans la concentration, il convient de distinguer la concentration des sièges et celle des chantiers; la première peut se faire sans une réelle concentration interne, la production de deux ou de plusieurs sièges étant extraite par un seul, sans réduction ni du nombre des chantiers ni de leur dispersion. Cette forme de concentration sera favorable à la réduction de l'indice de surface, lequel n'influence que modérément le prix de revient, mais n'améliorera guère les indices du fond qui pourraient même pâtir, dans certains cas, d'un plus grand éloignement et d'une plus forte dispersion des chantiers.

C'est ainsi que pendant la période 1925-1930, où l'on constate une augmentation de 12 1/2 % de la production journalière unitaire, due à une concentration de sièges plus qu'à une réelle con-

centration interne, on constate une plus forte régression du rapport I_v/I_s (11,5 %) que du rapport I_v/I_a (7 %).

Pendant la période quinquennale suivante, la très importante réduction du nombre des sièges s'accompagne d'une réduction de production qui favorise la concentration interne des chantiers qu'impose l'indispensable compression du prix de revient; aussi constate-t-on une très nette augmentation du rapport I_v/I_a (11 %), sensiblement plus forte que celle de I_v/I_s (4 %).

L'influence défavorable de l'éloignement et de la dispersion des chantiers est particulièrement sensible lorsque la réduction du nombre des sièges s'accompagne d'un accroissement notable de la production totale, comme ce fut le cas pendant la période de 1935 à 1938, au cours de laquelle une faible réduction du nombre de sièges (7) et un net accroissement de la production journalière unitaire (33 tonnes, soit 7,3 %) s'accompagnent pourtant d'une augmentation de l'indice I_a , plus forte que celle de I_v , et par suite, d'une diminution du rapport I_v/I_a (6,1 %). Par contre le rapport I_v/I_s accuse une légère augmentation, l'accroissement de production et la concentration de sièges étant favorables à l'amélioration de l'indice de surface.

La concentration interne des travaux du fond n'a pas d'influence sur l'indice surface, mais favorise grandement l'amélioration de l'indice des autres ouvriers du fond; par contre il n'améliore pas le rendement des abatteurs, dont le travail est rendu plus difficile et plus pénible par une trop grande concentration des chantiers et surtout par une forte augmentation des avancements journaliers.

L'indice I_v n'étant amélioré ni par la concentration des sièges ni par celle des chantiers, tandis que la première réduit l'indice de surface et la seconde celui des autres ouvriers du fond, il en résulte qu'une période caractérisée par une importante concentration des sièges fera apparaître au diagramme n° 4 une augmentation du rapport I_v/I_s , tandis qu'une période pendant laquelle une forte concentration des chantiers a été réalisée accusera, au même diagramme, une augmentation du rapport I_v/I_a ; le premier rapport I_v/I_s pourra donc être considéré comme l'indice de concentration de surface, tandis que le second I_v/I_a sera l'indice de concentration interne.

Le degré de concentration interne sera d'autant plus grand que le nombre d'ouvriers à veine sera proportionnellement plus élevé et celui des autres ouvriers du fond, non directement productifs, plus faible, ce qui apparaît nettement par la comparaison du rapport I_v/I_a dans les mines de Campine, très concentrées, et du même rapport dans les mines des bassins du Sud, où la concentration est sensiblement moins avancée.

Ces rapports sont donnés dans le tableau VI ci-après, où l'indice à veine de la Campine a été redressé en tenant compte de la puissance moyenne des couches de ce bassin par rapport à celle des bassins du Sud. Dans certaines limites de puissance, on peut en effet admettre que le travail effectif de l'abatteur dépendra plus de la surface

déhouillée que du volume abattu : la difficulté de soutènement ne varie guère avec la puissance, sa mise en place étant même plus aisée dans les couches d'ouverture moyenne qu'en couches minces; le pelletage est plus important en couches puissantes mais est sensiblement plus aisé qu'en couches minces.

On peut donc comparer les indices I_v des bassins

du Sud avec les indices I_v du bassin de Campine, ces derniers étant obtenus en multipliant les indices I_v normaux par les rapports P'/P , dans lesquels P' est la puissance moyenne conventionnelle du bassin de Campine pendant l'année considérée et P la même puissance dans les bassins du Sud.

TABLEAU VI.

Année	I_v Campine	I_a Campine	I_s Campine	$I_v \times \frac{P'}{P} =$ I'_v	I_v Sud	Indice concentr. interne		Indice concentr. surf.		Prod. Campine
						Campine	Sud	Campine	Sud	
1930	0,156	1,054	0,432	0,203	0,231	0,192	0,237	0,470	0,429	2.059.600
1931	0,153	0,916	0,443	0,206	0,231	0,225	0,240	0,465	0,432	3.184.000
1932	0,141	0,754	0,408	0,195	0,223	0,259	0,235	0,478	0,405	2.976.480
1933	0,132	0,645	0,370	0,212	0,215	0,329	0,242	0,573	0,425	3.171.780
1934	0,133	0,548	0,324	0,192	0,205	0,351	0,260	0,593	0,445	4.056.430
1935	0,131	0,504	0,295	0,194	0,197	0,385	0,263	0,637	0,446	4.140.950
1936	0,120	0,462	0,301	0,186	0,192	0,403	0,262	0,618	0,440	4.276.530
1937	0,129	0,493	0,300	0,199	0,192	0,403	0,253	0,652	0,445	4.442.790
1938	0,138	0,518	0,309	0,205	0,197	0,396	0,247	0,664	0,452	4.674.240
1939	0,130	0,491	0,291	0,200	0,191	0,408	0,241	0,687	0,437	4.910.880
1940	0,133	0,534	0,323	0,208	0,186	0,389	0,233	0,643	0,407	4.285.610
1941	0,142	0,566	0,383	0,216	0,189	0,382	0,222	0,564	0,362	4.771.250
1942	0,190	0,674	0,435	0,278	0,195	0,408	0,194	0,638	0,292	4.557.060
1943	0,253	0,820	0,445	0,364	0,200	0,444	0,208	0,653	0,320	4.721.700
1944	0,248	0,902	0,545	0,364	0,210	0,322	0,192	0,533	0,210	3.351.040
1945	0,222	0,823	0,480	0,307	0,216	0,373	0,207	0,640	0,281	4.862.960
1946	0,227	0,808	0,385	0,318	0,242	0,394	0,226	0,825	0,398	7.286.190
1947	0,207	0,778	0,425	0,301	0,225	0,387	0,222	0,708	0,395	7.196.160
1948	0,195	0,757	0,443	—	0,223	—	—	—	—	7.941.100

La comparaison des tableaux IV et VI permet de se rendre compte de l'influence particulièrement favorable de la concentration interne sur les indices I_a des autres ouvriers du fond. Pendant la période de forte concentration des mines de Campine, soit de 1935 à 1939, l'indice I_a a varié de 0,462 à 0,518, tandis que dans les bassins du Sud, au cours de la même période, I_a a oscillé entre 0,750 et 0,790.

Par contre, l'influence de cette même concentration sur les rendements des ouvriers à veine est plutôt défavorable. La concentration et la mécanisation des chantiers exigent le travail par tailles à front rectiligne, la multiplication des marquages et une augmentation des avancements journaliers qui rendent plus difficile le travail d'abatage, dont le rendement est en outre désavantageusement affecté par les irrégularités de déblocage qu'entraînent un grand volume de production et un allongement de la longueur des tailles.

Cette influence défavorable apparaît dans le tableau VI ci-dessus; pendant les années d'intense concentration interne dans les mines de Campine (1935 à 1939), on constate que l'indice I_v de ce bassin se rapproche sensiblement de celui des bassins du Sud et lui est parfois supérieur. Cette égalisation des indices est d'autant plus frappante que, si les mines de Campine ont un plus faible

indice à veine que les mines du Sud, cela n'est pas dû à une mécanisation sensiblement plus grande, mais bien au fait que les ouvriers à veine y consacrent une plus grande partie du poste à l'abatage proprement dit, laissant la charge du soutènement, et surtout du pelletage, à des aides qui n'interviennent pas dans la détermination de I_v , mais bien de I_a .

Les rendements à veine de Campine sont largement surfaits et ne peuvent être comparés à ceux du bassin du Sud, même après le redressement effectué dans le tableau VI.

Pendant l'année 1936, alors que le rendement à veine de Campine était le plus élevé, une comparaison avec le bassin du Centre, où les couches ont une régularité et une dureté comparables à celles de Campine, donne les résultats suivants :

I_v du Centre : 0,162

I'_v de Campine : 0,177

Pendant les premiers mois de 1950, ces indices étaient les suivants :

I_v du Centre : 0,181

I'_v de Campine : 0,253

Une comparaison analogue peut être faite avec certaines mines exploitant les couches régulières du comble Nord du Borinage; l'indice moyen à veine y atteint actuellement 0,145, alors qu'en

Campine, sans redressement en fonction des puissances moyennes des couches, il atteint une moyenne de 0,175; les indices de concentration interne I_v/I_a y sont respectivement de 0,172 et de 0,252; une concentration interne moins poussée est donc favorable à la réduction des indices à veine.

Les faibles indices de Campine, pendant les années précédant la guerre, paraissent donc bien dus à une excessive spécialisation des abatteurs et à une cadence de travail trop intense, laquelle n'a pu être maintenue dès que la pénurie de personnel n'a plus permis un renouvellement suffisamment rapide des abatteurs, trop vite usés par un travail excessif et insuffisamment varié. On constate en effet que, lorsque l'abatteur consacre une trop grande partie du poste à l'abatage proprement

dit, son effet utile se réduit plus rapidement, au cours du poste, que s'il peut alterner le travail épuisant au marteau-pic avec des opérations accessoires comme le placement du soutènement et le pelletage. C'est pourquoi on a progressivement abandonné la répartition du travail en taille, précédemment adoptée en Campine, et supprimé bon nombre des pelleurs et des boiseurs adjoints aux abatteurs.

Cela explique la détérioration rapide du rendement à veine en Campine, alors que dans les bassins du Sud il ne subissait que de faibles réductions. Le tableau VII ci-dessous, donnant la valeur relative des indices I_v par rapport à celui le plus faible de la période d'avant-guerre dans les deux bassins, est particulièrement éloquent.

TABLEAU VII.

Année	I_v Sud	I_v Campine	I_a Campine	I_s Campine	Production Sud	Product. Campine
1936	100	100	100	100	100	100
1937	100	107	107	99,5	104,5	104
1938	103	115	112	103	101	109
1939	99,5	108	106	96,5	99	115
1940	97	111	116	107	87,5	100
1941	98,5	118	122	127	85,5	111
1942	102	158	146	145	79,5	107
1943	104	211	177	148	73,5	110
1944	109	207	195	181	37,8	78,5
1945	112	185	178	159	48	114
1946	121	189	175	128	68	170
1947	117	172	168	141	75	168
1948	116	162	164	147	82	185

Les effets défavorables de l'accentuation de la concentration interne sur l'indice à veine sont donc évidents. Leur cause principale est que la concentration des chantiers impose la multiplication des abatteurs dans une même taille et la réduction de la tâche ou longueur de front attribuée à chacun d'eux; or le marquage est l'opération la plus lente et la plus difficile dans le déhouillement de cette tâche; on admet généralement qu'un marquage, fait habituellement sur une longueur de front d'un mètre, prend deux fois plus de temps que le déhouillement d'un mètre de front pris après marquage; pour une tâche de 6 m, la longueur virtuelle sera donc de 7 m, tandis que pour une tâche de 3 m, elle sera de 4 m; le supplément de travail dû au marquage sera de 16,5 % dans le premier cas et de 33 % dans le second.

III. — Possibilités d'amélioration des rendements.

Parmi les éléments qui ont une influence sur les rendements, certains dépendent de causes extérieures à l'exploitation et échappent entièrement au contrôle des concessionnaires; ce sont les variations de production — liées aux fluctuations de la

demande de combustibles — et les variations du degré de plein emploi qui, comme les premières, dépendent de l'évolution des cycles économiques. D'autres éléments ont un caractère technologique et dépendent, dans une large mesure, de la volonté des exploitants; ce sont la mécanisation, la concentration de sièges et la concentration interne.

Ces trois éléments ont des influences très diverses sur les différents indices du fond et de la surface; la mécanisation favorise la réduction de tous les indices, mais surtout de celui à veine et dans une plus faible mesure de celui des autres ouvriers du fond; la concentration de sièges améliore l'indice de surface; enfin la concentration interne est favorable à la réduction de l'indice des autres ouvriers du fond, mais tend à déprimer le rendement des ouvriers à veine.

Il existe encore de grandes possibilités d'amélioration des indices, tant dans les bassins du Sud qu'en Campine; il importe toutefois de n'exagérer ni la mécanisation ni surtout certaines formes de la concentration, ces moyens pouvant moins améliorer certains indices qu'ils ne déprimeraient d'autres rendements.

Certaines améliorations apparentes du rendement général de la main-d'œuvre pourraient, dans

certaines circonstances, entraîner une légère augmentation du prix de revient dont la réduction est pourtant le but réel à poursuivre. Pour s'en rendre compte, il est nécessaire de considérer, non les indices simples des diverses catégories du personnel, mais bien les indices pondérés, c'est-à-dire les indices simples multipliés par le rapport du salaire moyen de la catégorie considérée au salaire moyen global du fond et de la surface.

Le tableau VIII ci-après donne les indices pondérés et les indices simples correspondants des diverses catégories du personnel.

A. — Mécanisation.

La mécanisation du travail d'abatage paraît avoir atteint un degré qui ne pourrait être dépassé; la production faite par des moyens mécaniques d'abatage représentait, en 1946, 99,9 % de la production totale; en 1938, ce pourcentage était déjà de 99,7 %.

En fait, s'il n'est plus possible actuellement d'accroître l'utilisation et le rendement des moyens individuels d'abatage, il est encore possible d'améliorer notablement les rendements des ouvriers à veine par l'utilisation des moyens collectifs d'abatage ou de havage, des machines chargeuses et des convoyeurs à déplacement latéral continu.

La mécanisation des autres opérations principales du fond est également très poussée; en 1947, la production des tailles desservies par des moyens mécaniques de déblocage était de 60,4 % de la production totale, tandis que la production transportée mécaniquement en galeries était de 83,4 % de la production totale. Le développement de cette mécanisation des transports est lié à celui de la concentration interne, la mécanisation des transports secondaires des chantiers à faible production ne peut en effet qu'accroître les divers indices, au lieu de les améliorer.

L'utilisation des moyens mécaniques de transport en galeries ne peut être rentable que si la production journalière par chantier ou quartier atteint un certain niveau, en dessous duquel la mécanisation serait moins avantageuse que le maintien des procédés anciens de transport par chercheurs ou par chevaux. C'est ainsi que le transport hippomobile est encore plus avantageux que tout autre système de transport mécanisé, lorsque le tonnage kilométrique à effectuer est inférieur à 100 t/km.

Dans la totalité de nos bassins, un développement de la mécanisation des transports ne peut encore être rentable que s'il est précédé par une concentration plus ou moins grande de la production.

Un accroissement de la mécanisation des procédés d'abatage n'est plus possible que par l'emploi de moyens collectifs très coûteux, alimentés électriquement pour être de fonctionnement économique et qui ne sont donc rentables que dans des chantiers à très grosse production, faite si possible en plusieurs postes, grâce à de grands avancements journaliers des tailles.

Les moyens nouveaux de transport en taille exigent également des investissements importants

et l'emploi de modes spéciaux de soutènement, qui ne rendent leur utilisation profitable que dans des chantiers très concentrés.

Tous ces moyens ne sont donc utilisables que dans des mines où la régularité et la densité du gisement permettent de réaliser de très grosses productions par chantier, ce qui n'est que rarement le cas dans les bassins du Sud.

Ces grands avancements des fronts imposent un creusement rapide de toutes les galeries, aussi bien en veine qu'au rocher, ce qui exige un très grand développement de la mécanisation des procédés de forage, de chargement et de mise en place du soutènement, ainsi que l'adoption de méthodes de creusement permettant de longues passes et des avancements réguliers.

B. — Concentration de sièges.

La simple concentration de sièges, sans concentration interne, améliore les indices de surface, dont l'intervention dans le prix de revient est la plus réduite; dans certaines circonstances, elle a par contre le grave inconvénient d'accroître les indices du fond, particulièrement lorsqu'elle s'accompagne d'un accroissement ou même du maintien de la production réalisée par l'ensemble des sièges, avant leur concentration.

Le maintien de cette production, à répartir sur un plus petit nombre de sièges, impose souvent une multiplication des chantiers et leur dispersion; certains d'entre eux, primitivement desservis par des puits mis à l'arrêt, doivent être dégagés par des puits plus éloignés, ce qui accroît sensiblement la longueur de parcours des produits et surtout du personnel.

La simple concentration de sièges ne peut être avantageuse que lorsqu'elle est pratiquée pendant les périodes de dépression, à un moment où une réduction de production est nécessaire et où les pertes de rendement, que provoquent toujours un déplacement de personnel, sont réduites par la tendance haussière des rendements individuels et une accommodation plus facile du personnel à des changements de méthode de travail et de climat social.

Cet aspect de la concentration superficielle paraît avoir échappé aux promoteurs de la loi du 13 août 1947, instituant le Conseil National des Charbonnages, qui ont cru pouvoir réaliser des fusions de concessions et de sociétés tout en accroissant le volume de la production et en réduisant les prix de revient.

Les « avantages généraux de toute fusion » qui ont été souvent évoqués pour motiver un grand nombre de fusions proposées par le Conseil National des Charbonnages, ne sont qu'un leurre lorsque les conditions économiques sont celles qui régnaient pendant ces dernières années, au moment où l'accroissement du volume de la production était nécessaire, non seulement pour permettre l'activité normale de toutes nos industries, mais surtout pour rendre possible le redressement indispensable de l'industrie charbonnière dont la situation était sérieusement compromise par une forte réduction de production et des rendements pro-

TABLEAU VIII.

Année	BASSIN DU SUD						CAMPINE					
	Indice à veine		Indice du fond (veine compris)		Indice surface		Indice à veine		Indice du fond (veine compris)		Indice surface	
	normal	pondéré	normal	pondéré	normal	pondéré	normal	pondéré	normal	pondéré	normal	pondéré
1930	0,231	0,280	1,209	1,330	0,539	0,416	0,156	0,196	1,210	1,335	0,432	0,315
1935	0,197	0,228	0,947	1,030	0,443	0,362	0,131	0,150	0,635	0,702	0,295	0,228
1938	0,197	0,241	0,995	1,081	0,435	0,353	0,138	0,171	0,656	0,720	0,309	0,246
1939	0,191	0,235	0,981	1,160	0,434	0,354	0,130	0,165	0,621	0,682	0,291	0,230
1940	0,186	0,232	0,985	1,082	0,455	0,359	0,133	0,171	0,667	0,744	0,323	0,248
1941	0,189	0,239	1,041	1,152	0,521	0,410	0,142	0,183	0,708	0,796	0,383	0,295
1942	0,195	0,249	1,090	1,210	0,572	0,432	0,190	0,230	0,864	0,955	0,435	0,344
1943	0,200	0,261	1,161	1,280	0,622	0,502	0,253	0,282	1,073	1,157	0,445	0,360
1944	0,210	0,274	1,343	1,512	0,939	0,790	0,248	0,262	1,130	1,230	0,545	0,466
1945	0,216	0,292	1,258	1,455	0,768	0,593	0,222	0,297	1,045	1,216	0,480	0,364
1946	0,242	0,328	1,310	1,520	0,606	0,464	0,227	0,316	1,035	1,220	0,385	0,293
1947	0,225	0,304	1,241	1,412	0,571	0,426	0,207	0,280	0,985	1,142	0,425	0,312

voquant une hausse du prix de revient dont la permanence aurait rendu impossible le maintien en activité de la plupart des mines.

Si ces « avantages généraux » étaient réels, ils ne justifieraient d'ailleurs pas seulement les quelques fusions proposées, mais bien le groupement sous une seule direction de toutes les mines d'un bassin et même de toutes les mines du pays.

L'industrie minière diffère totalement des autres industries sous le rapport des possibilités de concentration; non seulement elle est intimement liée au gisement et soumise à des contraintes que lui impose la nature essentiellement non déplaçable d'importantes installations d'extraction existantes, dont la valeur s'annule presque entièrement en cas d'abandon, mais sa rentabilité dépend très largement de l'homogénéité et de l'efficacité de son cadre de direction, ainsi que d'un climat social créé par des traditions locales et l'influence d'un noyau plus ou moins important de personnel attaché à sa mine et difficilement déplaçable.

Il n'y existe pas, comme dans d'autres industries, de méthodes d'exploitations uniformes, applicables à n'importe quelle entreprise, quels que soient son importance et son emplacement; dans des mines d'un même bassin, les conditions de gisement et la nature des charbons imposent des méthodes essentiellement différentes pour permettre une bonne, complète et rentable exploitation, ce qui rend difficile et dangereux une concentration de la direction et l'uniformisation de ses méthodes.

Une bonne gestion dépendra très largement du cadre de direction et de son chef; si ce dernier convient à un champ d'activité limité, ses qualités peuvent devenir insuffisantes lorsque les limites de l'exploitation s'étendent trop largement; par contre, il n'y a pas de limites géographiques à l'action nocive d'une gestion malhabile ou incapable; une extension démesurée du champ d'exploitation peut donc conduire à des résultats désastreux si, faute d'un chef adapté à son ampleur et difficile à trouver, elle fait échapper l'entreprise au contrôle d'une direction déficiente.

En fait, toute fusion de concessions présente, comme tout problème d'exploitation minière, une série d'avantages et une autre d'inconvénients dont la balance peut être bien souvent négative, surtout si la fusion ne permet pas une véritable concentration interne, laquelle est seule réellement favorable à l'amélioration des rendements et à la réduction du prix de revient.

Les fusions ne s'imposeront donc que lorsque les réserves de gisement sont encore suffisantes pour justifier les investissements que rend nécessaires une réelle concentration interne ou lorsque l'appauvrissement du gisement imposera une réduction du volume de la production et la concentration de son extraction dans un nombre plus réduit de sièges, dont les installations existantes sont suffisantes pour l'assurer.

Les perturbations qu'elles entraînent provoqueront presque toujours une sensible réduction de production; l'adaptation d'un personnel transplanté

est assez lente et l'appropriation des chantiers des sièges concentrés demande des travaux de longue durée, accroissant dans une notable mesure le pourcentage de personnel non directement productif.

C. — Concentration interne.

A l'encontre de la simple concentration de sièges, dont les effets sur les rendements globaux peuvent être désavantageux, la concentration interne, ou concentration de chantiers, permet encore de sérieuses améliorations des indices, particulièrement dans les bassins du Sud; elle permet une avantageuse mécanisation des transports et une meilleure utilisation de tous les services du fond; dans bien des cas cependant, elle peut être accrue par une réduction progressive du nombre des sièges et même par des fusions de concessions; ces dernières ne s'imposeront toutefois que lorsque les possibilités de concentration auront été épuisées à l'intérieur de la concession.

Il importe toutefois d'éviter qu'une concentration excessive ne risque de détériorer trop fortement les rendements des ouvriers à veine, dont les indices pondérés sont les plus élevés.

Cet inconvénient paraît surtout à craindre en Campine, où l'indice pondéré des ouvriers à veine représentait 18 % de l'indice total en 1938 et 20 % en 1947 et où les pressions de terrains, ainsi que les méthodes d'exploitation par panneaux qu'elles imposent, exigent une forte concentration des chantiers et des avancements réguliers et rapides des fronts.

Une forte production par taille et par poste n'est possible qu'en multipliant le nombre des abatteurs et en accroissant les avancements journaliers; l'importance relative des marques devient ainsi excessive, de même que le travail de pelletage dans des tailles à faible pente, où sont employés des moyens mécaniques de déblocage dont le déplacement n'est pas possible au cours du poste.

Dans de telles conditions, une réduction de rendement des abatteurs impose la mise au travail, sur une même longueur de front de taille, d'un plus grand nombre d'entre eux; ce qui ne peut qu'accroître encore les chutes de rendement et explique en partie l'accroissement rapide des indices à veine dans les mines de Campine au cours des périodes de réduction du rendement individuel.

Certaines formes de la mécanisation permettent seules de remédier à ce sérieux inconvénient; d'une part l'emploi de machines de havage ou de rabotage du charbon, qui permettent de supprimer les marquages en veine et réduisent la concentration d'un trop grand nombre d'abatteurs dans une même taille, et d'autre part, l'utilisation de convoyeurs à déplacement latéral continue, réduisant l'importance du pelletage; l'utilisation de tous ces engins est actuellement rendue possible, même en mauvais terrains, par le soutènement au moyen de bèles articulées.

L'emploi de ces procédés d'évacuation permettra de réduire sensiblement les opérations parasitaires en tailles et d'accroître le nombre des postes d'abatage dont la multiplication est nécessaire à l'accroissement de longueur des panneaux, à l'amortissement des coûteux équipements des tailles et éventuellement à une meilleure utilisation des installations de réfrigération des chantiers, dont les frais de fonctionnement et d'amortissement pourraient être ainsi répartis sur un tonnage plus important.

Ces méthodes ne sont toutefois applicables que dans des couches suffisamment puissantes et régulières et ne peuvent s'adapter à toutes les exploitations des bassins du Sud où la concentration ne sera possible, sans perte excessive de rendement des abatteurs, que si l'emploi d'explosifs pour l'abatage permet de faciliter les marquages en charbon. Le minage en veine ne paraît pas toujours plus économique que l'abatage direct au marteau-pic; il présente toutefois des avantages indirects certains, bien que peu apparents: il permet d'accroître la production unitaire des tailles, sans augmentation du nombre des abatteurs, et de bénéficier ainsi de tous les avantages de la concentration interne; il rend possible la mise au travail d'abatteurs moins expérimentés, sans répercussion fâcheuse sur le rendement.

L'amélioration constante de la ventilation, particulièrement dans les mines à chantiers concentrés, et dans bien des cas le captage du grisou, permettent de considérer comme écarté le danger d'une inflammation de grisou par l'explosif; d'autre part, la mise au point d'explosif de sécurité pratiquement absolue vis-à-vis des poussières de charbon a fait de sérieux progrès et il sera sans doute possible de généraliser l'emploi des explosifs, non pour l'abatage complet du charbon, mais surtout pour les marquages en veine.

Les concentrations internes sont donc nécessaires et doivent être pratiquées, même s'il devait en résulter des pertes de gisement; le maintien en activité rentable de certaines mines est à ce prix et il vaut mieux consentir dès à présent à la perte des parties du gisement ne s'adaptant pas à une exploitation concentrée que d'aboutir, en fin de compte, à l'abandon complet de certaines concessions et à des pertes de gisement encore plus importantes que celles qu'aurait imposées l'adoption des méthodes de concentration interne, qui sont seules capables de réduire le prix de revient.

VI. — Adaptation aux cycles économiques.

L'industrie charbonnière est celle où l'adaptation rapide de la production à la consommation est la plus lente et la plus difficile et où cependant les variations de la demande sont particulièrement importantes et rapides.

Pendant les années qui précéderent et suivirent la guerre, la consommation de houille indigène se répartit comme suit :

TABLEAU IX.

Année	Total consommation	Domestiques		Cokeries non gazières		Sidérurgie		Non ferreux		Centrales		S.N.C.B.	
		T	%	T	%	T	%	T	%	T	%	T	%
1936	29.274.870	5.463.190	18,6	5.584.940	19,1	508.890	1,74	433.750	1,48	1.653.480	5,65	1.666.050	5,67
1937	30.213.150	5.545.740	18,3	5.615.050	18,5	587.810	1,94	558.140	1,78	2.047.950	6,78	1.888.750	6,25
1938	28.009.690	5.581.250	19,9	4.633.270	16,5	572.660	2,04	364.300	1,30	1.613.580	5,75	1.594.060	5,70
1939	30.627.750	5.998.110	19,5	5.959.960	19,5	686.240	2,24	376.480	1,23	1.912.250	6,23	1.644.750	5,36
1940	22.682.210	4.494.440	19,8	4.296.200	18,9	683.760	3,01	339.220	1,49	2.261.690	9,95	1.541.150	6,78
1947	24.141.590	5.324.080	22,1	5.871.600	16,1	656.710	2,72	428.560	1,77	2.384.450	9,90	1.323.290	5,49
1948	26.189.700	5.716.000	21,8	5.661.050	21,6	675.420	2,58	514.960	1,96	2.645.180	10,12	1.554.520	5,95
1949	26.784.200	5.302.710	19,8	5.883.500	22,0	650.500	2,56	557.110	2,01	2.905.540	10,85	1.479.160	5,52

Nous devons y distinguer deux parties bien distinctes, d'évolutions très différentes : les charbons domestiques et les charbons industriels, parmi lesquels il convient de faire une place particulière aux fines à coke.

La demande de charbons domestiques — biens de consommation directe — est sensiblement constante en volume; plus leur participation dans la consommation totale sera grande, plus l'industrie charbonnière sera stable; malheureusement, ils ne représentent que 18 à 20 % de la consommation totale en charbons indigènes et leur demande est très inégalement répartie entre les divers bassins et les diverses catégories de produits.

L'évolution des moyens de chauffage a encore renforcé cette concentration de la demande en charbons domestiques sur une catégorie bien déterminée des produits : celle des charbons maigres, lesquels sont de moins en moins concurrencés par les autres catégories de charbons et même par le coke. Cette fixation de la demande en domestiques sur une qualité bien déterminée et relativement peu abondante diminue sensiblement sa valeur comme stabilisateur de la production dans certains bassins producteurs de charbons gras et demi-gras et la renforce dans d'autres, tels ceux de Liège et de la Basse-Sambre.

Si la demande en charbons domestiques est sensiblement constante, par contre celle des charbons industriels, portant sur environ 80 % de la consommation totale, est extrêmement variable, les industries grosses consommatrices, telle la métallurgie, subissant elles-mêmes de grandes variations de production, suivant l'évolution des cycles économiques.

Les variations des enfournements des cokeries, qui influencent grandement celles des écoulements des charbons gras, sont particulièrement intéressantes à suivre au cours d'un cycle économique. Le tableau X ci-contre donne ces variations pendant le cycle 1930-1939 et les quelques années qui l'ont précédé et annoncé, ainsi que pendant la période d'après-guerre.

On constate qu'au cours de la période de dépression, les réductions des enfournements totaux se sont réduites de plus de 25 % par rapport au total de l'année 1928, au cours de laquelle le maximum a été atteint; par contre les enfournements de houille belge n'ont diminué que de 15 % au maximum et se sont rapidement redressés au cours de la période même de dépression. Les variations du volume des enfournements de houille indigène par rapport à la production charbonnière sont toutefois très importants, le pourcentage variant entre un minimum de 12,9 % et un maximum de 20,5 %, soit un écart de 59 %.

On conçoit aisément que de telles variations, qui influencent un nombre limité de mines, ont des répercussions importantes sur leur stabilité de production et leur rentabilité, les résultats souffrant toujours fortement de grandes variations de production.

L'industrie charbonnière, dont la production est essentiellement inélastique, doit donc satisfaire une demande qui est extrêmement variable et dont

TABLEAU X.

Année	Houille belge		Houille étrangère		Total		Production annuelle des mines belges 1.000 t	% des enfournements totaux par rapp. à la produc. ann	% des houilles belges enfournées par rapport à la production
	Volume 1.000 t	% de 1928	Volume 1.000 t	%	Volume 1.000 t	% de 1928			
1928	4.224	100	4.159	49,6	8.383	100	27.578	30,4	15,7
1929	3.915	92,5	4.319	52,5	8.232	103,5	26.940	30,5	14,5
1930	3.553	84,2	3.850	52	7.403	88,3	27.415	27,0	12,9
1931	3.739	88,6	3.144	45,7	6.883	82,1	27.042	25,5	13,8
1932	4.007	94,8	2.312	36,6	6.319	75,3	21.424	20,4	18,6
1933	4.525	107,0	1.869	30,3	6.394	76,2	25.300	25,3	17,9
1934	4.733	112,0	1.533	24,3	6.266	74,6	26.389	25,8	17,9
1935	5.175	122,5	1.445	21,8	6.620	79,0	26.506	25,0	19,5
1936	5.653	134,0	1.485	20,8	7.138	85,0	27.867	25,6	20,3
1937	5.574	132,0	2.663	52,3	8.237	98,2	29.859	27,6	18,7
1938	4.789	113,5	1.905	28,5	6.694	79,8	29.584	22,6	16,2
1939	6.134	145,0	1.248	16,9	7.382	88,0	29.844	24,7	20,5
1945	2.234	52,9	480	17,7	2.714	32,5	15.833	17,1	14,1
1946	4.162	98,5	981	19,1	5.143	61,3	22.852	22,4	18,2
1947	3.757	88,9	2.374	40,7	6.331	75,5	24.401	25,9	15,4

l'élément principal subit des variations très fortes et simultanées dans la plupart des pays producteurs de charbon. Les déséquilibres qui en résultent sont donc très aigus; ils atteignent, non seulement le marché intérieur, mais affectent également les mouvements d'importation et d'exportation qui ne peuvent ainsi combler les creux de la consommation ou de la production. Ces déséquilibres se traduisent par de fortes variations de prix, qui affectent surtout les charbons industriels et qui exigent, en périodes de dépressions, de fortes compressions du prix de revient.

La stabilité relative des prix des catégories domestiques maigres, par rapport à ceux des catégories industrielles de même nature, apparaît nettement dans le diagramme de la figure 5 donnant la variation du rapport :

Prix des 20/30 et 30/50 maigres

Prix du 0/5 lavé maigre

On constate que pendant la période de dépression des prix de 1930 à 1936, les prix des catégories industrielles ont fortement décliné par rapport à ceux des catégories à usages domestiques, le rapport des prix variant de 3,19 à 8,09.

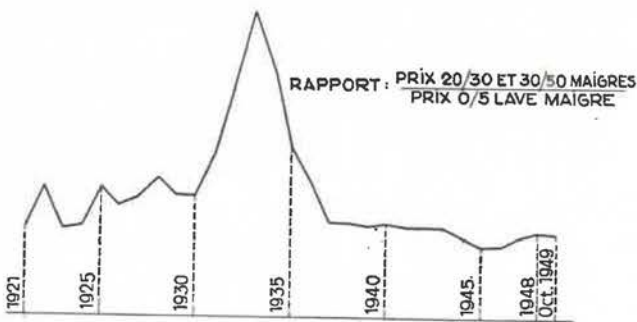


Fig. 5.

Le diagramme de la figure 6 donne la variation du prix des fines à coke indigènes, des fines de Durham et du prix moyen de l'ensemble de la production charbonnière belge; on y constate que les prix des fines à coke subissent des variations plus accusées que celles de l'ensemble de la pro-

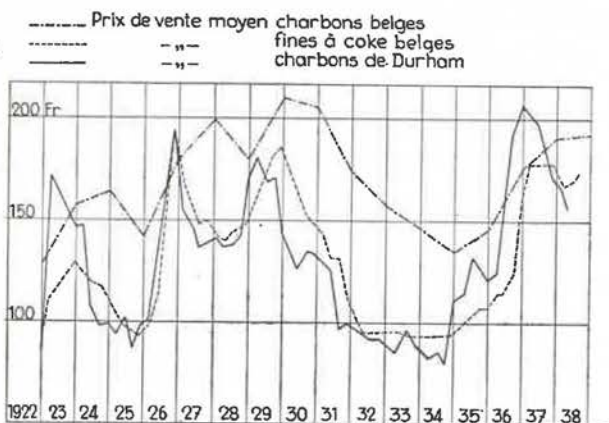


Fig. 6.

duction et que, pendant les périodes de reprise économique, les fines indigènes sont moins chères que les fines anglaises, les écarts favorables enregistrés compensant assez largement ceux existant en sens inverse.

Le considérable accroissement de la consommation des charbons constaté depuis 1850 est surtout dû aux augmentations de consommation dans les divers secteurs industriels, lesquelles ont encore accru l'amplitude des variations cycliques de la consommation et rendu plus difficiles les adaptations de production et du prix de revient. Pendant les premiers cycles économiques, l'adaptation des prix de vente et des prix de revient a pu se faire assez rapidement et sans heurt, grâce à une moindre amplitude des écarts de prix et surtout à une plus facile adaptation des salaires. Depuis la fin de la première guerre mondiale, les écarts de prix se sont accentués et l'adaptation des salaires aux exigences d'un prix de revient à comprimer a été rendue plus difficile par la convention des salaires de 1920, liant ceux-ci aux variations d'un index dont les mouvements sont moins rapides et surtout moins accentués que ceux des prix du charbon.

Pendant les cycles économiques qui influencèrent l'industrie charbonnière après 1920, l'adaptation des salaires suffit de moins en moins à ajuster le prix de revient aux fluctuations de plus en plus marquées du prix de vente; alors que les exercices déficitaires de l'ensemble des mines belges étaient exceptionnels avant 1914, ils se multiplièrent après 1920 et les pertes s'aggravèrent. La plupart des mines furent donc contraintes, soit à abandonner l'exploitation, soit à rechercher dans des méthodes d'exploitation plus rationnelles une compression du prix de revient que ne permettait plus la seule réduction des salaires. Le développement de la production campinoise et surtout l'accroissement progressif du rendement des mines de Campine, qui se prêtaient mieux au développement des méthodes rationnelles d'exploitation concentrée, accentuèrent encore la pression exercée par les chutes de prix sur les mines des bassins du Sud.

La période cyclique de 1930 à 1939, l'une des plus accentuées que connut notre industrie, est particulièrement intéressante à suivre à cet égard. Pendant cette période, l'industrie charbonnière connut d'abord des années de profonde dépression. La valeur moyenne de la tonne produite avait atteint, en 1929, un maximum de 159,88 F; le prix de revient était alors en plein accroissement et atteignit son point culminant en 1930, avec le chiffre record de 162,33 F. La chute des prix de vente s'accélérait plus rapidement que la compression des prix de revient, les charbonnages connurent une succession de cinq exercices déficitaires jusqu'au moment où une énergique compression des dépenses permit de rétablir l'équilibre. En 1935, le prix de revient par tonne n'était plus que de 88,88 F, soit 54,7 % de celui de 1930, tandis que le prix de vente moyen par tonne était de 95,74 F, soit 62,6 % de celui de 1930, ce qui laissait un bénéfice par tonne de 6,86 F, supérieur à celui de 1929 et qui n'avait plus été atteint depuis la grève anglaise de 1926. Jamais l'adaptation à une dépression éco-

nomique n'avait été si lente et n'avait imposé une telle compression du prix de revient, dans des conditions aussi difficiles. Les mines du bassin du Sud durent faire un effort de concentration qui entraîna la fermeture de 59 sièges, mais amena les rendements individuels du fond et de la surface à un niveau qui n'avait jamais été atteint jusqu'alors et qu'il sera très difficile de rétablir.

Cet effort est d'autant plus remarquable que la réduction de consommation accroît les exigences de la clientèle et réduit sensiblement le rapport de la production nette à la production brute; le volume et les difficultés d'écoulement des bas-produits en sont accrus. La compression du prix de revient a donc dû être accompagnée par un grand développement des installations superficielles permettant l'utilisation sur place d'un volume important de ces bas-produits cendreaux.

Pour adapter son prix de revient à une aussi nette réduction du prix de vente, l'industrie charbonnière disposait des moyens suivants :

- 1° — réduction des salaires journaliers et des charges sociales correspondantes;
- 2° — augmentation des rendements individuels;
- 3° — réduction des dépenses de consommation;
- 4° — réduction des dépenses de travaux préparatoires;
- 5° — réduction des dépenses de maintenance et de premier établissement;
- 6° — réduction des frais généraux.

La répartition des dépenses est donnée dans le tableau XI ci-contre.

Avant la première guerre mondiale, la réduction des salaires journaliers suffisait presque entièrement à réaliser l'adaptation du prix de revient à une diminution du prix de vente. Dès 1920, cet élément ne suffit plus à lui seul, les mouvements des salaires étant réglés par une convention collective conclue le 27 juillet 1920. Cette convention liait les salaires aux mouvements d'un index des prix de détail, dont les amplitudes sont sensiblement moins grandes que celles des variations du prix des charbons. Les fortes hausses de ce dernier, dues aux effets de la grève anglaise, et dont les ouvriers ne pouvaient bénéficier par le seul jeu de la convention, amenèrent en octobre 1926 une révision de cette dernière; les mouvements des salaires dépendirent alors d'un index conventionnel, obtenu en ajoutant aux 3/4 de l'index des prix de détail le 1/4 du quintuple du prix de base d'un type déterminé de charbon. Les chutes du prix des charbons, pendant les années 1931 à 1935, sensiblement plus fortes que celles de l'index simple des prix de détail, amenèrent en 1935 une nouvelle révision de la convention et le rétablissement du système antérieur.

Dans les mouvements des salaires, il convient de distinguer entre les salaires nominaux, résultant de l'application de la convention, et les salaires réels, dont les taux sont influencés très largement par la rareté de la main-d'œuvre qualifiée; en période de prospérité, telle que celle des années 1927 à 1930, l'obligation de développer la production entraîne d'importants glissements des salaires vers la hausse; les salaires réels, particulièrement

TABLEAU XI.

Année	Salaires et charges sociales par tonne		Consommation par tonne		Maintenance et premier établissement par tonne (*)		Frais divers par tonne			Production annuelle en % de 1930
	F	% du P.R.	F	% de 1930	F	% du P.R.	F	% du P.R.	% de 1930	
1930	101,12	62,3	40,24	100	18,40	11,34	10,69	6,59	100	100
1931	85,14	61,6	35,87	84,3	15,50	11,22	10,05	7,27	94	98,5
1932	72,58	60,9	29,97	74,5	11,79	9,89	11,16	9,36	104,5	78,5
1933	64,14	67,7	24,11	60,0	8,56	8,38	9,49	9,28	88,7	92,2
1934	57,40	63,3	21,83	54,3	6,84	7,55	8,53	9,41	79,8	96,2
1935	53,35	60,1	21,01	52,3	7,00	8,55	8,82	9,91	82,5	96,7
1936	57,34	59,5	23,01	57,2	8,47	8,80	9,48	9,84	88,7	87,0
1937	69,83	57,6	30,40	75,5	12,53	10,36	10,73	8,86	100,5	109
1938	79,08	58,5	34,17	85,0	13,67	10,10	11,47	8,47	107,3	108
1939	77,41	58,5	33,62	83,6	12,95	9,77	11,64	8,80	109,0	109
1940	88,15	56,4	43,07	107,0	12,54	8,04	14,45	9,25	135,0	93
1941	103,62	56,5	49,89	123,8	14,61	7,96	17,56	9,56	164,0	97,5
1942	122,38	58,6	54,69	136,0	14,65	7,01	19,97	9,55	186,5	91,5
1943	134,71	57,7	64,79	161,0	14,63	6,27	21,78	9,33	203,5	86,5
1944	205,85	59,8	87,53	217,5	17,58	5,12	35,06	10,21	327,5	49,4
1945	258,97	59,9	107,93	268,0	20,52	6,83	58,91	9,04	363,5	57,7
1946	296,90	61,0	121,26	301,5	34,56	7,10	58,87	7,99	363,0	85,5
1947	391,80	60,3	157,83	392,0	56,29	8,68	47,30	7,29	442,0	89

(*) Les dépenses de premier établissement sont réparties dans les divers postes du prix de revient. La somme des pourcentages est donc supérieure à 100 %.

ceux des abatteurs, sont alors largement supérieurs à ceux qui résulteraient de la simple application de la convention collective.

Dès les premières années de dépression, la reprise de ces glissements permet une compression

assez rapide des salaires. Cette reprise se manifeste nettement dans le tableau XII ci-dessous, donnant les variations des salaires des diverses catégories pendant la période 1930 à 1939.

TABLEAU XII.

Année	Salaire ouvrier à veine		Salaire ouvrier intérieur		Salaire surface		Salaire moyen fond et surface	
	valeur	% de 1930	valeur	% de 1930	valeur	% de 1930	valeur	% de 1930
1930	65,04	100	57,25	100	39,75	100	51,91	100
1931	52,74	83,5	48,25	84,3	34,50	86,8	44,04	85
1932	45,00	71,3	41,61	72,7	30,33	76,3	38,01	73,5
1933	43,36	68,7	40,02	70,0	29,37	73,8	36,64	70,6
1934	42,69	67,6	39,66	69,4	29,45	74,1	36,41	70,2
1935	42,10	66,6	38,84	68,0	28,90	72,7	35,69	68,8
1936	45,70	72,5	41,83	73,2	31,41	79,0	38,46	74,1
1937	55,96	88,7	50,08	87,5	37,48	94,4	46,13	88,8
1938	60,77	96,3	53,75	94,0	40,02	100,6	49,54	95,5
1939	60,69	96,2	53,26	93,2	39,73	99,9	49,11	94,5

On y constate une réduction des salaires des ouvriers à veine, sensiblement plus élevée que celle des ouvriers de surface, dont les salaires journaliers se rapprochent plus des salaires nominaux résultant de l'application de la convention collective.

Pendant les années 1931 et 1932, les réductions combinées des salaires réels, par reprise des glissements et des salaires nominaux, par le jeu de la convention collective de 1926, amenèrent des réductions sensibles des salaires journaliers moyens, réductions qui suivent d'assez près le mouvement de recul des prix de vente et qui sont presque exactement les mêmes que celles du prix de revient. Au cours des années suivantes, la réduction des salaires ne résulte plus que de l'application de la convention et le mouvement de régression s'atténue fortement, tandis que celui des prix de vente et de revient reste appréciable.

La réduction des salaires journaliers n'aurait pu suffire à l'adaptation du prix de revient, mais combinée à une importante amélioration des indices pendant la période de crise, elle a largement contribué à cette adaptation. Pendant la période 1930-1935, les charges des salaires directs par tonne ont été réduites de 49 % par rapport à celles de 1930; si les rendements étaient restés les mêmes qu'en 1930, cette réduction n'aurait été que de 31 %.

L'action combinée des réductions des salaires journaliers et des indices a amené une réduction de 47,3 % des salaires directs et indirects par tonne, soit donc de 28,5 % du prix de revient, tandis que la réduction totale de ce dernier a été, pendant la même période, de 45,3 %; les réductions des salaires et des charges sociales intervinrent donc à concurrence de 65 % dans la compression du prix de revient, alors que leur participation dans celui-ci était de 60,1 % en 1935.

Cette importante intervention dans la compression du prix de revient se répartit comme suit :
réduction des salaires journaliers : 41 %;
amélioration des rendements : 24 %.

Le jeu de la convention collective, grâce surtout à l'aménagement y introduit en 1926, a donc encore permis une appréciable réduction des salaires journaliers, mais sensiblement moins importante que

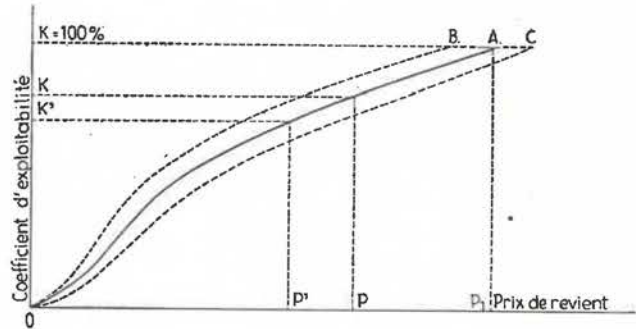


Fig. 7.

celles survenues au cours des précédentes dépressions. C'est dans une considérable amélioration des rendements individuels, facilitée dans une certaine mesure par la réduction du degré de plein emploi, que les exploitants ont dû rechercher la compression nécessaire du prix de revient et sa lente adaptation à la chute des prix de vente. La convention collective a donc protégé les ouvriers contre une chute excessive des salaires, particulièrement les moins élevés, et a contraint les exploitants à un considérable effort dans l'amélioration des méthodes d'exploitation, effort qui leur a permis non seulement de s'adapter à la dépression des prix de vente mais aussi de résister à la concurrence des mines étrangères plus favorisées que les nôtres par la nature de leurs gisements.

L'amélioration des rendements ne peut toutefois porter ses fruits qu'après de longs efforts; pendant les premières années de la dépression, la réduction des indices a été très faible et n'a commencé à s'accroître qu'à partir de 1933, au moment où les

réductions des salaires journaliers commençaient à s'atténuer; par contre elle s'est poursuivie après la fin de la dépression et a sensiblement accru les résultats bénéficiaires des années de reprise. La réduction des indices est un moyen très efficace d'adaptation à une crise économique, mais il convient de l'entreprendre dès que les premiers symptômes de la dépression se manifestent.

Le prix de revient de la tonne extraite comportant un certain nombre de postes difficilement compressibles, les réductions de salaires, si importantes soient-elles, n'auraient pu suffire à l'adaptation du prix de revient. Le tableau XI ci-dessus montre que les frais divers n'ont pu subir qu'une très faible compression, celle-ci étant rendue difficile par une contraction du volume de la production.

D'autres réductions, proportionnellement plus importantes encore que celles des salaires, ont donc dû être recherchées dans les autres postes du prix de revient, particulièrement en consommations où elles ont été facilitées par d'appréciables baisses de prix de la plupart des produits industriels consommés. La réduction des dépenses de consommation, pendant la période 1930-1935, intervient pour 26 % dans la réduction du prix de revient, alors que ces dépenses ne représentaient, en 1935, que 23,6 % du total du prix de revient; leur réduction est donc légèrement supérieure à celle des salaires et charges sociales.

Malheureusement la plus forte compression a dû être demandée aux dépenses de maintenance et de premier établissement, dont la réduction, de 1930 à 1935, a été de 66,8 % et l'intervention dans le prix de revient ramenée de 14,93 % à 9,05 %.

Ces derniers chiffres ne montrent pas toute l'importance des restrictions faites, car ils sont influencés par le développement du bassin de Campine, où les dépenses de premier établissement ont dû être maintenues à un niveau assez élevé, malgré la crise. Le tableau XIII ci-contre donne l'importance de ces réductions dans les divers bassins et montre qu'elles furent particulièrement importantes dans les bassins produisant principalement des charbons industriels.

Ces réductions excessives auraient pu compromettre le relèvement de certaines mines, si la crise s'était encore prolongée; jointes à d'importantes réductions des travaux préparatoires, que les statistiques ne permettent pas de chiffrer, elles freinèrent considérablement le développement du volume de la production lors de la reprise et expliquent ainsi la brusque remonte des prix de vente. Pendant la période de dépression, les charbonnages auraient, au contraire, dû pouvoir accroître leurs dépenses, tant pour du matériel de service que pour leur premier établissement, de manière à accélérer la concentration interne et la mécanisation des chantiers qui sont indispensables à une réduction durable des indices. Si les investissements avaient été accrus, grâce à une aide de l'Etat au début de la crise, le redressement des charbonnages aurait sans doute pu se faire plus rapidement, en réduisant au minimum les pertes de salaire et de gisement.

TABLEAU XIII.
Dépenses de maintenance et de premier établissement.

Année	Borinage		Centre		Charleroi		Liège		Bassins du Sud		Campine		ROYAUME	
	F	% du P.R.	F	% du P.R.	F	% du P.R.	F	% du P.R.	F	% du P.R.	F	% du P.R.	F	% du P.R.
1935	4,62	5,26	4,51	5,23	4,80	5,24	5,93	6,01	4,96	5,42	17,52	21,95	7,60	8,55
1936	7,23	7,54	5,56	6,13	6,08	6,05	7,65	6,98	6,56	6,54	14,88	18,12	8,47	8,80
1937	11,74	9,53	9,55	8,28	7,61	6,26	11,13	8,03	9,64	7,74	22,61	20,65	12,53	10,36
1938	12,34	8,95	11,07	8,58	8,32	6,19	10,83	7,06	10,24	7,59	25,76	20,70	15,67	10,10
1939	10,15	7,48	8,07	6,45	8,94	6,67	15,63	8,89	10,14	7,37	21,75	18,64	12,95	9,77
1940	8,73	5,51	12,87	8,30	9,55	6,07	8,96	5,05	9,87	6,08	20,49	14,82	12,54	8,04
1941	9,75	5,17	12,35	6,96	11,43	6,04	12,19	5,77	11,35	5,92	23,56	14,72	14,61	7,96
1942	11,44	5,33	10,44	5,43	11,08	5,33	11,72	4,81	11,23	5,23	23,77	12,29	14,65	7,01
1943	9,46	3,91	9,67	4,25	9,80	4,56	14,95	5,54	10,87	4,52	23,76	10,98	14,03	6,27
1944	17,58	3,79	21,31	5,78	12,23	3,66	13,84	3,41	15,29	4,00	21,66	7,89	17,58	5,12
1945	20,22	4,25	37,04	8,44	22,72	5,25	21,32	3,91	23,28	4,97	43,60	12,32	29,52	6,83
1946	18,43	3,36	22,03	4,66	26,95	5,41	29,71	4,96	24,62	4,56	55,80	13,70	34,56	7,10
1947	36,66	5,38	39,56	6,36	39,24	6,05	52,01	6,56	42,56	6,25	89,17	15,69	56,29	8,68

L'adaptation de l'industrie charbonnière à une crise économique se fait donc grâce à de fortes compressions des dépenses, qui portent surtout sur les charges de salaires et l'amélioration des rendements, sur les dépenses de consommations et enfin sur les dépenses de maintenance et de premier établissement. Pendant la période de 1930 à 1935, la réduction du prix de revient a atteint un total de 45,3 %, se répartissant comme suit :

1° — reprise des glissements et réduction des salaires de base : 18,6 %;

2° — influence de l'amélioration des indices sur les salaires : 10,9 %;

3° — réduction des dépenses de consommation : 11,8 %;

4° — autres réductions : 4 %.

Dans ces divers postes sont réparties les réductions des dépenses de maintenance, de premier établissement et de travaux préparatoires; les deux premières interviennent à concurrence de 7,35 % dans la réduction totale de 45,3 % du prix de revient; elles sont proportionnellement les plus importantes et les plus dommageables.

SAMENVATTING

Na een bondige herinnering der voornaamste kenmerken van de Belgische Kolenbedrijven onderzoekt de auteur hoe de rendementen beïnvloed worden door de volgende factoren :

- 1°) de economische cycli;
- 2°) de schommelingen der gemiddelde conventionele dikte der lagen;
- 3°) de mecanisatie;
- 4°) de concentratie's;
- 5°) de schommelingen der jaarlijkse kolenproductie.

De bruto-voortbrengst alleen, en het verloop van de verhouding van bepaalde rendement-indexen in aanmerking nemende, tracht hij de afzonderlijke invloed van elke dezer factoren op het algemeen rendement in het licht te stellen, en onderzoekt hij welke verhoging van de rendementen de mecanisatie en de concentratie's kunnen mogelijk maken.

Vervolgens handelt de nota over de aanpassing der Kolennijverheid aan de economische cycli, alsmede aan de bijzondere toestand waarin zij tijdens en naar de laatste oorlog verkeerde; in de nota wordt bondig uitgelegd welke maatregelen tijdens de oorlog getroffen werden om de Kolennijverheid in het leven te houden niettegenstaande

het vastleggen die prijzen en het dalen van de rendementen; zij weidt zich langer uit over de toelagen- en compensatiepolitiek die tijdens de eerste jaren na de oorlog toegepast werd.

Behalve een beoordeling van die politiek omvat de nota een omstandige beschrijving van het regime van ondersteuning dat vanaf 1 October 1949 toegepast werd, alsmede van zekere wetgevende maatregelen die het ontginnen moeten vergemakkelijken van de nog ontginbare gedeelten der concessies die onder economisch oogpunt niet meer rendend zouden zijn, en van bijzondere maatregelen die getroffen werden ten gunste van bepaalde Kolennijnen waarvan de voortbrengst voornamelijk uit vetkolen bestaat.

In het laatste gedeelte der nota vindt men een raming van de mogelijke verhoging der rendementen, en van de verlaging der Kostprijzen, waardoor later een nodige vermindering van de Verkoop-prijzen der nijverheids kolen mogelijk zal worden; nadruk wordt gelegd op het feit dat het behoort zonder verwijl ter beschikking van de nog rendement mijnen belangrijke uitrustings- en beleggings-credieten te stellen, welke voor een snelle vermindering van de kostprijs onontbeerlijk zijn.

Le captage de grisou par sondages au siège Grand-Trait des Charbonnages Belges à Frameries

RESULTATS D'UNE EXPERIENCE DE DIX MOIS

par J. FRIPIAT

Ingénieur en Chef-Directeur

et L. BRISON

Ingénieur principal des Mines
(Institut National des Mines).

SOMMAIRE

Dans une publication antérieure (*), l'un de nous a exposé le principe du captage du grisou par sondages dans les strates du terrain houiller et brossé un tableau d'ensemble des applications industrielles auxquelles ce procédé a donné lieu dans les mines de la Ruhr.

La présente note rend compte d'observations effectuées pendant les dix premiers mois d'une application fructueuse de la captation du grisou au siège Grand-Trait des Charbonnages belges (Sté Ame John Cockerill), à Frameries.

Grâce au concours du personnel technique des Charbonnages, nous avons pu étudier et suivre presque au jour le jour l'évolution de cette expérience.

Après avoir décrit les opérations et le chantier où elle s'est déroulée, nous relaterons les constatations que nous avons faites et déduirons les enseignements qu'elles comportent quant aux facteurs conditionnant l'importance du dégazage.

Nous tenons à remercier MM. DARGENT et DUPONT, respectivement Directeur-gérant et Directeur des travaux, qui nous ont assuré la collaboration de MM. NECKELPUT et CHANTRAINE, Ingénieurs, CAUDRON, Technicien, pour la réalisation des mesures.

Toutes les analyses grisoumétriques ont été faites par M. G. NENQUIN, chimiste de l'Institut National des Mines.

Gisement et chantier. Opérations de dégazage.

Les essais de captage ont été entrepris dans le quartier extrême est du champ d'exploitation du

(*) Rapport sur la captation du grisou par sondages dans le Bassin de la Ruhr, par L. Brison (Annales des Mines de Belgique, 15 mars 1949, pages 143 à 154).

Siège Grand-Trait, à l'étage de 950 mètres, dans un faisceau particulièrement grisouteux de couches de houille cokéfiantes à 20 % de matières volatiles.

Ce faisceau, dont la position stratigraphique correspond à la base de la zone d'Asch, a déjà été le siège de petits dégagements instantanés au voisinage de dérangements locaux. Il comprend trois veines exploitables d'allure assez régulière, soit de haut en bas, Veine 3, Veine 4 et Veine 4-bis, inclinées de 12 à 15°, pied sud-sud-ouest. Ces veines sont séparées par des stampes de schistes, grès et psammites alternant avec un grand nombre de veinettes et passées charbonneuses, le tout réparti sur une hauteur stratigraphique de 60 mètres environ, comptée du toit de la Veine 3 au mur de Veine 4-bis.

Les couches sont déhouillées dans des tailles chassantes progressant vers le levant en zone vierge à partir du méridien situé à 1.700 mètres à l'est du Siège Grand-Trait.

La planche I montre les positions respectives des tailles fin juin 1949 et fin mars 1950, soit à l'origine et à la fin de notre période d'observations.

Le déhouillement des couches 4 et 4-bis a été plus ou moins intermittent, tandis que la Veine 3 a toujours fait l'objet d'une exploitation régulière par taille de 150 à 170 mètres de long.

Cette veine, dont l'ouverture varie de 1 mètre à 1 m 30, a une puissance en charbon de 0,80 à 1 mètre. Son toit immédiat est constitué de schistes tendres sur une épaisseur de 10 mètres environ jusqu'au mur de la Veine 2 inexploitable (0,50 m de puissance).

Au-dessus de la Veine 2, les quatre premiers sondages au grisou ont révélé la présence de passées charbonneuses alternant avec des bancs de schistes, de grès et de schistes gréseux (voir coupes figure 1).

La taille en Veine 3 est foudroyée sur toute sa longueur, sauf à l'amont de la voie d'entrée d'air et l'aval de la voie de retour d'air où le toit est sou-

tenu par deux bandes de remblai posé à la main. Le caractère extrêmement grisouteux du chantier en Veine 3 en avait toujours été une cause

TABLEAU I.
Analyses grisométriques dans la taille de Veine 3 levant, avant captage.

Dates	Débit d'air en m ³	Teneur en méthane à l'entrée de la voie de retour d'air (en %)	Débit du méthane en m ³ /heure	Production en tonnes par 24 heures
10 juin 1949, matin	6,14	3,47	767	110
1 juillet 1949, à 14 heures ...	7,91	3,07	876	114
1 juillet 1949, à 22 heures ...	7,91	2,20	630	114
8 juillet 1949, matin	8,25	3,00	890	121

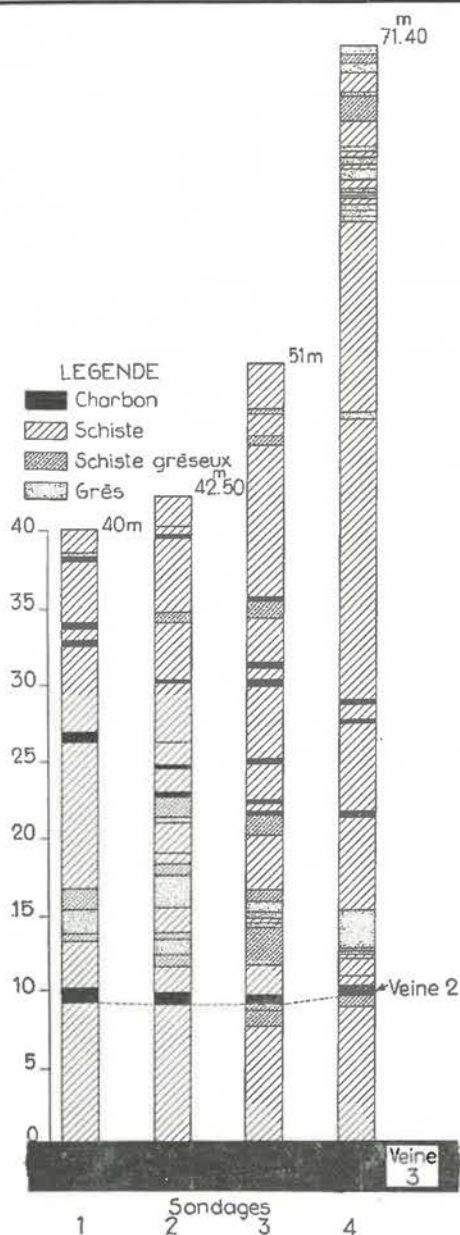


Fig. 1. — Coupes dans le toit de veine 3 suivant les sondages n°s 1, 2, 3 et 4.

de souci tant pour la Direction du Charbonnage que pour l'Administration des Mines. Malgré la limitation de l'avancement à 0,60 m par jour en moyenne et malgré une ventilation énergique, la teneur en méthane dans le courant de retour d'air de la taille atteignait normalement 3 % et l'arrêt de l'exploitation par mesure de sécurité paraissait inévitable. Les chiffres du tableau 1 l'indiquent à suffisance.

Ces conditions particulières amenèrent la direction des charbonnages à tenter dans Veine 3 un essai de dégazage par sondages forés dans le toit de la couche, au moyen d'une sondeuse Nüsse et Gräfer (Voir description de cette machine dans le rapport déjà cité).

La disposition des lieux rendait relativement aisé l'établissement dans la voie de tête d'une tuyauterie collectrice de grisou, se prolongeant dans les galeries du retour d'air général du quartier levant et atteignant ensuite la surface par un puits de retour d'air du Siège La Cour. Le placement d'une canalisation similaire dans l'entrée d'air aurait offert par contre de sérieuses difficultés par suite des sinuosités des galeries, tant dans le plan vertical que dans le plan horizontal. Il fut donc décidé de sonder à partir de la voie de tête seulement. Profitant de l'expérience acquise dans les mines de la Ruhr, la direction des charbonnages fixa en principe l'intervalle entre deux sondages consécutifs à 25 mètres environ. Elle décida en outre d'orienter le forage obliquement à la voie et aux strates, soit en projection horizontale suivant un angle de 45° environ avec la direction de la couche, soit en projection verticale suivant un angle de 48° avec l'horizontale (voir planche 1). De cette façon, le forage pouvait s'effectuer dans des strates encore peu affectées par l'exploitation. D'autre part, après avancement de la taille, l'extrémité des sondages obliques serait plus voisine du sommet de la zone détendue par le déhouillement que s'ils avaient été forés perpendiculairement au toit (voir fig. 2).

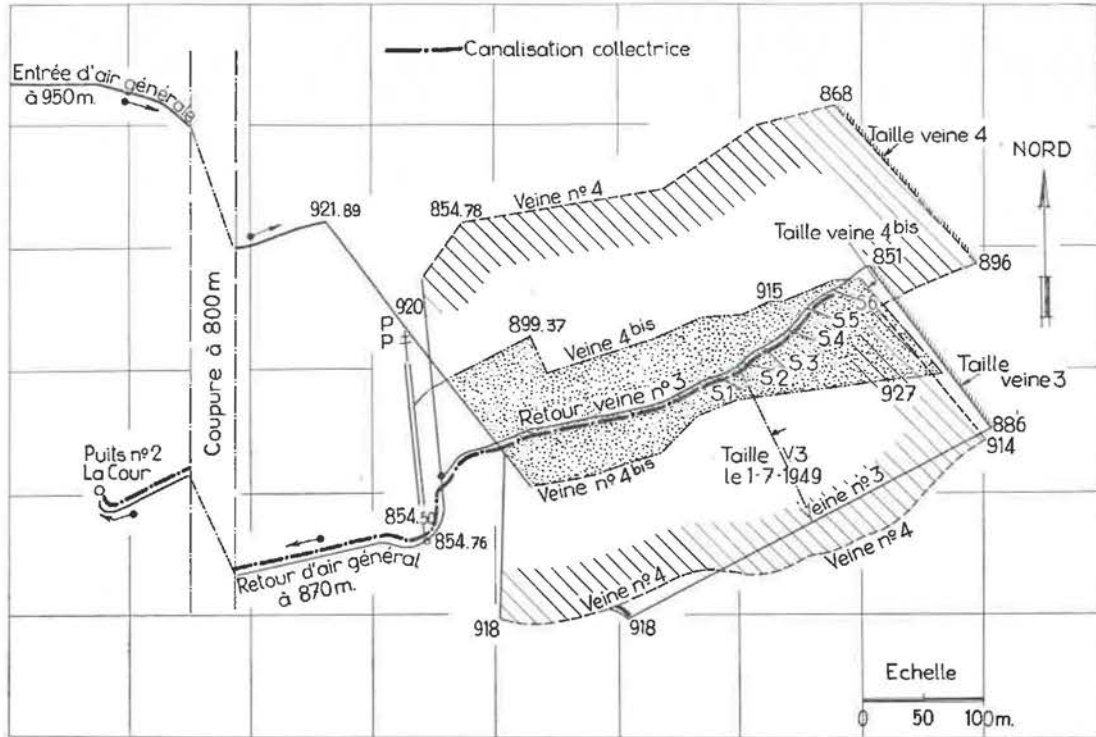


Planche I : Situation des exploitations à la fin du mois de mars 1950.

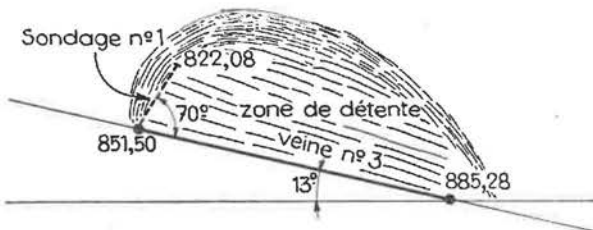


Fig. 2. — Coupe verticale suivant la ligne de plus grande pente de la couche et passant par l'extrémité supérieure du sondage n° 1.

Le premier sondage (repéré S₁ à la planche 1), long de 40 mètres, commencé le 11 juillet 1949 à 25 mètres du front, ne fut terminé que dans la nuit du 14 au 15 juillet, l'inexpérience du personnel et divers incidents ayant quelque peu retardé l'achèvement du travail. Ce sondage, d'un diamètre initial de 115 mm et d'un diamètre final de 65 mm, traversa les terrains représentés par la coupe figure 1. Il commença à débiter du grisou, à raison de 40 m³/heure environ, dès la traversée de Veine 2.

Le débit de gaz augmenta, d'abord lentement avec la progression de la sonde, puis très rapidement lors de la recoupe d'un complexe de layettes situé de 30 à 40 m au-dessus de la Veine 3.

Le dégagement de grisou devint alors tel que la teneur en méthane dépassa 4 % dans le courant de retour d'air de la taille, malgré un débit de 8 à 9 m³/seconde. La production initiale du sondage, qui ne put être mesurée, a été estimée approximativement à près de 400 m³/heure. Elle se maintint apparemment inchangée les jours suivants, bien que tout travail d'abatage eût été suspendu dans la taille.

Un premier tubage en acier, de 80 mm de diamètre intérieur, long de 2 m 50, fut scellé au ciment dans le sondage et fermé par un joint plein, le 16 juillet, sans résultat appréciable; les cassures du toit court-circuitaient le tubage et livraient passage au grisou qui s'échappait à plusieurs mètres du sondage avec le bruit d'une fuite d'air comprimé.

La moyenne des débits observés le 1^{er} juillet 1949, soit 753 m³/h, représente bien le débit moyen du chantier pour une production journalière de 110 à 120 tonnes nettes (158 m³ de CH₄ par tonne).

Le sondage débita ainsi librement jusqu'au 19 juillet, date à laquelle un scellement étanche fut réalisé par la pose d'un tubage cimenté de 50 mm de diamètre, long cette fois de 7 m 50, à l'intérieur du tubage de 80 mm. La pression du gaz après fermeture par un joint plein se stabilisa rapidement à 95 mm de mercure. L'analyse précise, par liquéfaction et fractionnement dans les laboratoires de l'Institut National des Mines, du grisou vierge prélevé à ce sondage donna :

H ₂	0,017 %
O ₂	0,17 %
N ₂	0,46 %
CH ₄	97,99 %
C ₂ H ₆	0,721 %
CO ₂ (+ H ₂ S)	0,642 %

Cette première expérience montra que les sondages devraient dorénavant être forés aussi près que possible du front, avant ouverture des cassures du toit, et pourvus immédiatement d'un tubage cimenté assez long pour être étanche (soit 7 m 50 environ).

Le travail d'abatage fut repris après le congé du 21 juillet, tandis que simultanément l'on po-

sait la canalisation collectrice destinée à l'évacuation du gaz du sondage n° 1 ainsi que des autres sondages qui seraient forés par la suite. La canalisation collectrice fut placée en partant de la taille vers le puits d'aérage. Le premier sondage fut raccordé à la canalisation le 27 août dès que celle-ci eut atteint une longueur suffisante pour déverser le grisou dans l'important courant du retour d'air général de l'étage, où le gaz pouvait être suffisamment dilué.

Le même jour, on raccordait à la tuyauterie maîtresse, un deuxième sondage (S_2), foré à 26 m en avant de S_1 et à 7 m 50 du front, à la longueur de 42 m 50. Le tubage de ce sondage, de 7 m 50 de hauteur, se révéla bien étanche. Il permit d'enregistrer, à tube fermé, une pression de gaz de 65 mm de mercure et un débit initial à tube ouvert de 100 m³/heure environ d'un grisou à 98 % de méthane.

Le débit global des deux sondages, jaugés à la sortie de la canalisation collectrice de 350 m de longueur, était de 303 m³/heure.

Dès lors, la teneur en méthane dans le retour d'air du chantier tomba rapidement à 1,5 %, bien que le rythme de production et d'avancement fût inchangé.

La tentative de captage était couronnée d'un succès dépassant les espérances.

L'exploitation du chantier se poursuivit sans interruption tandis que de nouveaux sondages étaient forés à intervalle de 25 à 30 m, au fur et à mesure de l'avancement. En même temps, la tuyauterie collectrice de 150 mm de diamètre, déjà posée dans le retour particulier de Veine 3, était prolongée dans le retour général et dans le puits d'aérage par une canalisation de 220 mm de diamètre.

Malgré des retards de fourniture des tuyaux et maintes difficultés résultant du placement de 2.000 mètres de canalisation dans une galerie sinueuse (ce qui entraîna la construction de mul-

tiples coudes sur calibre) et dans un vieux puits étroit, le grisou était amené à la mi-novembre 1949 à une station d'aspiration aménagée à la surface, à la suite d'un accord intervenu entre les Charbonnages et la Société gazière « Distrigaz ».

La Station, qui appartient à « Distrigaz », pompe le grisou du fond sous dépression réglable et le refoule sous 0,5 kg/cm² dans une conduite de 12 kilomètres de long, aboutissant aux usines de la Société Carbochimique, à Tertre.

Au début d'avril 1950, les six sondages de Veine 3 débitaient ainsi journalièrement de 18 à 20.000 m³ de grisou à 90 % environ de méthane, possédant un pouvoir calorifique supérieur de 8.000 à 8.750 calories par m³ (débit ramené à 0° et 760 mm).

Le chantier de Veine 3 a été assaini, bien que la production journalière y eût été poussée de 120 à 150 tonnes, la teneur en méthane dans le courant de retour d'air y reste normalement inférieure à 1,5 %. De plus, la vente du grisou est très rémunératrice. L'installation coûteuse de la canalisation de captage et l'achat de la sondeuse ont été complètement amortis en quatre mois environ.

Etude du débit individuel des sondages.

Méthode de mesure.

Les sondages sont raccordés à la canalisation collectrice par quelques mètres de tuyau de 80 mm de diamètre intérieur (de même calibre que le tubage), avec interposition d'un court tronçon flexible de même ouverture, destiné à absorber les effets des déplacements relatifs du sondage et de la conduite maîtresse sous l'action des pressions de terrain.

A partir du forage du deuxième sondage, à mi-longueur d'une partie droite de 2 m au moins en raccord rigide, nous avons disposé un diaphragme en tôle galvanisée de 3 mm d'épaisseur, percé d'une ouverture circulaire de 50 mm de diamètre, à bords

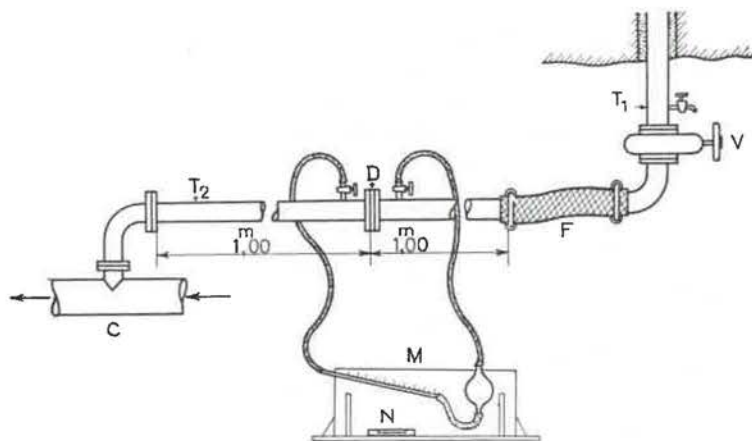


Fig. 3. — T_1 et T_2 : Tuyaux d'acier de 80 mm de diamètre intérieur.
 F : Tuyau souple.
 C : Conduite collectrice de 220 mm de diamètre intérieur.
 V : Vanne à tiroir.
 D : Diaphragme de 50 mm de passage.
 M : Manomètre différentiel.
 N : Niveau.

Raccord d'un sondage à la conduite collectrice.

légèrement convergents. Ce diaphragme est traversé par les boulons qui assemblent les brides des éléments de tuyau contigus.

Deux tubulures de petit diamètre, soudées sur la conduite de 80 mm, à 1 mètre de part et d'autre du diaphragme, sont pourvues de vannes à tiroir. Le raccord de ces tubulures à un manomètre différentiel portatif suffisamment sensible permet de mesurer, avec une bonne précision, la différence de pression de part et d'autre du diaphragme et d'en déduire le débit de gaz, grâce à un étalonnage préalable.

La figure 3 montre le dispositif de mesure. Le manomètre différentiel (M) est un tube en verre incliné, raccordé à un flacon sphérique de grand diamètre; il amplifie cinq fois la dénivellation verticale du liquide. L'erreur relative sur la lecture est ainsi réduite à plus ou moins 0,2 mm d'eau, en dénivellation verticale.

Nous avons étalonné un diaphragme posé à mi-longueur d'une tuyauterie droite de 10 m de longueur, parcourue par un courant d'air à pression et température connues et dont le débit était mesuré à l'amont à l'aide d'un appareil Ingersoll, préalablement calibré dans les laboratoires de la Faculté Polytechnique de Mons.

Le débit de gaz, en volume, soit Q m³/minute, est proportionnel à la section de passage du diaphragme (S m²) et à la racine carrée du quotient de la différence de pression de part et d'autre du diaphragme (H kg/m²) par le poids spécifique du gaz (p_s en kg/m³).

Soit :

$$Q = K \cdot S \cdot \sqrt{\frac{H}{p_s}}$$

En se référant à cette relation, il est possible d'utiliser, à la mesure des débits de grisou au fond,

un diaphragme étalonné par la mesure de débits d'air à la surface. Il suffit de déterminer le poids spécifique du grisou, dans la conduite de jaugeage, par mesures de sa pression absolue, de sa teneur en méthane et de sa température.

La pression absolue a été déterminée par mesures barométriques au fond et par observation de la différence de pression entre la conduite et l'atmosphère de la galerie.

La température du gaz débité a été trouvée comprise entre 29,5° et 30,5° à l'orifice des sondages. Nous avons adopté une température moyenne de 30°.

Débit d'un sondage sous pression naturelle.

(Influence de l'avancement du front d'abatage.)

Nous avons pu observer pendant un mois et demi le débit sous pression naturelle du sondage n° 2, foré le 27 août 1949 à 7 m 50 du front et dont la coupe a été donnée plus haut (fig. 1).

Le tubage de ce montage était raccordé à la canalisation maîtresse débouchant à l'air libre dans le retour général du quartier et qui se trouvait sensiblement en équilibre de pression avec la galerie de retour du chantier.

La différence de pression L de part et d'autre du diaphragme intercalé entre le sondage et la conduite collectrice a été relevée à l'aide d'un indicateur enregistreur à tore mobile INTEGRA, préalablement étalonné. Le mouvement d'horlogerie commandant le tambour enregistreur n'ayant pas résisté aux conditions d'emploi particulièrement dures qui lui étaient imposées dans une galerie poussiéreuse, nous avons dû borner nos observations, après quelques jours, à trois ou quatre lectures par jour.

Les quelques enregistrements continus qu'il nous a été possible d'effectuer montrent que le débit, au

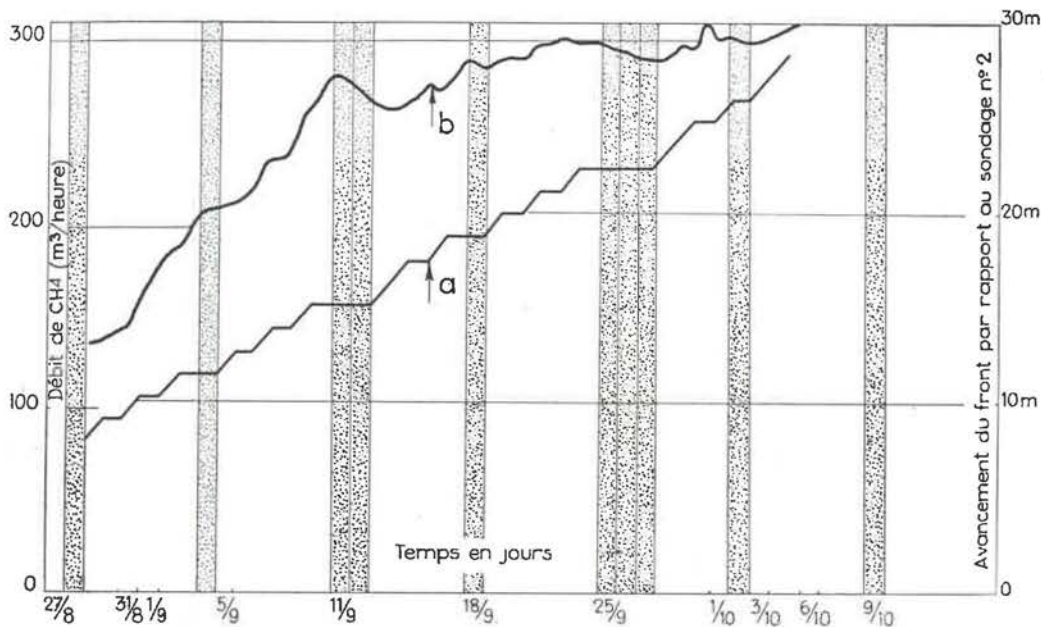


Fig. 4. — a : avancement du front de taille.

b : débit de grisou.

N.B. — Les bandes hachurées correspondent aux jours de chômage.

Débit du sondage n° 2 sous pression naturelle.

cours d'un cycle de 24 heures, passe par un maximum vers la fin de l'abatage et au début du poste suivant immédiatement l'abatage, pour décroître ensuite légèrement jusqu'au début de l'abatage du lendemain.

Ces observations ont toutefois été trop peu nombreuses pour que nous puissions en tirer autre chose qu'une indication.

Les lectures journalières au manomètre ont par contre permis le tracé du graphique (fig. 4), lequel montre une relation directe entre la vitesse d'avancement du front et le débit de grisou, d'une part, ainsi qu'entre ce débit et la position du front par rapport au sondage, d'autre part.

L'allure en escalier de la courbe a des avancements du front résulte du fait que l'abatage ne s'étendait pas chaque jour à toute la longueur de la taille. Une havée était ordinairement déhouillée en deux jours, l'abatage se limitant alternativement à la moitié inférieure et à la moitié supérieure du chantier.

La courbe b accuse régulièrement une stabilisation ou une diminution du débit chaque fois que l'abatage est suspendu pour plus de 24 heures dans la partie supérieure de la partie supérieure de la taille (seule susceptible d'influencer directement la détente des roches du toit au droit du sondage).

Le fait est particulièrement frappant lors des jours de chômage et dimanches, qui correspondent aux bandes hachurées du graphique.

Le débit sous pression naturelle du sondage n° 2 a augmenté au fur et à mesure que la taille progressait, jusqu'à ce que la distance du sondage au front atteigne 20 m environ. Il s'est alors sensiblement stabilisé jusqu'à la fin de la période d'observations : la distance dont il s'agit avait alors atteint 30 m environ.

(Nous verrons plus loin que le débit des sondages sous dépression, après mise en service de l'aspirateur de gaz, passe par un maximum lorsque leur distance au front est d'une cinquantaine de mètres.)

Débit des sondages sous dépression artificielle.

Grâce aux diaphragmes de jaugeage, nous avons pu, à partir de la mise en service de l'aspirateur du jour, mesurer périodiquement le débit de gaz de chacun des sondages. Le sondage n° 1, non pourvu de diaphragme, a toutefois échappé à ce contrôle direct. Son débit, devenu très faible vu l'éloignement du front, lors de la mise en service de l'aspirateur, a néanmoins pu être déterminé par différence grâce aux indications du débitmètre totalisateur installé sur la conduite collectrice, à son arrivée au jour.

La dépression d'aspiration au jour n'a jamais dépassé, lors des mesures, 503 mm d'eau. Elle a toujours été réglée de manière à ce que la dépression à l'orifice des sondages ne dépasse pas quelques dizaines de millimètres d'eau et reste en tout cas inférieure à 100 mm. Dans ces conditions, vu le parfait état de la conduite collectrice, nous avons admis que les rentrées d'air étaient limitées aux fuites par les cassures du terrain traversé par les sondages et que les défauts d'étanchéité de la canalisation étaient négligeables.

Ceci revient à admettre que le gaz sortant des sondages a la même composition que le gaz arrivant à l'aspirateur du jour (hypothèse justifiée d'ailleurs par l'analyse d'échantillons de gaz prélevés en divers endroits de la conduite lors des séries de mesures).

Nous récapitulons ci-après les résultats de trois séries de mesures effectuées à des stades successifs du développement du chantier de Veine 3, depuis la mise en service de l'aspirateur de grisou (1).

Mesures du 15 décembre 1949.

Quatre sondages en service.

Teneur en méthane du grisou aspiré : 94 %.

Dépression à l'aspirateur : 365 mm d'eau.

Pouvoir calorifique supérieur : 8.900 cal/m³.

(1) Mi-novembre 1949.

TABLEAU II.

N° des sondages	Distance au front en m	Longueur en m	Dépression au sondage en mm d'eau	Débit de grisou m ³ /h à 0°/760 mm
4	17,40	71	3,42	182
3	44,40	51	3,62	195
2	74,40	42,50	3,80	158
1	102,40	40	—	66 (*)
Débit total				601

Mesures du 15 mars 1950.

Six sondages en service.

Dépression à l'aspirateur : 503 mm d'eau.

Teneur en méthane du grisou aspiré : 92 %.

Pouvoir calorifique supérieur par m³ réduit : 8.720 calories.

TABLEAU III.

N ^o des sondages	Distance au front en m	Longueur en m	Dépression au sondage en mm d'eau	Débit de grisou m ³ /h à 0°/760 mm
6	17	51	15,8	164,5
5	42	45	28,0	112
4	67	71	(**)	213
3	94	51	79,5	176
2	124	42,50	64,8	124
1	152	40,0	80	26,5 (*)
Débit total				789,5
(*) par différence;		(**) surpression 5 mm.		

Mesures du 5 avril 1950.

Six sondages en service.

Dépression à l'aspirateur : 435 mm d'eau.

Teneur en méthane du grisou : 89 %.

Pouvoir calorifique supérieur : 8.400 cal/m³.

TABLEAU IV.

N ^o des sondages	Distance au front en m	Longueur en m	Dépression au sondage en mm d'eau	Débit de grisou m ³ /h à 0°/760 mm
6	27	51	5,4	157
5	52	45	11,4	168
4	77	71	(*)	200
3	104	51	23,5	123,5
2	154	42,5	49,4	104,5
1	162	40	55	23 (**)
Débit total				726
(*) surpression de 9,8 mm		(**) par différence.		

Les mesures telles que celles récapitulées dans ces trois tableaux ont été effectuées dans des conditions peu différentes. Elles sont donc comparables et leur comparaison conduit aux conclusions suivantes :

a) *Influence de la distance au front de taille.*

Le débit d'un sondage donné est fonction de sa distance au front. Il passe par un maximum lorsque cette distance est d'une cinquantaine de mètres environ et décroît ensuite lentement. Il est encore très sensible à 150 m du front;

b) *Influence de la longueur du sondage.* Si l'on porte en graphique les débits de chaque sondage, à diverses époques, en fonction de la distance au front de taille, on constate que les courbes de débit des divers sondages ne se juxtaposent pas (1); le débit du sondage 4 à 50 m du front est différent de celui du sondage 3 lorsque ce dernier occupe la même position relative par rapport à la taille.

(1) Ce graphique n'a pas été reproduit dans la précédente note.

En limitant nos comparaisons à des points très voisins des points expérimentaux du graphique et en rangeant les débits par ordre décroissant, nous obtenons le tableau suivant (tableau V).

A une seule exception près (sondage n^o 5 à 50 m du front), les débits se classent dans le même ordre que les longueurs de forage.

La valeur absolue des conclusions qui précèdent est certainement fonction des circonstances locales : nature du toit, importance et répartition des passées charbonneuses, remblayage ou foudroyage et, probablement, rythme de progression du front.

Elles sont cependant générales, pensons-nous, en valeurs relatives.

Etude du débit total du captage.

L'étude des graphiques, en fonction du temps, du débit global et du pouvoir calorifique du gaz capté dans le chantier, est également féconde en enseignements.

Ces graphiques reproduits à la planche II (voir plus loin) sont déduits des enregistrements du débitmètre totalisateur et du calorimètre instal-

TABLEAU V.

Distance entre sondages et front : 50 mètres.				
N° du sondage	4	3	2	5
Longueur du sondage en mètres	71	51	42,5	45
Débit du sondage en m ³ /h réduits	215	204	175	118
Distance entre sondages et front : 100 mètres.				
N° du sondage	4	3	2	1
Longueur du sondage en mètres	71	51	42,5	40
Débit du sondage en m ³ /h réduits	205	196	162	80
Distance entre sondages et front : 125 mètres.				
N° du sondage		3	2	1
Longueur du sondage en mètres		51	42,50	40
Débit du sondage en m ³ /h réduits		175	147	67

lés au jour dans la station d'aspiration de « Distrigaz ».

Nous avons indiqué, sur la même planche, les variations de la dépression d'aspiration au jour, ainsi que les dates d'achèvement des divers sondages postérieurs à la mise en service de l'aspirateur. Les jours de chômage sont figurés par des bandes verticales ombrées.

Depuis la mise en service de l'aspirateur et jusqu'au 11 décembre 1949, la dépression d'aspiration a été extrêmement irrégulière, par suite des essais destinés à rechercher les conditions de marche optima et par suite d'obstructions partielles et temporaires de la conduite collectrice par condensation de la vapeur d'eau entraînée avec le grisou.

Cette condensation se produit en quasi totalité dans le puits de retour d'air, où la température est notablement plus basse qu'à l'étage de captage.

La mise au point du système de purge a permis, par la suite, une marche régulière, avec dépression au jour oscillant entre 25 et 50 mm de mercure. Une dépression plus importante n'a pas été jugée indispensable, bien qu'elle eût indiscutablement augmenté le débit de grisou.

Une expérience tentée le 5 janvier 1950 a mis en évidence l'importance capitale d'une purge régulière de la canalisation : l'arrêt de toute purge pendant 24 heures a provoqué une importante accumulation d'eau au pied du puits, avec comme corollaire, un accroissement important de la dé-

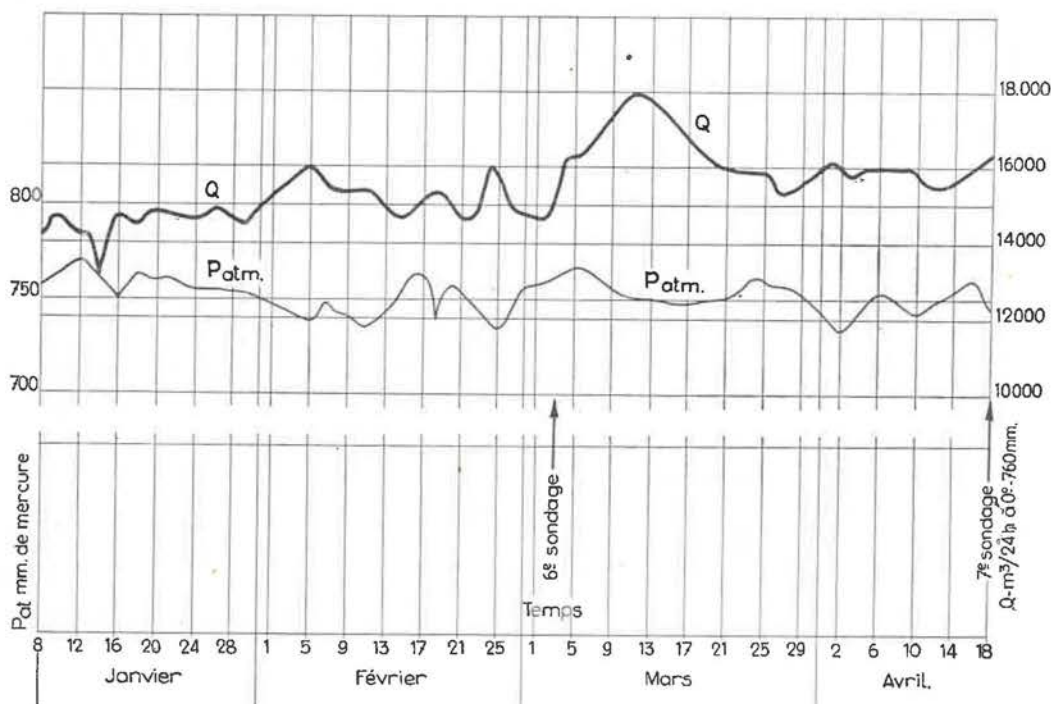


Fig. 5. — Q : Débit de méthane à 0° et 760 mm.

Pat : Pression barométrique.

Graphiques de la pression barométrique au jour et du débit de méthane pur ramené à 0° et 760 mm.

pression d'aspiration malgré une chute non moins importante du débit.

a) *Influence de la vitesse d'avancement du front.*

Chaque fois que l'abatage est suspendu pendant 24 heures au moins, soit le débit de grisou brut, soit le pouvoir calorifique de ce gaz, fléchit de façon perceptible. Le débit de méthane pur, qui est proportionnel au produit du débit brut par le pouvoir calorifique, est donc visiblement influencé par l'arrêt ou le ralentissement de l'abatage.

Le phénomène est partiellement marqué pendant le mois de mars, où les jours de chômage ont été anormalement fréquents.

On se rappellera que nous avons constaté, de façon encore plus marquante, l'influence de la vitesse d'avancement du front sur le débit « naturel » du sondage n° 2 (sans aspiration).

b) *Influence de la pression atmosphérique.*

La figure 5 reproduit, pour une partie de la période d'observation, les graphiques de la pression barométrique au jour et du débit de méthane pur, ramené à 0° et 760 mm de mercure. On y constate que chaque hausse barométrique s'accompagne d'un fléchissement du débit de méthane et inversement que toute dépression barométrique entraîne un accroissement de ce débit.

Le fait n'est pas surprenant : la pression barométrique ayant oscillé entre 733 et 770 mm de mercure, alors que la dépression créée par l'aspiration est restée sensiblement constante, la pression absolue à l'orifice des sondages a subi des variations de même amplitude que la pression barométrique. Or, il est clair que le débit des sondages, toutes choses égales, est d'autant plus élevé que la pression à leur orifice est plus basse.

c) *Influence du nombre de sondages.*

Au cours de la période de référence, le captage sous dépression s'est poursuivi dans des conditions relativement constantes, du 11 décembre 1949 au 18 avril 1950. Pendant cette période, la dépression exercée par l'aspirateur a oscillé autour d'une même valeur moyenne (voir planche II) et la production journalière nette du chantier a toujours été de 150 tonnes environ.

Seul, le nombre de sondages en service a varié : alors qu'il était de 4 du 11 décembre au 6 janvier, il est passé à 5 le 7 janvier, à 6 le 3 mars et à 7 le 18 avril.

Pour chacune de ces trois périodes de référence, nous avons procédé à l'intégration graphique de la courbe du débit journalier de méthane pur (ramené à 0° et 760 mm).

Le rapport du débit total ainsi obtenu pour chaque période au nombre de jours de travail de cette période nous a donné le débit moyen par jour de travail, soit :

- Planche II : A : Débit de grisou brut à 0° et 760 mm de Hg.
 B : Dépression en mm de Hg à l'extracteur.
 C : Pouvoir calorifique grisou brut.
 D : Pression atmosphérique en mm de Hg.

N.B. — Les bandes pointillées correspondent aux jours de chômage.

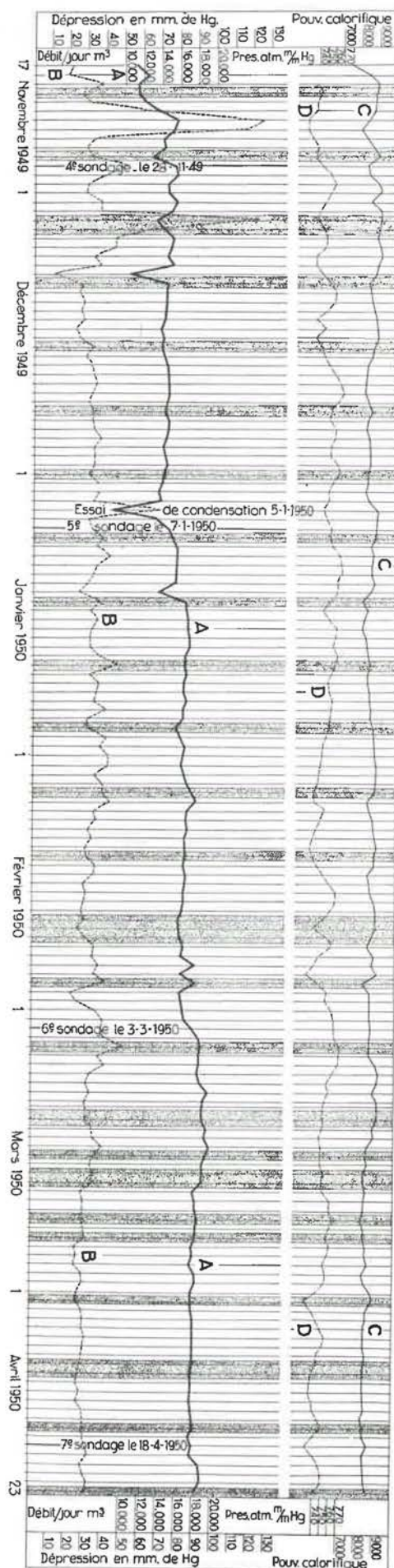


TABLEAU VI.

Période	Nombre de sondages en service	Débit de CH ₄ (réduit à 0° et 760 mm)	
		par jour de travail (m ³)	par tonne nette (m ³)
du 12-12-1949 au 6-1-1950	4	14.700	98
du 7-1-1950 au 2-3-1950	5	18.400	122,5
du 3-3-1950 au 17-4-1950	6	22.000	146

Il est donc manifeste que le débit de grisou par jour de travail a augmenté avec le nombre de sondages en service. Cette augmentation ne sera certes pas illimitée; un jour viendra où les sondages les plus anciens se tariront au fur et à mesure de l'éloignement du front.

Le nombre de sondages à utiliser pour capter le maximum de grisou est évidemment fonction de l'intervalle entre deux sondages voisins. Rappelons qu'au Grand-Trait, l'intervalle entre sondages a varié de 25 à 30 m. Il ne paraît pas, dans ce cas particulier, qu'un rapprochement des sondages soit susceptible d'améliorer le rendement du captage. Nous avons maintes fois jaugé le débit de grisou non capté, dans le courant d'air du chantier, et nous avons toujours constaté que ce débit était sensiblement le même au sommet de la taille qu'au delà du tronçon de la voie de retour d'air où se trouvaient répartis les sondages.

Cette observation établit que les sondages existants captent pratiquement tout le grisou susceptible de se dégager dans cet intervalle.

Il convient toutefois que le dernier sondage en service ne soit pas distant de plus de 10 à 15 m du front, sinon le rapport du débit de gaz capté au débit total du chantier diminue (voir plus loin).

Influence du captage sur le caractère grisouteux du chantier.

Le tableau I, au début de la présente note, indique que le dégagement de méthane avait atteint, avant captage, un état de régime conditionné notamment par l'avancement quotidien de la taille. Nous adopterons la moyenne des débits de gaz calculés d'après les jaugages d'air et les analyses grisométriques, aux postes du matin et de la nuit du 1^{er} juillet 1949, soit :

$$\frac{630 + 876}{2} = 753 \text{ m}^3/\text{heure}$$

(à 20°/835 mm de mercure) pour une production de 114 t/24 h.

Ramené à 0°/760 mm, le débit de méthane dans l'aérage était ainsi, en moyenne, de 752 m³/heure ou 18.000 m³/jour, soit 158 m³ par tonne nette.

Des observations effectuées de 20 en 20 m à partir du front de taille montrèrent que la teneur en méthane augmentait de façon continue depuis le front jusqu'à une distance de 150 m environ de celui-ci. Elle atteignait en cet endroit, une valeur sensiblement double de celle décelée en tête de taille et se maintenait ensuite constante jusqu'à la sortie du chantier.

Nous avons procédé, à divers stades de développement du captage, à de multiples jaugages d'air et analyses grisométriques. Il nous a été permis de cette façon de suivre l'évolution du caractère grisouteux du chantier.

Le tableau VII résume les résultats de ces observations. Nous y avons indiqué, à côté du débit total de méthane du chantier, les proportions de ce débit capté par les sondages d'une part, dilué par le courant d'air d'autre part.

Les sondages, depuis qu'ils sont soumis à une dépression artificielle (cependant très modérée), ont capté de 58,5 à 78,8 % du dégagement total de méthane du chantier (soit en moyenne 67 %) pendant les jours de travail.

Si l'on considère que le débit du captage reste très important pendant les jours de chômage, tandis que la diffusion dans l'aérage diminue très fortement en ces occasions, on remarquera que le rendement réel du captage dépasse notablement les valeurs ci-dessous.

La comparaison des chiffres de la dernière colonne du tableau VI avec les chiffres du tableau VII permet d'estimer approximativement le rendement réel.

La distance au front du dernier sondage en service paraît avoir une grande influence sous le rapport du débit de gaz capté au débit total du chantier. Le minimum de ce « rendement », soit 58,5 %, a été observé le 5 avril alors que le front, par suite d'un retard de l'équipe de forage, avait progressé de 27 m en avant du dernier sondage.

TABLEAU VII.

Dates	Régime du captage	Aérage m ³ /sec	Débit de méthane pur en m ³ /h à 0° et 760 mm					CH ₄ pur en m ³ /tonne net à 0° et 760 mm
			Total m ³ /h	dans aérage		par captage		
				m ³ /h	%	m ³ /h	%	
1-7-49	avant sondage	7.91	761	761	100	—	—	158
1-10-49	2 sondages (sous pression naturelle)	8.64	963	546	56.6	417	43.4	192,5
26-11-49	3 sondages (aspiration s/300 mm d'eau)	9.40	989	347	35.0	642	65	196,5
2-12-49	4 sondages (aspiration s/350 mm d'eau)	9.67	853,5	180,5	21,2	673	78,8	170
15-12-49	4 sondages (aspiration s/365 mm d'eau)	9.285	880	314	35,7	566	64,3	177
15-3-50	6 sondages s/503 mm d'eau	8.01	1.109	357	32,0	752	68,0	177
5-4-50	6 sondages s/435 mm d'eau	8.10	1.108	462	41,5	646	58,5	177

Le maximum d'efficacité (78,8 %) a été constaté le 2 décembre, alors que le dernier sondage venait d'être foré, à 6 m du front.

Le 5 avril, dans les conditions précisées ci-avant, nous avons effectué, à la fin du poste d'abatage, des prises simultanées d'échantillons d'air en divers

points du chantier. Leur analyse grisométrique a permis l'établissement du tableau VIII, lequel montre qu'une quantité de méthane non négligeable se dégage déjà dans la galerie d'entrée d'air, à proximité du front de taille. Elle pourrait être captée par sondages forés dans cette galerie.

TABLEAU VIII.
Mesures du 5 avril 1950.

Débit d'air jaugé dans la galerie de retour, à 250 m du front : 8,10 m ³ /seconde.		
Emplacement des mesures	% CH ₄	Débites de CH ₄ pur dans l'aérage m ³ /h à 0° et 760 mm
Galerie d'entrée d'air (à 50 m du front)	0,32	92
Front de taille, à 10 m du pied	0,32	92
idem. à mi-hauteur	0,52	150
Galerie de retour, à 10 m du front	1,34	386
idem. à 5 m au delà du son- dage n° 1	1,60	462
idem. à 300 m du front	1,60	462

La conduite collectrice.

La conduite collectrice de grisou est constituée, dans la galerie de retour d'air en Veine n° 3, de tuyaux d'acier de 150 mm de diamètre intérieur. Dans le retour d'air général et le puits, son diamètre intérieur est de 228 mm.

Les tuyaux, de 5 m de longueur, sont raccordés par emboîtement, avec interposition de joints de caoutchouc et assemblés par brides et boulons (Ce sont, en fait, des tuyaux pour distribution d'air comprimé sous 7 kg/cm²). Dans le puits de retour d'air, la conduite est galvanisée.

Grâce à une pose soignée et à une vérification d'étanchéité sous pression avant mise en service, les fuites de la canalisation ont été absolument négligeables pendant la période sur laquelle ont porté nos observations.

Pour éliminer l'eau qui se condense par refroidissement du gaz, un purgeur à garde hydraulique a été installé à la base du puits de retour d'air. Il assure l'écoulement continu de l'eau condensée.

Jusqu'à présent, il n'a pas été constaté d'accumulation d'eau aux points bas de la conduite, au niveau de 850 m, grâce sans doute à l'uniformité de la température dans les galeries de ce niveau.

Le coût d'installation de la conduite collectrice jusqu'à la station d'aspiration du jour, est détaillé ci-après :

a) Puits :		
850 m de tuyaux galvanisés de 228 mm	Fr.	690.125,50
Salaires de pose		58.786,—
b) Galeries de retour général à 850 mètres :		
850 m de tuyaux de 228 mm		573.868,50
Salaires de pose		22.610,—
c) Voie de retour d'air de Veine n° 3 à 850 mètres :		
400 m de tuyaux de 150 mm		91.770,—
Salaires de pose		5.440,—
d) Frais de fabrication à l'atelier de la mine de pièces spéciales pour passage des courbes		20.000,—
e) Vannes diverses		15.000,—

Coût total de la canalisation Fr. 1.477.600,—

Les équipes de pose de la tuyauterie du puits se composaient de quatre ouvriers et d'un surveillant. Elles posaient en moyenne 25 m de conduite par poste.

Au niveau de 850 m, les équipes de pose ne comportaient que deux ouvriers. Chacune d'elles plaçait environ :

- 25 m par poste de tuyau de 228 mm de diamètre, ou
- 50 m par poste de tuyau de 150 mm de diamètre.

Remarque. — Si l'on ajoute au coût de la tuyauterie collectrice le prix d'achat de la sondeuse, des tiges et couronnes de forage (*) ainsi que les dépenses de construction du bâtiment de la station d'aspiration à la surface, les frais d'études et divers, on constate que le total des frais de « premier établissement » du captage de grisou a quelque peu dépassé deux millions de francs.

Cette somme ne couvre pas l'achat et l'installation de l'aspiration ainsi que des appareils de mesure et de contrôle de la station de surface, lesquels sont la propriété de la Société Distrigaz, suivant contrat passé entre cette firme et le Charbonnage.

(*) Voir rapport déjà cité dans « Annales des Mines de Belgique », 2^{me} livraison, 1949 (page 154).

La Station d'aspiration.

La Station d'aspiration est installée dans un petit bâtiment spécial, isolé des bâtiments, des puits et autres annexes de la surface.

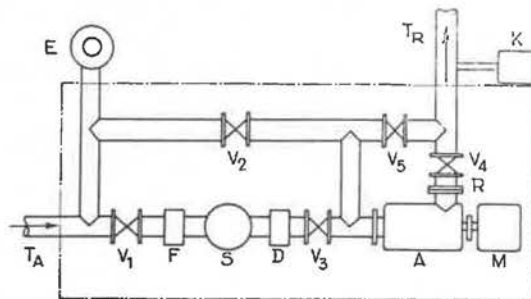


Fig. 6. — Schéma de la station d'aspiration.

La canalisation collectrice (TA) venant du puits (voir schéma de la fig. 6), alimente par l'intermédiaire d'un filtre (F), d'un séparateur d'eau (S) et d'un débitmètre enregistreur (D), l'aspirateur rotatif (A). Ce dernier est commandé par un moteur électrique blindé (M) à attaque directe.

Le gaz est refoulé, sous pression de 0,5 kg/cm², dans la tuyauterie (TR) qui aboutit aux usines de Tertre.

Les vannes v₁, v₃ et v₄ sont ouvertes, en fonctionnement normal. La vanne v₂ est complètement fermée. La vanne v₅ est partiellement ouverte, de façon à dériver par by-pass une partie du débit de l'aspirateur; cette vanne permet ainsi le réglage de la dépression appliquée au réseau de captage et, partant, le débit effectif de celui-ci.

Un calorimètre inscripteur logé en K, dans une cabine séparée de la salle de l'aspirateur, enregistre à tout moment le pouvoir calorifique du gaz refoulé.

En cas d'avarie aux appareils F, S et D, il suffit de fermer les vannes v₁ et v₃ et d'ouvrir v₂ pour que l'aspirateur puisse continuer à fonctionner.

En cas d'arrêt de l'aspirateur, un clapet de retenue (R) empêche le repassage du gaz sous pression vers le réseau de captage.

La fermeture de v₁, v₂, v₄ et v₅ isole complètement la station d'aspiration. En cas de surpression accidentelle dans la conduite TA venant du fond, le gaz peut s'échapper à l'extérieur par la soupape à garde hydraulique E.

La dépression et la température à l'aspiration sont contrôlées par un déprimomètre à mercure et par un thermomètre, non représentés sur la figure 6.

Des dispositifs de sécurité automatiques, commandés par le calorimètre, provoquent le fonctionnement d'une sirène d'alarme si le pouvoir calorifique supérieur du gaz aspiré tombe à 7.500 calories par mètre cube. Si ce pouvoir calorifique tombe à 6.500 calories par m³, l'aspirateur s'arrête. Les conséquences d'une fuite importante ou d'une rupture locale du réseau de captage sont ainsi limitées.

Le courant d'alimentation du moteur M est également coupé automatiquement si la pression au refoulement de l'aspirateur atteint 1,5 kg/cm².

Personnel nécessaire.

Au régime actuel d'avancement de la taille, il faut forer un sondage tous les mois environ. Ce travail occupe une équipe de deux ouvriers spécialisés pendant quatre postes. La même équipe se charge de tuber, cimenter et raccorder le sondage, après forage, ce qui représente six à sept postes de plus par mois en moyenne.

Le reste du temps, elle est occupée à divers travaux étrangers au captage du grisou.

La Direction estime que cette équipe pourra, dans l'avenir, être occupée à 100 % pour assurer les travaux de forage dans deux chantiers ainsi que la surveillance et l'entretien en général du réseau de captage. (Il est prévu, en effet, d'étendre le captage à la Veine n° 4, dans le même quartier du Siège Grand-Trait.)

Un employé consacre une partie de son temps à la surveillance de la station d'aspiration et au contrôle de la dépression aux sondages, etc.

La réglementation minière aux Pays-Bas

PRESCRIPTIONS DE L'INSPECTEUR GÉNÉRAL DES MINES REGLEMENTS-TYPES ET INSTRUCTIONS

par H. FRESON

Ingénieur en Chef - Directeur des Mines, à Bruxelles

Le règlement minier de 1939 (Arrêté du 2 décembre 1939), dont nous avons publié une traduction dans les « Annales des Mines de Belgique » (1), contient des prescriptions concernant notamment la sécurité dans l'exploitation des mines ainsi que la sécurité et la santé des personnes séjournant dans les travaux souterrains et dans les installations de surface.

D'autre part, l'article 5 de ce règlement charge l'Inspecteur général des Mines d'édicter, en vue de l'application de ce règlement, des prescriptions détaillées; certaines de celles-ci prévoient en outre que des opérations déterminées, telles que la translation du personnel dans les puits, le transport

souterrain, le sauvetage, feront l'objet de règlements particuliers et d'instructions-types destinés à diverses catégories de préposés.

Ces prescriptions détaillées, règlements et instructions-types, dont les titres sont énumérés dans la table des matières ci-dessous, constituent un ensemble volumineux qui trouverait difficilement place dans une seule livraison de cette revue.

C'est pourquoi la publication de ces textes sera répartie entre plusieurs livraisons, en évitant la répétition de textes qui ne diffèrent pas sensiblement entre eux. Un tiré à part de l'ensemble sera édité lorsque la publication sera terminée.

TABLE DES MATIERES

Prescriptions et conditions générales.

Installations superficielles.

1. Eclairage des locaux.
2. Température dans les locaux de travail.
3. Lavabos et vestiaires pour le personnel de la surface.
4. Gaz, vapeurs nuisibles ou incommodes et poussière dans les locaux.
5. Travail autogène des métaux.
6. Dépôts de benzine et de benzol.
7. Danger d'incendie et d'explosion.
8. Lampisteries.
9. Dangers de la circulation, du transport ou du travail.

10. Sécurité des personnes occupées aux travaux de construction.
11. Gabarit des voies ferrées.
12. Frein mécanique sur les locomotives de manœuvre.
13. Fixation des câbles de treuils sur les tambours.

Travaux souterrains.

14. Fil de fer utilisé pour la suspension des buses d'aérage et des tuyaux.
15. Sécurité des basses-tailles.
16. Convoyeurs à courroie dans les galeries de transport.
17. Sécurité des ouvriers travaillant dans les tailles.
18. Chemins de circulation dans les plans inclinés et descenderies.
19. Perforation des extrémités des conduites d'aérage.

(1) Voir « Annales des Mines de Belgique ». — Année 1947-1948, deuxième livraison.

N^o 1.

**Prescriptions concernant l'application
de l'article 17, 1^{er} alinéa,
du règlement minier de 1939.**

Eclairage des locaux.

Art. 1. — Tout local de travail doit être éclairé d'une manière suffisante par la lumière du jour, sauf si la nature du travail s'y oppose.

Art. 2. — a) Un local de travail sera considéré comme insuffisamment éclairé par la lumière du jour, s'il n'est pas pourvu, au-dessus du niveau du terrain environnant, d'ouvertures d'éclairage permettant le passage direct de la lumière du jour et présentant une surface totale égale à au moins un dixième de la surface du plancher du local de travail, sauf si la nature du travail s'y oppose ou si des circonstances ou des dispositifs particuliers assurent un éclairage naturel suffisant à l'endroit où l'on travaille.

b) Si, dans un local de travail, les ouvertures d'éclairage mentionnées au premier alinéa sont pourvues d'un vitrage tel ou sont disposées de manière telle qu'à l'endroit où l'on travaille, un éclairage naturel suffisant n'est pas assuré, la surface totale des ouvertures d'éclairage, requise d'après le premier alinéa, doit être agrandie dans une mesure telle qu'à l'endroit où l'on travaille, un éclairage suffisant naturel soit assuré.

Art. 3. — Lorsqu'un local qui, avant le 1^{er} janvier 1940, était utilisé comme local de travail, ne peut pas être pourvu des ouvertures d'éclairage mentionnées à l'article précédent, le local doit être éclairé d'une manière suffisante à l'aide de lumière artificielle, sauf si la nature du travail s'y oppose. En cas d'emploi d'une autre lumière artificielle que la lumière électrique, les produits de la combustion, dégagés par la source de lumière, doivent être évacués du local d'une manière efficace.

N^o 2.

**Prescriptions concernant l'application
de l'article 19, 1^{er} alinéa,
du règlement minier de 1939.**

*Réalisation d'une température supportable
dans les locaux de travail.*

Le local, dans lequel s'effectue un travail exigeant peu de mouvements corporels de l'ouvrier ou dans lequel un ouvrier doit conduire une machine qui l'expose à des dangers particuliers lorsque la température ambiante est basse, doit être, pendant la saison froide, chauffé convenablement et au moins à une température de 10° C. ou, si la nature du travail s'y oppose, à la température que celle-ci permet, sauf si, à l'endroit où il effectue exclusivement ou principalement son travail, l'ouvrier est convenablement chauffé.

N^o 3.

**Prescriptions concernant l'application
de l'article 23 du règlement minier de 1939.**

*Lavabos et vestiaires pour le personnel
de la surface.*

Art. 1. — Le nombre de lavabos disponibles doit être d'au moins un par groupe de dix ouvriers, ou moins, mentionnés à l'article 23 du règlement minier de 1939, pour lesquels les heures de repos et de repas coïncident, lorsque la poussière n'est pas toxique et qu'elle est facile à enlever; dans les autres cas, ce nombre sera d'au moins un par groupe de cinq ouvriers ou moins.

Art. 2. — Les ouvriers qui, par suite de la nature de leur travail, ont besoin de soins de propreté corporelle plus complets qu'un lavage de la tête et des mains doivent, sauf dispense de l'Inspecteur général des Mines, disposer d'installations de bains et de vestiaires convenablement situés et aménagés, en nombre suffisant, mais au moins égal à un par groupe de vingt de ces ouvriers, ou moins.

N^o 4.

**Prescriptions concernant l'application
de l'article 24, 1^{er} alinéa,
du règlement minier de 1939.**

*Gaz ou vapeurs nuisibles ou incommodes
et poussières dans les locaux.*

Art. 1. — Lorsque, dans un local quelconque, la production ou la diffusion de gaz, vapeurs ou poussières nuisibles ou incommodes ne peut pas être évitée ou ne peut l'être dans une mesure suffisante, des moyens efficaces doivent être appliqués pour assurer l'évacuation de ces gaz, vapeurs ou poussières hors du local; en outre, chaque ouvrier doit disposer d'un masque personnel efficace et, en cas de nécessité, de lunettes convenables ou d'un autre appareil efficace de protection des yeux.

Art. 2. — Lorsque, en application des prescriptions de l'article précédent, des gaz, vapeurs ou poussières sont évacués artificiellement d'un local, des dispositifs convenables doivent être établis pour permettre l'entrée de l'air frais; pendant la durée de l'aspiration, ces dispositifs ne peuvent ni totalement ni partiellement être mis hors service.

N^o 5.

**Prescriptions concernant l'application
des articles 24, 35, 1^{er} alinéa, et 156
du règlement minier de 1939.**

Travail autogène des métaux.

Art. 1. — Les récipients, réservoirs et autres appareils contenant des gaz susceptibles de présenter un danger d'explosion doivent être établis et aménagés de manière à éviter une explosion dans la mesure du possible. Aussi longtemps qu'après leur ouverture, un de ces récipients, réservoirs ou appa-

reils peut encore contenir un mélange gazeux, explosible, aucun feu ni aucun moyen d'éclairage artificiel qui ne soit pas convenablement isolé ne peut être allumé au voisinage de ceux-ci.

Art. 2. — a) Les bouteilles ou tubes contenant des gaz comprimés, liquéfiés ou dissous sous pression, doivent être protégés contre tout échauffement. Le transport et le déplacement se feront dans des conditions telles que des chutes ou des chocs sur des corps durs soient évités dans la mesure du possible.

b) Les bouteilles ou les tubes mentionnés au premier alinéa doivent être établis de telle manière qu'ils ne puissent se renverser.

c) Une bouteille ou un tube contenant de l'acétylène dissous doivent être fermés dès qu'on cesse d'y prélever du gaz et doivent être conservés fermés. Une bouteille ou un tube, ayant contenu de l'acétylène dissous, doivent également être conservés fermés.

d) La clé servant à ouvrir et à fermer le robinet d'une bouteille ou d'un tube contenant de l'acétylène dissous, doit, tant que dure l'utilisation de la bouteille ou du tube comme source de gaz, être placée sur le robinet ou être suspendue à celui-ci ou à la bouteille ou au tube.

Art. 3. — a) Les robinets détendeurs pour oxygène doivent être aménagés de telle manière que la soupape de sûreté soit dirigée vers le haut, par rapport au tube placé verticalement.

b) Les manomètres des robinets détendeurs doivent être disposés de telle manière que leurs indications puissent être lues d'un endroit où le risque d'être atteint par des fragments projetés du robinet détendeur est le moindre.

Art. 4. — Les générateurs d'acétylène doivent être aménagés de telle manière et pourvus de dispositifs de sécurité tels que l'échappement du gaz, sauf s'il a lieu à l'air libre par un tube de sécurité, soit évité dans la mesure du possible.

Art. 5. — Les générateurs d'acétylène doivent être aménagés de manière à éviter que la décomposition du carbure ne se produise dans un réservoir à gaz à cloche mobile.

Art. 6. — Les générateurs d'acétylène, dans lesquels la décomposition du carbure a lieu en dehors du réservoir à gaz, doivent être pourvus d'un dispositif qui empêche, sans nécessiter de manœuvre particulière, le reflux du gaz du réservoir vers la chambre dans laquelle le gaz se forme.

Art. 7. — a) Il est interdit d'utiliser des générateurs d'acétylène dans lesquels le gaz peut se trouver à une pression effective dépassant 1,5 kg/cm².

b) Les générateurs d'acétylène, dans lesquels le gaz peut se trouver sous une pression effective de plus de 0,1 kg/cm², mais inférieure à 0,5 kg/cm², doivent être munis d'un manomètre en bon état de fonctionnement et d'une soupape de sûreté en bon état de fonctionnement, présentant des dimensions et une disposition telles que la pression effective ne puisse dépasser 0,5 kg/cm², sauf si la disposition de l'appareil est telle qu'une pression effective supérieure à 0,5 kg/cm² ne puisse être obtenue.

Art. 8. — a) Les générateurs d'acétylène doivent être installés en plein air ou en dehors de tout local de travail, dans un local bien ventilé, destiné exclusivement à l'appareil ou aux appareils, et à une distance telle de tout feu nu ou de toute source de lumière artificielle non convenablement isolée, que l'échappement du gaz ne puisse donner lieu à aucun danger d'explosion.

b) Les prescriptions du premier alinéa ne s'appliquent pas :

- 1) aux appareils mobiles, utilisés temporairement dans une usine ou dans un atelier pour le coupage ou la soudure autogène d'objets établis à demeure ou difficilement déplaçables;
- 2) aux appareils dont la charge ne peut dépasser 1 kg de carbure et dont le gaz est utilisé sans adduction d'oxygène.

Art. 9. — a) Entre chaque chalumeau coupeur ou chalumeau soudeur et un appareil ou une conduite contenant un gaz combustible, doit être établie une fermeture hydraulique ou un autre dispositif propres à empêcher un retour de flamme ou une introduction d'air ou d'oxygène dans l'appareil ou dans la conduite de gaz.

b) A chaque fermeture hydraulique ou dispositif mentionnés au premier alinéa, ne peut être raccordé qu'un chalumeau coupeur ou un chalumeau soudeur.

c) Si plus d'une fermeture hydraulique ou dispositif, mentionnés au premier alinéa, sont établis sur une conduite de gaz ou sur un appareil, chaque fermeture hydraulique ou chacun de ces dispositifs doivent pouvoir être isolés, séparément de cette conduite ou de l'appareil.

Art. 10. — Les fermetures hydrauliques et autres dispositifs, mentionnés à l'article précédent, doivent être disposés de manière telle qu'ils puissent facilement être ouverts et visités intérieurement.

N° 6.

Prescriptions concernant l'application de l'article 27 du règlement minier de 1939.

Conditions auxquelles doivent satisfaire les dépôts de benzine et de benzol.

Art. 1. — Dans un local, il ne peut y avoir, dans les bacs, récipients ou appareils utilisés pour le travail, une quantité de benzine ou de benzol supérieure à celle qu'exigent la bonne marche du travail et la consommation journalière. Ce local peut contenir, en dehors de ces bacs, récipients ou appareils, une quantité maximum de 10 litres de ces produits.

Art. 2. — Dans un local, doivent être disponibles, outre des couvertures incombustibles, des couvercles, placés en des endroits convenables et en nombre suffisant, destinés à fermer les bacs, récipients et appareils contenant de la benzine ou du benzol. En outre, il doit y avoir sur place une quantité de sable égale à la quantité de benzine ou de benzol se trouvant dans le local, ainsi qu'une pelle convenable. Cependant, la quantité de sable

ne devra jamais dépasser 1 m³ et ne pourra jamais être inférieure à 0,025 m³.

Art. 3. — a) Des mesures doivent être prises pour éviter ou réduire autant que possible les émanations de vapeurs des bacs, récipients ou appareils précités.

b) Lorsque le travail rend nécessaire l'évaporation de la benzine ou du benzol, cette opération doit se faire en plein air ou dans des locaux exclusivement destinés à celle-ci et dans lesquels il convient d'assurer une ventilation énergique.

Art. 4. — a) La benzine et le benzol ne peuvent être conservés qu'en des endroits et d'une manière propres à éviter autant que possible le danger d'explosion.

b) La benzine et le benzol ne peuvent être conservés que :

- 1) dans les bidons ou boîtes d'une contenance maximum de 10 litres;
- 2) dans des tonneaux ou fûts métalliques d'au moins 70 et d'au plus 300 litres de capacité, avec cette réserve que les tonneaux de 400 litres de capacité, existant au 1^{er} avril 1940, peuvent continuer à être utilisés;
- 3) dans des réservoirs souterrains, c'est-à-dire des réservoirs enfouis dans le sol et recouverts de terre;
- 4) dans des réservoirs placés sur le sol.

Art. 5. — Lorsque de la benzine ou du benzol sont conservés dans des bidons ou boîtes métalliques, en quantité supérieure à 50 litres, les prescriptions suivantes doivent être observées :

- a) les bidons et les boîtes doivent être entreposés dans une ou plusieurs cellules en béton armé ou en maçonnerie, établies à la surface en dehors de tout bâtiment, pourvues d'une ou de plusieurs portes et d'ouvertures de ventilation ménagées dans la paroi latérale au niveau du sol et à la partie supérieure, et munies de toile Davy, ou dans une ou plusieurs fosses en matériaux incombustibles, imperméables à l'eau et disposées dans le sol en dehors de tout bâtiment, munies d'un ou de plusieurs couvercles et de deux conduits de ventilation éloignés l'un de l'autre autant que possible, dont la base se trouve à 5 cm au-dessus du fond, et les orifices supérieurs à des hauteurs différant d'au moins 50 cm;
- b) les portes et les couvercles doivent être incombustibles et constitués de telle manière que, lors de l'ouverture ou de la fermeture, il ne se produise pas de choc ou de frottement de fer sur fer ou pierre, susceptible de provoquer des étincelles;
- c) chaque cellule ou fosse peut contenir au maximum vingt-quatre bidons ou boîtes de 10 litres de contenance. Les bidons et les boîtes ne peuvent pas être superposés; la profondeur maximum d'une fosse est limitée à 0,50 m;
- d) autour de chaque cellule établie au-dessus du niveau du sol doit être aménagée une fondation telle que toute la benzine ou tout le benzol contenus dans la cellule puissent être recueillis dans un rayon de 2 m au maximum;

- e) chaque cellule ou fosse doit rester éloignée de 1 m au moins de palissades ou de bâtiments, sauf si la palissade ou le bâtiment sont incombustibles et ne présentent pas de portes, fenêtres ou autres ouvertures du côté de la cellule ou de la fosse, jusqu'à une distance de 2 m mesurée horizontalement. En outre, les délimitations de l'espace, dans lequel la benzine ou le benzol sont entreposés, doivent être telles qu'elles ne mettent pas obstacle à une large ventilation.

Lorsque cet espace est entouré de toutes parts de parois ou de palissades pleines de plus de 3 m de hauteur, la superficie de terrain doit comporter au moins 6 m² par cellule ou par fosse;

- f) à moins de 2 m de distance de la cellule ou de la fosse, il ne peut y avoir de feu ou de lumière artificielle qui ne soit pas convenablement isolée; on ne peut y entreposer d'autres substances facilement inflammables que la benzine ou le benzol;
- g) près du dépôt, il doit y avoir, placée en un endroit approprié, une quantité d'au moins 0,25 m³ de sable, ainsi que deux pelles convenables.

Art. 6. — La benzine et le benzol, conservés dans des bidons ou boîtes métalliques, peuvent, en outre de la manière prescrite à l'article précédent, également être mis en dépôt dans des bâtiments exclusivement destinés à cet usage, suffisamment isolés, dépourvus d'étage, sous réserve de l'observation des conditions suivantes :

- a) les bâtiments doivent être construits en matériaux incombustibles et pourvus des ouvertures de ventilation nécessaires, à diverses hauteurs et sur les diverses faces. Ils doivent être protégés d'une manière efficace contre la chute de la foudre;
- b) chaque bâtiment doit être entouré d'une digue étanche d'une hauteur telle que l'espace intérieur de celle-ci soit suffisant pour contenir la totalité de la benzine ou du benzol;
- c) le bâtiment doit être situé sur un terrain convenablement clôturé, destiné exclusivement à la mise en dépôt de la benzine ou du benzol;
- d) les parois et les toitures doivent être constitués de telle manière que le local reste frais.

Art. 7. — Lorsque de la benzine ou du benzol sont conservés en tonneaux ou en fûts, les conditions suivantes doivent être observées :

- a) le dépôt doit être éloigné d'au moins 3 m des limites de la propriété. Il doit en outre être éloigné de 5 m au moins des cloisons combustibles et des bâtiments, sauf si :
 - 1) la paroi du bâtiment est incombustible et ne présente pas d'ouvertures du côté du dépôt;
 - 2) le bâtiment est incombustible et fait partie d'un atelier ou d'un magasin renfermant des objets peu combustibles et si, dans le bâtiment, il n'y a pas de feu ou de lumière artificielle qui ne soient pas convenablement protégés;

- b) les tonneaux ou fûts doivent être mis en dépôt, soit dans une fosse creusée dans le sol, soit dans un local entouré d'une digue imperméable; cette fosse ou ce local doivent pouvoir contenir toute la benzine ou tout le benzol mis en dépôt;
- c) les tonneaux doivent être protégés par un toit incombustible contre la chaleur solaire;
- d) sauf dans le cas où le dépôt est situé sur un terrain clôturé, accessible seulement au personnel chargé de la manipulation de la benzine ou du benzol, une clôture doit être établie à une distance d'au moins 3 m des tonneaux, sur la digue ou autour de celle-ci ou autour de la fosse; cette clôture doit être pourvue d'un solide treillis de fer ou d'une palissade en tôle de fer. Cette clôture ou cette palissade doivent avoir au moins 2 m de hauteur, tandis que l'espace qu'elles délimitent ne peut être accessible que par une porte qui doit être fermée par une serrure et un verrou, en dehors des périodes pendant lesquelles il est nécessaire de circuler dans cet espace;
- e) à l'intérieur de l'espace délimité par la clôture ou la palissade, il ne peut jamais y avoir de feu ou de lumière artificielle qui ne soit pas convenablement isolée. Cet espace ne peut contenir d'autres matières facilement inflammables que de la benzine ou du benzol;
- f) près du dépôt, il doit y avoir, placée en un ou plusieurs endroits appropriés, une quantité d'au moins 1 m³ de sable, ainsi que deux pelles convenables;
- g) pour transporter le liquide du dépôt aux autres parties de l'usine ou de l'atelier, on doit disposer, si des conduites n'ont pas été aménagées dans ce but, de bidons ou boîtes métalliques d'une capacité maximum de 10 litres et d'appareils convenables pour le pompage ou le transvasement par siphon;
- h) lorsque le dépôt contient plus de 400 litres de benzine ou de benzol, les transvasements de fûts ou tonneaux doivent s'opérer dans une partie isolée, par une cloison suffisamment incombustible, des locaux servant de dépôt;
- i) aux endroits où s'effectuent le pompage, le transvasement par siphon et le transvasement de benzine ou de benzol, un renouvellement d'air suffisant doit être assuré.

Art. 8. — Lorsque de la benzine ou du benzol sont conservés en réservoirs souterrains, c'est-à-dire enterrés dans le sol et recouverts de terre, les conditions suivantes doivent être observées :

- a) les réservoirs doivent être convenablement constitués, construits et protégés contre la corrosion du métal; ils doivent être recouverts d'au moins 50 cm de terre;
- b) pour le transport de la benzine ou du benzol, il doit y avoir des conduites et accessoires aboutissant aux endroits d'utilisation où se fait le soutirage;
- c) toutes les conduites et accessoires doivent présenter des garanties suffisantes d'étanchéité. Si la nature du liquide permet, à la température et à la pression normales, la formation, dans le

réservoir, d'un mélange d'air et de vapeur d'une concentration telle que la limite supérieure d'explosibilité soit dépassée, des mesures doivent être prises à cet égard. Si la nature du liquide ne permet pas la formation d'un tel mélange, des mesures doivent être prises pour prévenir l'inflammation du mélange.

Art. 9. — Lorsque de la benzine ou du benzol sont conservés dans les réservoirs au-dessus du sol, les conditions suivantes doivent être observées :

- a) les réservoirs doivent être convenablement constitués et construits, présenter une résistance suffisante et être protégés contre la chute de la foudre, contre l'apparition d'une tension fâcheuse et contre la production de vapeurs, tant lors des changements de température que lors du remplissage ou de la vidange;
- b) les réservoirs doivent être éloignés d'au moins 50 mètres de constructions en bois et de dépôts de matières facilement inflammables projetant des étincelles en brûlant, et d'au moins 25 m des cheminées. Jusqu'à une distance de 25 m des réservoirs, il ne peut jamais y avoir de feu ou de lumière artificielle non suffisamment isolée;
- c) les conduites et accessoires servant au transport de la benzine ou du benzol doivent assurer un mode de transport simple et sûr et présenter des garanties d'étanchéité;
- d) les moyens propres à prévenir l'incendie et l'explosion, dont la pratique permet de disposer, doivent être appliqués;
- e) les réservoirs doivent, soit séparément, soit par groupes, être placés dans une fosse ou entourés d'une digue; l'espace compris dans cette fosse ou à l'intérieur de cette digue doit être suffisant pour contenir la totalité de la benzine ou du benzol entreposés;
- f) sauf dans le cas où les réservoirs sont situés sur une partie du terrain entièrement clôturé et soigneusement gardé, une clôture pourvue d'un solide treillis de fer ou une palissade en tôle de fer doivent être établies sur la digue ou autour de celle-ci ou autour de la fosse. Cette clôture ou cette palissade doivent avoir au moins 2 m de hauteur, tandis que l'espace qu'elles délimitent ne peut être accessible que par une porte qui doit être fermée à l'aide d'une serrure et d'une clef, en dehors des périodes pendant lesquelles il est nécessaire de circuler dans cet espace.

N° 7.

Prescriptions concernant l'application des articles 28 et 35, 1^{er} alinéa, du règlement minier de 1939.

Danger d'incendie et d'explosion.

Art. 1. — Dans une chaudière à vapeur ou dans un four ou dans les foyers ou carneaux d'une chaudière à vapeur ou d'un four, dans lesquels règne une température élevée, ou dans la galerie du ventilateur principal, on ne peut utiliser de pétrole ou d'autre moyen d'éclairage analogue facilement inflammable.

Art. 2. — Lorsque les parois intérieures d'une chaudière à vapeur sont enduites d'une matière facilement inflammable destinée à prévenir les incrustations, on ne peut utiliser dans la chaudière, durant ce travail, qu'une lampe de sûreté en bon état et l'on ne peut pas fumer.

Art. 3. — Les cheminées, conduits de fumée, fours et autres installations, répandant ou produisant de la chaleur, doivent être construits en matériaux incombustibles, d'après les exigences d'un bon travail, et être maintenus en bon état d'entretien.

N^o 8.**Prescriptions concernant l'application de l'article 29 du règlement minier de 1939.***Lampisteries à benzine et dépôts de benzine.*

Art. 1. — Les locaux où s'effectuent le remplissage et le nettoyage des lampes et les dépôts de benzine doivent être construits en matériaux incombustibles et ne peuvent être reliés à un bâtiment quelconque, contigu à un puits, que par des couloirs incombustibles de 10 m au moins de longueur.

Art. 2. — Au cas où le dépôt de benzine et les locaux de remplissage et de nettoyage des lampes sont situés dans un même bâtiment, les locaux dans lesquels les lampes sont allumées et remises aux ouvriers, doivent être séparés d'une manière convenable de ceux où s'effectuent le remplissage et le nettoyage et ces derniers doivent être séparés à leur tour du dépôt de benzine.

Art. 3. — Les locaux mentionnés aux articles 1 et 2 doivent être ventilés de telle manière qu'aucune accumulation de vapeurs de benzine ne puisse se former.

Art. 4. — Les lampisteries ne peuvent pas être chauffées par un feu et ne peuvent être éclairées que par des lampes électriques à incandescence présentant toute sécurité.

Art. 5. — Les installations servant au soutirage de la benzine doivent être constituées de manière à éviter l'égouttement de la benzine et en particulier de telle façon que le sol ne puisse en être imprégné.

Art. 6. — Les lampisteries et les dépôts de benzine doivent être soigneusement maintenus en bon état de propreté.

Art. 7. — Il est interdit d'effectuer, à la même table, sur laquelle s'opère le remplissage des lampes, l'enlèvement du dispositif d'allumage des lampes ou le nettoyage ou la mise en ordre de celles-ci; le dispositif précité ne peut être essayé qu'après fermeture de la lampe; les bandes de ralumeurs usagés doivent être jetées dans un bac rempli d'eau.

Art. 8. — Dans les locaux cités aux articles 1 et 2, une quantité suffisante de sable placé dans un bac, ainsi qu'une pelle, doivent être tenues prêtes pour un emploi immédiat.

N^o 9.**Prescriptions concernant l'application de l'article 35, 1^{er} alinéa, du règlement minier de 1939.***Prévention des dangers de la circulation, du transport ou du travail.*

Art. 1. — Les échafaudages, planchers, plateformes, galeries, escaliers, passerelles et planches de circulation doivent être maintenus en bon état d'entretien. Des mesures efficaces doivent être prises contre les dangers qu'ils présenteraient éventuellement.

Art. 2. — Toute échelle doit être maintenue en bon état d'entretien, être pourvue de dispositifs la garantissant contre le glissement, la chute ou une flèche exagérée; elle doit dépasser d'au moins 1 m l'endroit auquel elle donne accès, pour autant que d'autres dispositions ne présentent pas une sécurité suffisante pour la montée ou la descente. Les échelons doivent prendre appui dans le bois des montants; ils ne peuvent pas être fixés exclusivement par clouage ou vissage.

Art. 3. — Les ouvertures et trous dans les planchers et les parois doivent, si possible, être convenablement protégés, dans la mesure où ils présentent du danger.

N^o 10.**Prescriptions concernant l'application de l'article 35, 1^{er} alinéa, du règlement minier de 1939.***Sécurité des personnes occupées aux travaux de construction.**A. — Mesures d'ordre général.*

Art. 1. — Les ouvriers atteints de myopie prononcée ou de surdité et les personnes épileptiques ne peuvent pas travailler sur des échafaudages et sur des poutrages.

Art. 2. — Dans les chantiers où sont présentes dix personnes ou plus, on doit disposer, dans les cas spéciaux à déterminer par l'Inspecteur général des Mines, de moyens convenables de premiers soins en cas d'accidents. Ceux-ci doivent être conservés en état de propreté et à l'abri de la poussière.

Art. 3. — La mise en tas des matériaux, le transport et le levage d'éléments de construction et d'objets de grandes dimensions et pondéreux, doivent toujours s'effectuer avec soin et sous une surveillance convenable. Ce dernier travail, ainsi que la conduite de chevaux et de moteurs, ne peuvent pas être confiés à des personnes âgées de moins de 16 ans.

Art. 4. — Du bois dans lequel sont enfoncés des clous faisant saillie ne peut pas être éparpillé sans ordre sur les chantiers de construction ou dans le voisinage de ceux-ci.

Art. 5. — Toutes les montées, tous les accès et autres endroits où l'on circule normalement doi-

vent, lorsqu'ils sont lisses, être parsemés de sel, de sable ou de cendres.

B. — Echafaudages fixes.

Art. 6. — Les personnes âgées de moins de 16 ans ne peuvent pas effectuer de travail sur les échafaudages.

Art. 7. — Les montants d'échafaudage, les rallonges et longerons doivent, en cas d'emploi de bois rond non scié, avoir une circonférence d'au moins 0,34 m; pour les boulins, cette circonférence doit être d'au moins 0,25 m.

Art. 8. — Les montants d'échafaudages doivent être garantis contre l'affaissement et le glissement latéral. Ils doivent être posés avec une légère inclinaison vers le mur du bâtiment.

Art. 9. — Un glissement latéral de l'ensemble de la charpente de l'échafaudage doit être prévenu par de solides liaisons en diagonale.

Art. 10. — A hauteur de chaque étage, les échafaudages doivent être reliés directement ou indirectement aux poutrages. Lorsque ces liaisons apportent une gêne sérieuse au travail qui s'effectue sur l'échafaudage, elles ne peuvent être enlevées qu'après avoir été remplacées par d'autres situées plus haut ou plus bas. Lorsque les poutrages font défaut, une liaison convenable doit être réalisée en hauteur au moins tous les 5 mètres; il faut au moins une liaison à chaque bois formant longeron.

Art. 11. — La distance du mur au côté extérieur des montants d'échafaudage doit, au niveau du palier supérieur de l'échafaudage, être de 1 m 25 au moins et de 1 m 60 au plus, sauf si des circonstances particulières exigent que l'échafaudage soit plus large.

Art. 12. — La distance entre deux montants consécutifs peut être de 2 m 50 au maximum pour les échafaudages portant des charges; dans les échafaudages sur lesquels il n'est pas déposé de matériaux de construction, cette distance peut atteindre 3 m 50.

Art. 13. — Lorsque des rallonges sont fixées aux montants d'échafaudages, les parties à relier doivent, pour des maçonneries de 8 m au plus de hauteur, être assemblées sur une longueur de 1 m 50 au moins et, pour des maçonneries plus hautes, sur une longueur de 2 m, et être ligaturées à deux endroits au moins. Les ligatures situées au niveau de la rallonge supérieure doivent compter au moins six spires chacune et les suivantes, deux spires de plus. Les spires doivent être serrées par un coin de bois. Chaque ligature doit être soutenue par un tasseau fixé à l'aide de clous.

Art. 14. — Les longerons doivent être soutenus par des tasseaux cloués sur les montants d'échafaudage ou les rallonges. La ligature aux montants d'échafaudage ou aux rallonges doit cependant toujours être convenablement exécutée, comme si ces cales n'existaient pas. Les tasseaux doivent être placés avant la mise en charge de l'échafaudage et, lors du clouage, présenter un jeu de 0,5 cm par rapport aux longerons.

Art. 15. — La liaison de deux longerons doit avoir au moins 1 m. La ligature doit être réalisée

par des cordes enroulées sur dix spires au moins, serrées par des coins.

Art. 16. — Devant chaque étage au moins du bâtiment, des longerons doivent subsister; en aucun cas, ils ne peuvent être éloignés l'un de l'autre de plus de 5 m. Ils peuvent être remplacés par une pièce clouée, de résistance suffisante.

Art. 17. — La distance des boulins ne peut dépasser 1 m 30; ils doivent être posés avec une légère pente vers le bâtiment, pénétrer d'au moins 10 cm dans le mur et dépasser d'au moins 10 cm les longerons.

Art. 18. — Dans les échafaudages qui restent montés plus de six mois, un renforcement consistant en un enroulement de feuillard d'au moins 3 cm de largeur ou en fil d'acier doit être appliqué à toutes les rallonges et alternativement à l'assemblage aux longerons d'un montant sur deux.

Art. 19. — En cas d'emploi de cordes, la résistance et la solidité des ligatures doivent être vérifiées tous les trois mois et particulièrement après une tempête, une période de forte gelée ou de grande sécheresse.

Art. 20. — Les ligatures de bois d'échafaudages à des colonnes en fer ne peuvent jamais être réalisées par du fil, mais exclusivement par des cordes.

Art. 21. — Les planches d'échafaudages ne peuvent pas avoir moins de 50 mm d'épaisseur et doivent être posées ou fixées sur les boulins de telle manière qu'elles ne puissent basculer ou glisser; elles doivent être garanties contre le déplacement sous l'effet du vent.

Art. 22. — Le plancher de l'échafaudage doit être sans lacunes de manière que la chute de gros matériaux soit évitée. Les planches ne peuvent pas présenter, au delà des boulins, un porte-à-faux de plus de 20 cm.

Art. 23. — A chaque plancher d'échafaudage, situé à plus de 1 m 50 au-dessus du sol, doit être placée du côté intérieur le long des montants une planche d'au moins 20 cm de largeur, servant de plinthe de butée le long du plancher; à une hauteur de plus ou moins 1 m au-dessus du plancher doit être établi un solide garde-corps.

Art. 24. — Sous chaque plancher d'échafaudage, sur lequel on travaille et qui est placé à plus de 4 m au-dessus du niveau du sol, doit être placé, à une distance maximum de 2 m, un échafaudage de protection de même largeur que l'échafaudage. Le plancher de l'échafaudage de protection doit être sans lacunes; ses planches ne peuvent avoir moins de 30 mm d'épaisseur.

Art. 25. — Au-dessus d'une entrée et sur toute la longueur d'un parcours affecté à la circulation, l'échafaudage doit être pourvu d'une cloison de protection placée sous un angle de 45°. La cloison de protection doit faire saillie d'au moins 0,75 m, avoir au moins 2 cm d'épaisseur et être convenablement fixée ou soutenue. Cette cloison peut être omise lorsque le plancher le plus élevé de l'échafaudage se trouve à moins de 4 m au-dessus du terrain de la construction et que la plinthe de butée, mentionnée à l'article 23, est remplacée par une cloison d'au moins 0,50 m de hauteur.

Art. 26. — Les paliers doivent être solidement soutenus et leurs boulins garantis contre le déboitement (par exemple en y clouant une cale derrière les longerons); du côté extérieur, le palier doit être pourvu d'une plinthe de butée et d'un garde-corps, comme prescrit à l'article 23.

Art. 27. — S'il est fait usage d'un appareil de levage, l'échafaudage doit être convenablement renforcé à l'endroit où celui-ci est installé.

Art. 28. — Les échafaudages doivent rester entièrement montés jusqu'à achèvement de tous les travaux accessoires. Lorsqu'il n'est pas possible de se conformer à cette règle, des échafaudages spéciaux installés conformément aux présentes prescriptions doivent être montés en vue de l'exécution de ces travaux.

Art. 29. — Aucune pièce d'échafaudage, nécessaire pour assurer la solidité, ne peut être enlevée avant le démontage complet de celui-ci.

C. — Echafaudages en porte-à-faux.

Art. 30. — Les poutres porteuses des échafaudages en porte-à-faux doivent être en fer ou en bois parfaitement sain et sans défaut; elles doivent être étançonnées à l'intérieur du bâtiment, d'une manière donnant toute sécurité, ou reliées au poutrage et assurées contre tout glissement; elles doivent être d'une résistance suffisante pour supporter les plus lourdes charges à prévoir.

Art. 31. — Les échafaudages doivent être pourvus d'une plinthe de butée et d'un solide garde-corps placé à environ 1 m de hauteur. Le plancher doit être sans lacunes, les planches extrêmes doivent être fixées aux poutres porteuses.

D. — Echafaudages suspendus.

Art. 32. — Un échafaudage suspendu ne peut être utilisé que pour des travaux de peinture, de blanchissage ou de plafonnage ou pour des réparations de très courte durée, lorsque l'installation d'un échafaudage ordinaire n'est pas possible ou présente de grandes difficultés.

Art. 33. — Les parties constitutives doivent être fabriquées à l'aide de matériaux de bonne qualité, être intactes, suffisamment résistantes, et bien fixées.

Art. 34. — Le placement d'une plinthe de butée, ainsi que d'un garde-corps situé à environ 1 m au-dessus du plancher, est exigé.

Art. 35. — Les échafaudages intérieurs et extérieurs, les échafaudages suspendus et en porte-à-faux doivent être constitués et fixés d'une manière présentant une sécurité suffisante, eu égard à leurs dimensions et à leur destination.

Art. 36. — Les échelles, par lesquelles se fait le transport des matériaux, doivent être garanties contre le glissement et reliées aux montants d'échafaudage de manière à éviter des flèches exagérées. Il est interdit de fixer des pièces de liaison aux échelons. L'extrémité supérieure des échelles doit dépasser d'au moins 80 cm le plancher auxquelles elles donnent accès ou bien l'un des montants doit être prolongé jusqu'à cette hauteur par une latte solide clouée sur celui-ci.

Art. 37. — L'emploi d'échelles dont les échelons sont cloués et non introduits dans des encoches

est interdit. Les échelons manquants ne peuvent pas être remplacés par des lattes clouées. Les échelons fortement usés et brisés doivent être immédiatement renouvelés.

Art. 38. — Les échelles donnant accès à des étages séparés ne doivent pas, dès que la chose est possible, être placées verticalement l'une au-dessus de l'autre, en considération du danger de chute d'objets. Lorsque plus de trente personnes doivent monter sur un échafaudage, des échelles différentes doivent être affectées à la montée et à la descente.

Art. 39. — Au voisinage des échelles et des escaliers, les planchers et paliers doivent, autant que possible, être maintenus libres de matériaux.

Art. 40. — Les échelles et autre matériel d'ascension et d'échafaudage peuvent être enduits d'huile ou de vernis incolore, mais non peints.

E. — Bâtiments en construction.

Art. 41. — Lors de fouilles opérées au voisinage d'un bâtiment existant, le mur de ce bâtiment doit être suffisamment étayé, si la fouille est plus profonde que la fondation existante, ou si, pour une autre raison, il existe un danger pour le mur.

Art. 42. — Lorsqu'on travaille sur des poutrages nus, l'endroit où l'on effectue du travail ou celui où des ouvriers circulent doivent être, sur une largeur d'au moins 1 m, pourvus d'une couverture avec plinthe de butée et garde-corps placé à environ 1 m de hauteur.

Art. 43. — On ne peut commencer la pose d'un poutrage avant que le précédent ne soit ancré. Lorsqu'on procède à l'enlèvement d'éléments de construction qui contribuent à relier les parties d'un bâtiment existant, on doit veiller à ce que cette liaison subsiste d'une manière suffisante. Lorsqu'on déplace un poutrage à un niveau supérieur ou inférieur, les poutres ne doivent, si possible, être enlevées qu'à raison d'une sur deux, alternativement.

Art. 44. — Les ouvertures existant dans des parois, planchers et voûtes et au travers desquelles il y a danger de chute, doivent être convenablement protégées.

Art. 45. — Les caves, fosses et excavations analogues doivent être convenablement couvertes et clôturées.

Art. 46. — Les éléments des poutrages ainsi que des fermes, doivent rester reliés entre eux d'une manière suffisamment solide, jusqu'à ce que le plancher soit posé ou la couverture du toit terminée. On ne peut commencer la mise sous toit avant que le poutrage supérieur, situé à l'endroit où l'on travaille, ne soit complètement recouvert.

Art. 47. — Lors de la pose, du nettoyage ou du remplacement de vitrages dans les toits, verrières, etc., des mesures doivent être prises pour prévenir le danger de chute du personnel et celui de la chute de fragments de verre.

Art. 48. — Lors de l'exécution de travaux à des tours ou toits à pente raide, les ouvriers doivent, aux endroits où ces mesures ne constituent pas par elles-mêmes une cause de danger pour les ouvriers, être protégés contre la chute par une corde résistante et bien fixée, munie d'une ceinture de sûreté.

Art. 49. — Les manœuvres de levage de matériaux doivent être exécutées d'une manière donnant toutes garanties de sécurité, sous la conduite du chef de chantier ou d'un surveillant ou d'un contre-maître. Les câbles, chaînes et poulies doivent être intacts et suffisamment résistants. Le personnel ne peut ni circuler ni séjourner aux endroits où se font les manœuvres de levage.

Art. 50. — Les cintres et gabarits doivent être convenablement construits et posés et ne peuvent pas être enlevés prématurément.

F. — Travaux de terrassements.

Art. 51. — Les emplacements de chargement des wagonnets doivent être suffisamment larges. Lors des girations d'une grue, la benne doit être levée à une hauteur telle que des personnes ne puissent être atteintes.

Art. 52. — Lors du creusement de fosses ou de tranchées, les précautions nécessaires doivent être prises contre les éboulements. En aucun cas, le travail ne peut avoir lieu sous un massif sous-cavé.

Art. 53. — Les bords des parois des tranchées ne peuvent pas recevoir de charge sur une largeur de 0,50 m; est également exclue la charge créée par le sable extrait.

Art. 54. — Le remblayage au contact de murs récemment construits doit se faire de manière égale de part et d'autre.

Art. 55. — Les wagonnets basculants circulant librement sur voie inclinée doivent pouvoir être suffisamment freinés d'une manière sûre. Il n'est pas permis de sauter sur des wagonnets basculants ou d'en descendre pendant la marche.

G. — Démolition de bâtiments.

Art. 56. — Lors de la démolition de bâtiments, le renversement de murs, cheminées, colonnes, la rupture de voûtes et les travaux analogues ne peuvent se faire que sous la surveillance constante du directeur ou d'un surveillant qu'il désigne à cette fin, en observant toutes les mesures de précaution. Les éléments qui menacent de tomber doivent immédiatement être étayés ou abattus.

Art. 57. — Lorsque, par suite de la démolition d'un bâtiment, un ouvrage voisin risque de perdre son appui, ce dernier doit au préalable être étayé d'une manière convenable.

Art. 58. — On ne peut faciliter l'écroulement d'un mur en le sous-cavant ou en affaiblissant d'une autre manière son soutènement.

Art. 59. — La démolition doit se faire étage par étage, en commençant par le haut; lorsque cela paraît souhaitable, les escaliers et les cheminées peuvent être enlevés d'abord, à condition que chacune des ouvertures ainsi créées dans le plancher soit recouverte ou entourée d'un garde-corps de 1 m de hauteur.

Art. 60. — Les pierres et autres matériaux de démolition ne peuvent pas être accumulés aux étages.

Art. 61. — Lorsque des matériaux sont jetés sur le sol, des gardiens doivent, s'il y a lieu, être postés au sol pour donner les avertissements nécessaires.

Art. 62. — Pour laisser glisser vers le bas des tuiles, des pierres ou autres matériaux, on doit utiliser des cheminées ou couloirs dont les parois ont

au moins 25 cm de hauteur. A leur partie inférieure, la cheminée ou le couloir doivent être pourvus d'un dispositif prévenant les blessures des mains (par exemple, un sac ou morceau de jute ou de toile à voile).

Art. 63. — Dans les travaux de démolition, les ouvriers ne peuvent être mis au travail l'un au-dessus de l'autre, sauf si l'éventualité de la chute d'objets est exclue.

Art. 64. — Le bois de démolition doit immédiatement être débarrassé de ses clous et écarté du chantier.

N° 11.

Prescriptions concernant l'application de l'article 35, 1^{er} alinéa, du règlement minier de 1939.

Gabarit des voies ferrées établies dans les travaux superficiels des mines.

Sauf dispense de l'Inspecteur général des Mines, il doit être tenu compte, lors de la construction de bâtiments au voisinage des voies ferrées, du gabarit défini à l'article 4 du Règlement général de Service des Chemins de Fer. Les dimensions principales de ce gabarit sont : 4 m 80 de hauteur à partir de la tête du bourrelet du rail et 2 m de largeur comptée à partir de l'axe de la voie, sur une hauteur comprise entre 1 m 12 et 3 m 05 au-dessus de la tête du bourrelet du rail.

N° 12.

Prescriptions concernant l'application de l'article 35, 1^{er} alinéa, du règlement minier de 1939.

Frein mécanique sur les locomotives de manœuvre.

Les locomotives de manœuvre utilisées dans les travaux superficiels des mines doivent être pourvues d'un frein mécanique, lequel est ordinairement un frein à vapeur ou à air.

N° 13.

Prescriptions concernant l'application des articles 35 et 38, du règlement minier de 1939.

Fixation des câbles de treuils sur les tambours.

Art. 1. — Le câble des grand treuils doit être fixé sur le tambour en le faisant passer au travers d'une ouverture ménagée dans le tambour ou dans l'un de ses bords saillants en fer, tandis que le câble doit ensuite être solidement attaché à l'aide de dispositifs de serrage autour de l'axe ou au bord en fer.

Art. 2. — En ce qui concerne le câble de petits treuils, l'extrémité du câble doit être munie d'une frette, après avoir été au préalable passée dans

l'ouverture pratiquée dans le tambour en fer ou dans le bord de celui-ci.

Art. 3. — Tous les treuils servant au déplacement vertical des matériaux doivent être pourvus d'un frein automatique en état de retenir la charge la plus forte qui se présente lors du levage. Si le treuil est pourvu de plusieurs démultiplications, ce frein doit agir sur un tambour relié fixement à l'arbre principal, sauf si les roues de démultiplication sont calées et que l'axe du tambour ne puisse être débrayé.

Art. 4. — Les treuils servant au déplacement horizontal des matériaux doivent être munis d'un frein à bande.

N^o 14.

Prescriptions concernant l'application de l'article 38 du règlement minier de 1939.

Fil de fer utilisé pour la suspension des buses d'aéragé et des tuyaux.

Le fil de fer utilisé pour la suspension des buses d'aéragé et des tuyaux doit être disposé de manière qu'il ne présente pas de danger pour les passants; les bouts saillants doivent être repliés.

N^o 15.

Prescriptions concernant l'application de l'article 38 du règlement minier de 1939.

Sécurité des basses-tailles.

Sauf dans le cas où une voie de retraite est établie, une basse-taille, terme dans lequel il convient d'inclure la partie de taille située au-dessus de la voie de retour d'air, sur une longueur maximum de 20 m, doit avoir sa sécurité suffisamment assurée par remblayage à l'aide de pierres ou par le placement de supports éloignés l'un de l'autre de 2 m au maximum d'axe en axe.

Il ne peut être dérogé à cette règle qu'avec l'assentiment de l'Inspecteur général des Mines.

N^o 16.

Prescriptions concernant l'application de l'article 38 du règlement minier de 1939.

Convoyeurs à courroie dans les galeries de transport.

Art. 1. — Lorsque les poulies motrices de la machine motrice sont pourvues d'un revêtement présentant une résistance de frottement élevée, résistance qui ne disparaît pas en cas d'échauffement éventuel, la machine motrice doit, tant qu'elle est en marche, se trouver constamment sous la surveillance, soit d'une personne ayant vue sur la machine, soit d'une personne qui se trouve dans le courant d'air de la machine et qui, de l'endroit

où elle se trouve, peut immédiatement arrêter la machine.

Art. 2. — De part et d'autre de la machine motrice, sur une longueur totale de 4 m, le soutènement de la galerie doit être incombustible, sauf si la machine motrice possède un revêtement présentant une résistance de frottement élevée, résistance qui disparaît en cas d'échauffement éventuel; dans ce cas, le soutènement principal de la galerie doit être incombustible sur la distance précitée.

Art. 3. — Sauf si l'Inspecteur général des Mines en dispose autrement, une voie pour piétons doit être établie au voisinage de chaque courroie de transport.

N^o 17.

Prescriptions concernant l'application de l'article 38 du règlement minier de 1939.

Sécurité des ouvriers travaillant dans les tailles.

Art. 1. — Les parties en mouvement des installations motrices de couloirs oscillants, courroies de transport et autres moyens de transport doivent, là où cela est nécessaire, être convenablement garanties.

Art. 2. — Au voisinage immédiat de la vanne du moteur doit être occupé un ouvrier qui est en même temps chargé de la conduite du moteur.

Art. 3. — Les couloirs fixes, ainsi que les couloirs oscillants, doivent, le cas échéant, être pourvus de dispositifs de freinage qui limitent la vitesse des matériaux à transporter.

Art. 4. — Lors de l'exécution de travaux autres que le déhouillement et le remblayage dans des tailles à forte pente, dans lesquelles des objets glissant dans le couloir peuvent être une cause de danger, une protection suffisamment solide doit être établie, à quelques mètres en aval et en amont de l'endroit où l'on exécute ces travaux, afin de retenir les objets qui tomberaient dans le couloir.

N^o 18.

Prescriptions concernant l'application des articles 38 et 71, 2^{me} aliéna, du règlement minier de 1939.

Séparation des chemins de circulation ménagés dans les plans inclinés et descenderies.

Art. 1. — Lorsqu'on utilise des chemins de circulation ménagés dans des plans inclinés ou descenderies, les montants placés entre le chemin et les voies ferrées — montants qui, s'ils sont en bois, ne peuvent pas être espacés de plus de 1 m — doivent être pourvus de rails fixés par le patin, sur la face du montant dirigée vers la voie ferrée; ces rails doivent être placés de manière telle que le milieu du bourrelet du rail se trouve de 25 à 30 cm sous le bord supérieur de la caisse des waggonnets qui sont utilisés dans le plan incliné, tandis que la distance entre ce rail et la paroi latérale

du wagonnet placé sur la voie ferrée contiguë ne peut dépasser 15 cm.

Art. 2. — Si la direction de la mine désire

adopter d'autres dispositions que celle décrite ci-dessus, une autorisation préalable de l'Inspecteur général des Mines est requise à cette fin.

N° 19.

**Prescriptions concernant l'application
des articles 38 et 84
du règlement minier de 1939.**

Perforation des extrémités des conduites d'aérage.

En cas d'aérage aspirant, les conduites d'aérage doivent, aux endroits où la présence de grisou est à craindre, être perforées, du côté de l'aspiration, sur une partie d'une longueur de 1 m. 40. de telle manière que les ouvertures ainsi créées représen-

tent 40 % de la surface totale de celle de cette partie; en outre, on doit veiller à ce que, autant que possible, du côté de la sortie d'air, les conduites ne débouchent pas en des endroits où travaillent des ouvriers possédant des lampes à benzine allumées.

Contribution à l'étude du tassement dans les exploitations minières

par L. DEGHAYE

Directeur des Travaux au Siège d'Abhoos
de la S. A. des Charbonnages d'Abhoos et Bonne Foi Hareng, à Herstal.

Le but de la présente note est de fournir certaines indications sur le vide persistant dans d'anciennes exploitations, remblayées au moyen de terres provenant des bosseyements de voies en veine.

Il s'agit d'un gisement situé à faible profondeur sur le bord nord du Bassin de Liège. Les couches exploitées appartiennent à la base de la zone de Genck et à la zone de Beyne, c'est-à-dire à une portion du houiller où les terrains sont en général résistants et cohérents.

Exposé de la méthode employée pour mesurer le vide.

- 1) Entre deux plans de repère horizontaux, on évalue le volume de charbon et de terre enlevés par les travaux d'exploitation.
- 2) Entre les deux mêmes plans, on évalue le volume du vide existant encore plusieurs années après l'exploitation. Il s'agit de chantiers exploités entre les années 1862 et 1940. Cette mesure a pu se faire à la suite d'une montée des eaux dans les anciens travaux.

Les deux plans de repère sont situés respectivement aux profondeurs de 211,40 m et de

130,55 m, par rapport à l'orifice du puits d'Abhoos qui se trouve lui-même à la cote + 70,28 m.

Les mesures ont été effectuées au cours des mois de mai et de juin de 1940.

Remarque.

Cette façon d'opérer introduit une petite erreur par suite du rapprochement des deux plans de repère sous l'effet du tassement. Cette erreur est petite car la distance entre les repères est grande et l'épaisseur des stampes par rapport au charbon exploité est également grande dans l'intervalle (fig. 1, échelle stratigraphique).

La valeur trouvée par cette méthode donne donc une valeur trop faible du tassement.

Volume total de roches enlevées par les travaux d'exploitation.

- 1) Le volume du charbon enlevé entre les deux plans de repère est facile à déterminer. Il suffit de multiplier respectivement les surfaces déhouillées dans chacune des couches par leur ouverture moyenne.

Le tableau I résume ces données.

TABLEAU I.
VOLUME DU CHARBON EXTRAIT ENTRE LES DEUX PLANS DE REPÈRE

Nom des veines exploitées	Surface en hectares	Puissance moyenne	Volume en m ³	Coefficient relatif à chacune des veines en %
Grande Veine	7,58	0,80	60.640	4,03
Sept Poignées	15,62	0,55	85.910	5,72
Grande Veine Espérance laie supérieure	21,33	0,55	117.315	7,80
Grande Veine Espérance laie inférieure	12,91	0,70	90.370	6,01
Veine au Charbon	1,58	0,40	6.320	0,42
Grande Veine des Dames	53,70	0,80	429.600	28,51
Petite Veine des Dames	20,58	0,30	61.740	4,11
Grande Veine d'Oupeye	108,46	0,60	650.760	43,40
Total			1.502.655	100,—

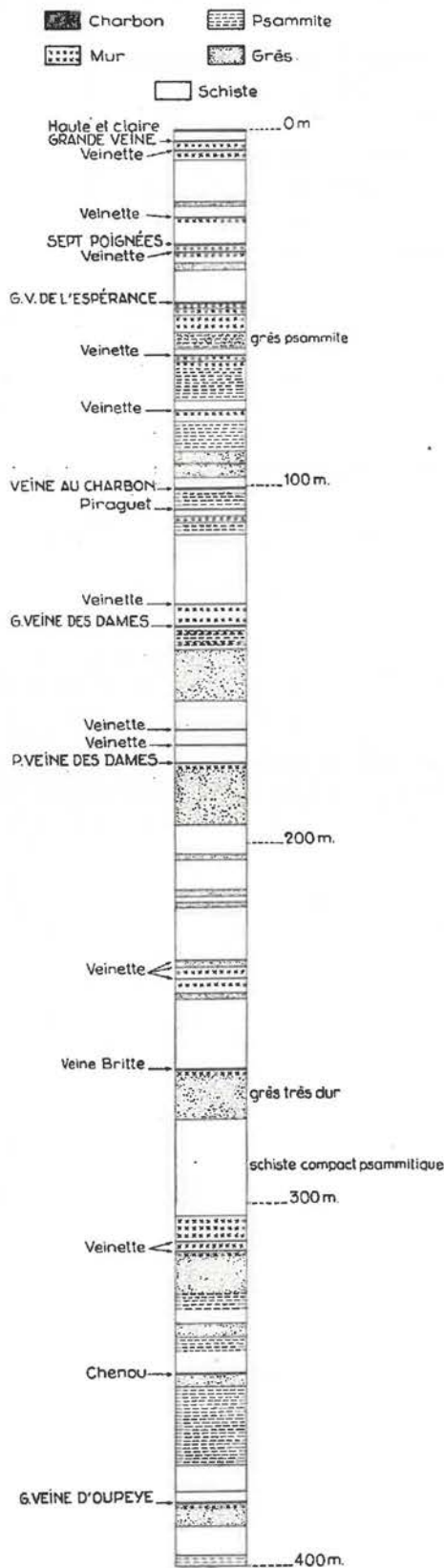


Fig. 1.

2) *Le volume des pierres remontées.*

Au volume de charbon extrait, il convient également d'ajouter le volume des pierres remontées.

Les pierres déplacées au fond lors du creusement des bosseyements et ayant servi à l'édification des remblais ne doivent pas intervenir dans le calcul.

Par des pesées et des mesures faites entre le 25-11-1934 et le 5-11-1937, on a déterminé que le volume des pierres extraites valait environ 17 % de celui du charbon.

A cet effet, on a d'abord recherché la densité moyenne des roches du houiller dans le gisement exploité.

On a prélevé des échantillons de mur, de schiste et de grès. On les a pesés, puis on a déterminé leur volume exact en les plongeant dans un récipient de volume parfaitement connu.

En mesurant le volume d'eau nécessaire au remplissage total du récipient, on obtient par différence le volume de l'échantillon et sa densité.

Le tableau II donne les résultats des mesures de densité.

TABLEAU II.

	Poids de l'échantillon en kg	Volume en dm ³	Densité
Mur	31.800	12,20	2,61
Schiste	32.000	12,08	2,65
Grès	34.300	12,72	2,69

En admettant que les pierres extraites soient constituées de 4/10 de mur, 5/10 de schiste et 1/10 de grès, la densité moyenne des roches remontées est de 2,64.

Au cours de la période de trois ans envisagée ci-dessus, les tonnages extraits s'élevaient respectivement à 334.739 tonnes de charbon et 109.215 t de pierres.

Connaissant les densités respectives des deux éléments, on peut facilement déterminer leur volume et les rapports de ces volumes.

Le tableau III résume ces résultats.

Le volume total extrait (charbon + pierre) entre les deux niveaux repères s'élève à :

$$1.502.655 \text{ m}^3 \times 1,17 = 1.758.106 \text{ m}^3$$

Calcul du vide existant après tassement.

Le volume exact des vides a pu être établi à la suite d'une montée des eaux d'exhaure entre les deux niveaux repères (211,40 m et 130,55 m), distants de 80,85 m, au cours d'une période qui a duré 39 jours 1/2.

L'exhaure fut interrompue pendant 1 mois 1/2 à la déclaration de guerre, en mai 1940. Avant l'arrêt des pompes, la venue journalière moyenne était de 23.930 m³ (1).

(1) La venue d'eau ayant gardé la même valeur après l'inondation, on peut admettre qu'elle est restée sensiblement constante pendant la période considérée.

TABLEAU III.

	Poids en tonnes	Densité	Volumes en m ³	Rapport
Charbons	334.739	1,35	247.955	100
Pierres	109.215	2,64	41.569	17

Le volume d'eau qui a trouvé place dans les anciens travaux est de :

$$23.930 \text{ m}^3 \times 39,5 = 945.235 \text{ m}^3$$

Connaissant ce volume, on établit aisément le coefficient de vide :

$$\frac{945.235}{1.758.106} = 0,538$$

Le coefficient de tassement.

Il est égal à 1 moins le coefficient de vide :

$$1 - 0,538 = 0,462.$$

Si pour établir ce coefficient, on veut éliminer l'influence des grandes excavations creusées entre les plans repères (c'est-à-dire des accrochages, des bacnures, salles de machines, écuries, etc.), en dehors de la période du 25-11-1934 au 5-11-1937, on

doit soustraire 23.050 m³ du volume total occupé par les eaux, 945.235 m³.

Le coefficient de tassement devient alors 0,475.

La valeur trouvée est un minimum, car une partie de l'eau a pu remplir les vides de roches poreuses.

Comme les galeries creusées dans ces terrains à faible profondeur conservent bien leur section, le tassement réel des zones remblayées est encore supérieur à celui obtenu par les résultats des mesures.

Conclusions.

Dans cette partie de l'échelle stratigraphique du terrain houiller, le tassement est relativement petit même après de nombreuses années, dans des exploitations situées à faible profondeur. Il reste de très grands vides dans les anciens travaux, vraisemblablement à cause de la faible charge et de la cohésion des roches dans la stampe envisagée.

Bibliographie

LE SOUTÈNEMENT DES GRANDES EXCAVATIONS SOUTERRAINES (Der Ausbau grosser Räume unter Tage), par F. DOHMEN, professeur à l'École technique supérieure Rhin-Westphalie, à Aix-la-Chapelle. - Verlag Glückauf, Essen. - Ruhr.

Sous le terme « grandes excavations », l'auteur ne considère pas uniquement les accrochages, les salles de pompe, les sous-stations électriques, mais il étudie également le soutènement des voies principales, des bifurcations et des croisements.

L'ouvrage très important constitue une documentation pratique à l'usage des exploitants. On peut y trouver toutes les indications nécessaires à la réalisation d'un soutènement déterminé. L'ouvrage est divisé en trois parties.

Dans la première, l'auteur classe les différents types de soutènement des galeries et des points spéciaux en trois catégories : les soutènements rigide, coulissant et articulé. Il donne des exemples de soutènement à la fois coulissant et articulé.

Dans un second chapitre, il étudie la forme de la section des galeries : trapézoïdale, ogivale, circulaire, polygonale, elliptique, etc., et leurs possibilités de déformation.

Dans un troisième chapitre, il passe en revue tous les matériaux qui entrent dans le soutènement des galeries et des grandes excavations : le bois, l'acier, les pierres de construction, la maçonnerie, les bétons damés et armés, les mortiers, etc.

De très nombreux tableaux donnent les caractéristiques des profils des cadres métalliques ainsi que les qualités des aciers employés, les compositions et les résistances des bétons, des maçonneries, les propriétés des pierres de construction, etc.

L'ouvrage ne comporte aucune étude théorique sur les pressions de terrains, les contraintes et la résistance des matériaux.

Dans la deuxième partie, l'auteur décrit plusieurs exemples de grandes excavations, les formes adoptées et les matériaux utilisés. De très belles photographies montrent le travail achevé et font voir immédiatement l'aspect et l'esthétique de la construction.

La troisième partie est principalement consacrée à l'examen des prix de revient et des rendements obtenus. L'auteur compare, au point de vue économique, des réalisations diverses d'un même travail.

Le livre est précédé d'une classification décimale très poussée qui facilite sa consultation et son utilisation et qui fait bien comprendre la division adoptée dans l'exposé des matières ; il est suivi d'une bibliographie très complète (six pages).

Ce livre contient 360 pages de texte avec 132 figures et 84 tableaux dont 8 en annexe. Il coûte 38 DM avec reliure en toile.

P. S.

INITIATION A L'EXPLOITATION DES MINES, par le Dr Alfred GRUMBRECHT (†), Essen. - Einführung in den Bergbau. - Verlag Glückauf 1949.

Le Dr Grumbrecht fut pendant plus de vingt ans directeur de l'Institut pour l'exploitation des mines et la préparation des minerais à Clausthal. Il mourut peu de temps avant la parution du présent ouvrage et c'est son fils, l'ingénieur des mines Kurt Grumbrecht, d'Essen, qui en a surveillé l'impression.

Comme l'auteur le dit dans la préface, ce livre n'est pas un traité d'exploitation des mines mais plutôt un livre d'initiation. Il est principalement destiné aux lecteurs qui veulent prendre contact avec la mine, comme par exemple les étudiants qui entreprennent les études d'ingénieur des mines et les personnes qui, exerçant une profession différente, s'y intéressent à des titres divers.

Ils y trouveront un résumé des connaissances fondamentales d'exploitation, une vue d'ensemble des activités du mineur et les caractéristiques des exploitations des différents minéraux.

La première partie de l'ouvrage sert d'introduction et comporte cinq chapitres. L'auteur y expose l'origine et la signification des exploitations minières et ce qu'il faut entendre par « l'art des mines » ; il donne des éléments de géologie des gisements (leurs formations et leurs particularités) et des notions de tectonique ; il indique les moyens habituellement employés pour représenter les travaux miniers.

Un glossaire de quatre pages donne les définitions de cent vingt-cinq termes spécifiquement miniers dont l'auteur a jugé l'emploi indispensable malgré son souci de s'adresser à des profanes.

La deuxième partie comporte l'exécution technique des travaux miniers, communs à toutes les branches de

l'exploitation. C'est en quelque sorte un cours d'exploitation.

Dans le premier chapitre, l'auteur donne un aperçu sur la recherche des gîtes. Il développe spécialement la technique des sondages profonds et expose succinctement les nouvelles méthodes géophysiques de prospection (magnétique, gravimétrique, sismique et le carottage électrique).

Dans le deuxième chapitre, il traite successivement de l'aménagement du gîte et des traçages; des méthodes d'exploitation et des procédés de remblayage; de l'abatage mécanique et à l'explosif (à ce sujet, l'auteur décrit quelques machines modernes — haveuse, rabot sur convoyeur blindé — et donne la composition des principaux explosifs employés dans les mines); du soutènement des galeries et des puits; des engins de chargement et de transport; de l'aérage; du grisou; des poussières; de l'éclairage; de l'exhaure; des accidents et des prescriptions relatives à la sécurité minière.

Le troisième chapitre est spécialement consacré aux exploitations à ciel ouvert et à leur outillage. L'auteur donne de bonnes photographies des excavateurs, pelles draglines, ponts transbordeurs, etc. Il expose les procédés utilisés pour enlever les terrains de recouvrement et les évacuer.

Les matières qui ne peuvent être enlevées par de simples excavatrices sont abattues à l'explosif suivant des méthodes particulières.

Dans la troisième partie de l'ouvrage, le Dr Grumbrecht passe en revue les différents minéraux et donne des renseignements géologiques et économiques sur les principaux gisements dans le monde. Il examine successivement les minerais de fer, les mines métalliques (Cu, Pb, Zn, Sn), les métaux servant à la fabrication des aciers spéciaux (Mn, Ni, Cr, Co, W, Mo, Va, Ti), les métaux nobles (Pt, Au, Ag, Hg), la houille et le lignite, le sel, le pétrole, les minéraux spéciaux tels que la barytine, le spath fluor, la bauxite, la magnésie, la dolomie, le graphite, les ardoises, les schistes bitumineux et la tourbe.

Pour chacun des minéraux, l'auteur donne le mode de gisement, les méthodes d'exploitation, les réserves et la production annuelle. De nombreuses cartes présentent les emplacements des gisements.

Le livre se termine par un index alphabétique des matières et un index alphabétique des pays, où les minéraux propres à chacun sont mentionnés.

L'ouvrage imprimé sur bon papier est facile à consulter. Il comprend 340 pages, 100 figures et 10 tableaux. Cartonné toile, il coûte 20,80 DM.

P. S.

Communications

CONFÉRENCE INTERNATIONALE SUR LES PRESSIONS DE TERRAINS ET LE SOUTÈ- NEMENT DANS LES CHANTIERS D'EXPLOITATION, A LIEGE (Belgique), du 24 au 28 avril 1951.

L'Institut National de l'Industrie Charbonnière (Inichar) organise en avril 1951, à Liège (Belgique), une Conférence Internationale sur les pressions de terrains et le soutènement.

L'objet de la conférence est limité au chantier d'exploitation, c'est-à-dire à la taille et aux voies d'accès, qui ont été, jusqu'à présent, moins étudiées que les puits et grandes galeries.

Le texte des communications doit être envoyé à Inichar, Liège (Belgique), boulevard Frère Orban, n° 7, avant le 1^{er} janvier 1951.

Elles seront reproduites dans les trois langues, allemand, anglais et français, par les soins d'Inichar et adressées aux participants avant la conférence.

La conférence aura lieu à Liège, du mardi 24 au samedi 28 avril 1951. Une journée de visites sera organisée le samedi dans le Bassin de Campine, comme suite aux travaux théoriques.

Une importante exposition de matériel minier en provenance de divers pays se tiendra dans l'enceinte de la Foire Internationale de Liège, pendant la durée de la conférence; deux demi-journées de visites y sont prévues.

Le prix de l'inscription au Congrès, comportant le coût des publications, l'entrée à l'exposition et la participation aux diverses manifestations, est de 350 fr. belges.

Inichar prie les futurs congressistes d'envoyer au plus tôt leur adhésion à Liège, boulevard Frère Orban, n° 7.

ENSEIGNEMENT TECHNIQUE ET APPREN- TISSAGE.

Le Comité National de Perfectionnement Professionnel, dépendant du Ministère des Affaires Economiques et des Classes Moyennes, nous communique ce qui suit :

Dans l'état présent des affaires et de leurs exigences sans cesse croissantes, il importe de promouvoir l'instruction de toutes les personnes exerçant des fonctions artisanales, commerciales et industrielles. Les instances officielles s'en préoccupent activement et c'est pourquoi

elles se sont intéressées à la création d'une Ecole par correspondance, bilingue, dénommée « Centrindus » ou « Centre de Perfectionnement pour Chefs d'entreprises appartenant au petit et au moyen commerce, à l'artisanat et à la petite industrie ».

Cet Institut a pour objet de donner à tous les artisans, commerçants et industriels un enseignement spécial, adéquat, que chacun d'eux doit avoir le souci, sinon le devoir, d'acquiescer dans son propre intérêt.

« Centrindus » est reconnu par le Ministère des Affaires économiques et des Classes moyennes et est favorisé d'un Comité de patronage composé de nombreuses personnalités. Sa direction a été confiée à M. Jules Baude, directeur général du Centre national d'Etudes Supérieures.

Les cours commencent le 1^{er} septembre 1950. On peut s'y inscrire à toute époque de l'année.

Toute documentation est à la disposition de quiconque au siège de « Centrindus », 47, rue du Houblon, à Bruxelles, où tous renseignements et notices peuvent être obtenus immédiatement. (Tél. 12.62.73).

JOURNEES INTERNATIONALES DE L'ANALYSE ET DES ESSAIS.

Paris 20-24 novembre 1950.

Des Journées Internationales de l'Analyse et des Essais se tiendront à Paris, du 20 au 24 novembre 1950, à la Maison de la Chimie.

Elles sont organisées par la Société de Chimie Industrielle avec le concours du Groupement Technique de l'Analyse et des Essais.

Les conférences plénières, données par d'éminentes personnalités de diverses nationalités, feront le point de différentes techniques.

Des exposés généraux permettront, à l'intérieur de chaque section, de dégager les nouvelles tendances.

Enfin, des communications apporteront des précisions originales sur des points particuliers.

Les travaux de ces Journées seront répartis dans les cinq sections suivantes :

- Appareillage de laboratoire.
- Techniques physico-chimiques.
- Analyse chimique minérale.
- Analyse chimique organique.
- Analyse biochimique et hygiène.

Une Exposition générale de Matériel de Laboratoire et d'Appareils de Contrôle industriel complétera ces Journées du 18 au 24 novembre.

Les plus récents appareils construits dans le monde entier y seront présentés.

Tous renseignements peuvent être obtenus à la Société de Chimie Industrielle, 28, rue Saint-Dominique, Paris VII^{me}. Tél. Inv. 10-73.

XXIII^{me} CONGRES DE CHIMIE INDUSTRIELLE Milan, 17-23 septembre 1950.

Le XXIII^{me} Congrès de Chimie industrielle, organisé par la Société de Chimie industrielle, aura lieu, à Milan, du 17 au 23 septembre 1950.

Ce Congrès se tiendra en corrélation avec le VI^o Congresso Nazionale di Chimica Italiana et comprendra vingt-deux sections de travail :

1. Chimie agricole.
2. Chimie analytique.
3. Chimie biologique.
4. Chimie pharmaceutique.
5. Chimie physique.
6. Chimie générale.
7. Chimie inorganique.
8. Chimie métallurgique.
9. Chimie organique.
10. Chimie thérapeutique.
11. Chimie des aliments.
12. Chimie des combustibles.
13. Chimie des fermentations.
14. Chimie des fibres textiles et des matières plastiques.
15. Chimie des ciments, de la céramique et du verre.
16. Chimie des produits antiparasitaires et des désinfectants.
17. Chimie des matières colorantes.
18. Chimie des matières grasses et dérivés.
19. Chimie des explosifs.
20. Chimie des essences et parfums.
21. Technologie chimique.
22. Substances radioactives.

Quatorze grandes conférences seront données : sept par des conférenciers italiens et sept par des conférenciers de diverses nationalités.

Plus d'une centaine de communications seront présentées dans les sections.

Conformément à la tradition, des visites d'usines et de laboratoires compléteront les travaux. D'autre part, après le Congrès, des excursions sont prévues pour Venise et Rome en particulier.

Tous renseignements peuvent être demandés au Secrétariat de la Société de Chimie Industrielle, 28, rue Saint-Dominique, Paris VII^{me}. Tél. Inv. 10-73.

INSTITUT BELGE DE NORMALISATION

L'Institut Belge de Normalisation vient de publier la norme belge suivante :

NBN 123 — Vitesses de rotation des broches de machines-outils.

Cette norme belge a été établie en vue d'unifier, suivant des valeurs convenablement graduées, les vitesses de coupe des machines-outils. Il a été fait choix à cet effet d'un échelonnement suivant des séries géométriques de nombres normaux.

Quatre tableaux sont relatifs respectivement aux valeurs nominales des vitesses de rotation des broches, aux tolérances, au contrôle des vitesses de rotation et enfin aux rapports possibles entre les vitesses extrêmes d'une boîte dont les vitesses sont échelonnées en nombres normaux.

La brochure est complétée par une note explicative.

Cette norme belge peut être obtenue au prix de 20 fr., franco de port, contre paiement préalable au crédit du compte postal n^o 633.10 de l'Institut Belge de Normalisation. Il suffit d'indiquer sur le talon du bulletin de virement ou de versement la mention : « NBN 123 ».

L'Institut Belge de Normalisation vient de publier la première édition de la norme belge :

NBN 141 — Pointes de tours.

Cette norme est relative aux dimensions nominales des pointes de tours avec cônes Morse n^{os} 0 à 6 et avec cônes métriques 4, 6, 80 et 100.

Ces dimensions sont données sous la forme d'un tableau, l'angle de pointe considéré étant de 60°.

Cette norme belge peut être obtenue au prix de 10 fr., franco de port, contre paiement préalable au crédit du compte postal n^o 633.10 de l'Institut Belge de Normalisation. Il suffit d'indiquer sur le talon du bulletin de virement ou de versement la mention : « NBN 141 ».

L'Institut Belge de Normalisation vient de soumettre à l'enquête publique le projet de norme belge :

NBN 232 — Chauffage central, ventilation et conditionnement d'air. Représentation et teintes conventionnelles des appareils et des tuyauteries sur les dessins.

Ce projet constitue un premier résultat de l'étude en cours, des règles dont l'observation assurera une conception et une exécution rationnelles des installations de chauffage central, de ventilation et de conditionnement d'air.

Il contient un ensemble de symboles fondamentaux pouvant, si l'on désire préciser le mode de commande des appareils, être complétés par des signes additionnels de commande. Lorsque les installations sont complexes, ces symboles peuvent être teints en utilisant les teintes renseignées à la fin du projet.

Ce projet peut être obtenu au prix de 25 fr., franco de port, contre paiement préalable au crédit du compte

postal n° 633.10 de l'Institut Belge de Normalisation. il suffit d'indiquer sur le talon du bulletin de virement ou de versement la mention : « Projet NBN 232 ».

Les observations et suggestions seront reçues avec empressement jusqu'à la date de clôture fixée au 31 octobre 1950. On est prié de les adresser en double exemplaire, si possible, à l'Institut Belge de Normalisation, Service des Enquêtes, 29, avenue de la Brabançonne, Bruxelles 4.

NBN 244 — Documentation. Manchette bibliographique des périodiques.

Le rapport qui a servi de base à la rédaction du projet a été rédigé par l'Association Belge de Documentation, qui, en application de l'art. 2 des statuts de l'IBN, étudie, à la décharge de ce dernier, des problèmes relatifs au domaine de la documentation.

Le projet tient compte de l'état de la question après la dernière conférence du Comité Technique compétent de l'Organisation Internationale de Normalisation (ISOC/TC 46) qui s'est tenue à Ascona (Suisse) en avril 1950.

Le document traite des diverses indications nécessaires à la manchette bibliographique de la page couverture des fascicules d'un périodique, dans le but de faciliter les citations bibliographiques et le classement des revues.

Ce projet peut être obtenu au prix de 5 fr., franco de port, contre paiement préalable au crédit du compte postal n° 633.10 de l'Institut Belge de Normalisation. Il suffit d'indiquer sur le talon du bulletin de virement ou de versement la mention : « Projet NBN 244 ».

Les observations et suggestions seront reçues avec empressement jusqu'à la date de clôture fixée au 15 novembre 1950. On est prié de les adresser en double exemplaire, si possible, à l'Institut Belge de Normalisation, Service des Enquêtes, avenue de la Brabançonne, 29, Bruxelles 4.

L'Institut Belge de Normalisation vient de publier la première édition des normes belges suivantes relatives aux produits sidérurgiques :

- NBN 151 — Traitements thermiques et traitements chimiques des aciers;
- NBN 152 — Barres et profilés laminés en acier d'usage courant pour charpentes et constructions rivées ou soudées;
- NBN 153 — Grandes plats en acier d'usage courant pour charpentes et constructions rivées ou soudées;
- NBN 154 — Tôles en acier d'usage courant pour charpentes et constructions rivées ou soudées;
- NBN 205 — Tôles en acier au carbone pour chaudières et appareils soumis à pression.

La norme NBN 151 précise la terminologie, la définition et l'interprétation des divers traitements auxquels les aciers peuvent être soumis. Elle donne

également les symboles par lesquels peuvent être désignés certains traitements.

Les normes NBN 152, 153, 154 et 205 comprennent : des généralités, des normes de qualité, une norme de qualité complémentaire pour les aciers destinés à être soudés à l'arc électrique et des feuilles de tolérances.

Ces normes peuvent être obtenues respectivement aux prix de 10, 70, 35, 75 et 30 fr., contre paiement préalable au crédit du compte postal n° 633.10 de l'Institut Belge de Normalisation. Il suffit d'indiquer sur le bulletin de virement ou de versement la mention : « NBN 151 », « NBN 152 », « NBN 153 », « NBN 154 » ou « NBN 205 ».

BELGISCH INSTITUUT VOOR NORMALISATIE

Het Belgisch Instituut voor Normalisatie heeft zopas de volgende Belgische norm gepubliceerd :

NBN 123 — Omwentelingssnelheden van de spullen van werktuigmachines.

Deze Belgische norm werd opgesteld ten einde de snijsnelheden van werktuigmachines te unificeren volgens behoorlijk geïnduceerde waarden. Te dien einde werd een trapsgewijze indeling gekozen volgens geometrische reeksen normale getallen.

In vier tabellen worden respectievelijk behandeld : de nominale waarden der omwentelingssnelheden van de spullen, de toleranties, de controle van de omwentelingssnelheden, en ten slotte de mogelijke verhoudingen tussen de uiterste snelheden van een snelheidsdoss waarvan de snelheden trapsgewijze volgens de normale getallen opgesteld zijn.

De brochure is aangevuld met een verklarende nota.

Deze Belgische norm kan bekomen worden aan de prijs van 20 fr., portvrij, tegen voorafgaande betaling op het credet van de postrekening n° 633.10 van het Belgisch Instituut voor Normalisatie. Op het strookje van het stortings- of overschrijvingsbulletin moet enkel vermeld worden : « NBN 123 ».

Het Belgisch Instituut voor Normalisatie heeft zopas de eerste uitgave gepubliceerd van de Belgische norm : **NBN 141** — Draaibankcenters.

Deze norm betreft de nominale afmetingen der draaibankcenters met Morseconussen n° 0 tot 6 en met metrische conussen 6, 6 80 en 100.

Deze afmetingen worden gegeven onder vorm van een tabel, waarbij de beschouwde centerhoek 60° bedraagt.

Deze Belgische norm kan bekomen worden aan de prijs van 10 fr., portvrij, tegen voorafgaande betaling op het credet van de postrekening n° 633.10 van het Belgisch Instituut voor Normalisatie. Op het strookje van het stortings- of overschrijvingsbulletin moet enkel vermeld worden : « NBN 141 ».

Het Belgisch Instituut voor Normalisatie heeft zopas het volgend ontwerp van Belgische norm ter critiek gepubliceerd :

NBN 232 — Centrale verwarming, ventilatie en klimaatregeling. Conventionele voorstelling en kleuren der pijpleidingen en toebehoren op de tekeningen.

Dit ontwerp vormt een eerste uitleg van de lopende studie der regels, wier inachtneming een rationele conceptie en uitvoering zal verzekeren van de centrale verwarmings-, ventilatie- en klimaatregelingsinstallaties.

Het bevat een stel grondsymbolen die kunnen aangevuld worden met bijkomende bedieningstekens, indien men de bedieningswijze der toestellen wenst te preciseren. Bij ingewikkelde installaties mogen deze symbolen gekleurd worden met de op het einde van het ontwerp aangeduide kleuren.

Dit ontwerp kan bekomen worden aan de prijs van 25 fr., portvrij, tegen voorafgaande betaling op het credet van de postrekening n^o 633.10 van het Belgisch Instituut voor Normalisatie. Op het strookje van het stortings- of overschrijvingsbulletin moet enkel vermeld worden : « Ontwerp NBN 232 ».

De opmerkingen en suggesties zullen volgaarne ontvangen worden, tot op de datum van de sluiting van het onderzoek, vastgesteld op 31 October 1950. Men wordt verzocht ze, zo mogelijk in dubbel exemplaar, te adresseren aan het Belgisch Instituut voor Normalisatie, Dienst der Onderzoeken, Brabançonnellaan, 29, Brussel 4.

NBN 244 — Documentatie. Titelvoet der tijdschriften.

Het verslag dat ten grondslag ligt van het ontwerp, werd opgesteld door de Belgische Vereniging voor Documentatie. Deze bestudeert problemen betreffende de documentatie, ter ontlasting van het BIN, in toepassing van artikel 2 der statuten van dit laatste.

Het ontwerp houdt rekening met de toestand waarin het vraagstuk zich bevindt na de laatste vergadering van het bevoegd Technisch Comité van de « Organisation Internationale de Normalisation » (ISOC/TC 46) die doorging te Ascona (Zwitserland) in April 1950.

Het document behandelt de onderscheiden aanduidingen nodig voor de titelvoet van de omslagbladzijde der tijdschriften, met het oog op het vergemakkelijken der literatuur-aanhalingen en het classeren der tijdschriften.

Dit ontwerp kan bekomen worden aan de prijs van 5 fr., portvrij, tegen voorafgaande betaling op het credet van de postrekening n^o 633.10 van het Belgisch Instituut voor Normalisatie. Op het strookje van het stortings- of overschrijvingsbulletin moet enkel vermeld worden : « Ontwerp 244 ».

De opmerkingen en suggesties zullen volgaarne ontvangen worden tot op de datum van de sluiting van het onderzoek, vastgesteld op 15 November 1950. Men wordt verzocht ze, zo mogelijk in dubbel exemplaar, te adresseren aan het Belgisch Instituut voor Normalisatie, Dienst der Onderzoeken, Brabançonnellaan, 29, Brussel 4.

Het Belgisch Instituut voor Normalisatie heeft zopas de eerste uitgave der volgende Belgische normen gepubliceerd betreffende de ijzer- en staalproducten :

NBN 151 — Warmtebehandelingen en chemische behandelingen van het staal;

NBN 152 — Gewalst staaf- en profielstaal in courant gebruikte staalsoorten bij geklonken of gelaste constructies;

NBN 153 — Strippen in courant gebruikte staalsoorten bij geklonken of gelaste constructies;

NBN 154 — Plaatstaal in courant gebruikte staalsoorten bij geklonken of gelaste constructies;

NBN 205 — Koolstofplaatstaal voor stoomketels en toestellen onder druk.

In norm NBN 151 worden gepreciseerd : de terminologie, de bepaling en de verklaring der diverse behandelingen waaraan het staal kan onderworpen worden. Tevens worden de symbolen aangeduid waardoor sommige behandelingen kunnen worden aangeduid.

De normen NBN 152, 153, 154 en 205 omvatten : algemeenheden, kwaliteitsnormen, een aanvullende kwaliteitsnorm voor met de elektrische vlamboog gelaste constructies, en tolerantiebladen.

Deze normen kunnen respectievelijk bekomen worden aan de prijs van 10, 70, 35, 75 en 30 fr., tegen voorafgaande betaling op het credet van de postrekening n^o 633.10 van het Belgisch Instituut voor Normalisatie. Op het strookje van het stortings- of overschrijvingsbulletin moet enkel vermeld worden : « NBN 151 », « NBN 152 », « NBN 153 », « NBN 154 » of « NBN 205 ».