

Annales des Mines

DE BELGIQUE



Annalen der Mijnen

VAN BELGIE

P 1273



**INSTITUT NATIONAL DE
L'INDUSTRIE CHARBONNIÈRE**

1er NOVEMBRE 1950.

**NATIONAAL INSTITUUT VOOR
DE STEENKOLENMIJNEN**

1 NOVEMBER 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 Aciéries 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 Aciéries 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 Faculteit 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 Steenkolenindustrie, 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. DEMBURE 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 — 6^e livraison

Ministerie van Economische Zaken
en Middenstand

ANNALEN
DER MIJNEN

VAN BELGIE

JAAR 1950
Boekdeel XLIX — 6^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 672

INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

INICHAR. — L'exposition de matériel minier à Essen du 13 au 24 septembre 1950 674

INSTITUT NATIONAL DES MINES

Annexes au rapport sur les travaux de 1949 :

M. VANPEE et F. GRARD. — Annexe I. - Recherches sur les propriétés des radicaux intervenant dans la combustion du méthane 701
M. VANPEE. — Annexe II. - Recherches sur la combustion du méthane 710

MEMOIRES

J. MARTENS. — L'économie charbonnière belge au cours des vingt dernières années (fin) 715
R. LEFEVRE. — Considérations sur le couplage des ventilateurs de mines 746
P. STASSEN et A. DELMER. — Ebauche d'une carte du réseau hydrographique en Campine au temps de la formation d'une couche de houille 777

NOTES DIVERSES

J. DELHAYE. — Alimentation d'un réseau d'eau sous pression dans les travaux souterrains du Charbonnage Helchteren-Zolder 784
W. GOLLMER. — Utilisation des déchets de lavoirs. - Traduction par L. D. 787
H. FRESON. — La réglementation minière aux Pays-Bas (suite) 795

COMMUNICATIONS 805

TABLES

Table alphabétique des auteurs 807
Table générale des matières 810

EDITION - ABONNEMENTS - PUBLICITE - UITGEVERIJ - ABONNEMENTEN - ADVERTENTIEN
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 (kg.)		
Mons.	409.520	641.580	3.194	15.871	6.766	22.637	4.951	984	685	25,9	82,9
Centre	291.420	347.010	2.099	11.551	5.198	16.749	5.444	977	688	25,5	86,1
Charleroi	584.440	512.990	4.562	21.480	10.853	32.333	5.005	1.041	685	25,6	86,1
Liège	399.900	115.990	2.890	17.442	7.560	25.002	5.379	874	606	25,7	83,3
Campine.	671.780	401.370	4.182	21.286	10.262	31.548	6.249	1.220	819	25,7	81,8
Le Royaume . . .	2.357.060	2.018.940	16.927	87.630	40.639	128.269	5.420	1.032	700	25,7	83,9
1950 Août	2.025.020	2.435.050	16.657	86.060	39.603	125.663	5.308	1.009	680	22,9	73,3
Juillet	1.621.150	2.609.780	16.244	84.305	39.138	123.443	5.424	1.061	662	18,4	60,7
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	138.870	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	680	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
1948 moy. mensuelle	2.223.242	836.890 ⁽²⁾	19.532	102.199	44.165	145.364	4.667	873	606	24,4	85,88
1947 moy. mensuelle	2.032.509	347.040 ⁽²⁾	18.227	95.072	43.698	137.770	4.553	858	577	24,5	84,4
1946 » »	1.898.242	311.420 ⁽²⁾	18.279	93.001	39.855	132.856	4.221	816	565	24,6	84,38
1945 » »	1.369.834	300.690 ⁽²⁾	12.008	64.194	35.961	100.155	4.742	847	526	23,7	83,68
1938 » »	2.465.417	2.227.260 ⁽²⁾	18.739	91.945	39.296	131.241	3.443	1.085	753	24,2	—
1913 » »	1.903.466	955.890 ⁽²⁾	24.844	105.921	40.163	146.084	3.160	731	—	24,1	—
Semaine du 23 au 29 octobre 1950	567.117	—	17.450	99.097	40.921	131.018	5.417	1.037	709	6	86,0

(1) Moyenne de tous les jours d'extraction du mois. — (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

SEPTEMBRE 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	168.500	216.070	2.910	218.980	1.246	—	—	—	—	—
Liège.	99.440	125.840	2.890	128.730	842	—	—	—	—	—
Autres Provinces	122.540	152.340	12.480	164.820	2.199	—	—	—	—	—
Le Royaume . . .	390.560	494.250	18.280	512.530	4.287	219.700	280.030	7.510	287.540	1.804
1950 Août	343.210	421.260	34.350	455.610	4.272	197.200	244.650	16.080	260.730	1.781
Juillet	300.280	370.950	26.030	396.980	4.279	161.690	199.780	11.840	211.620	1.789
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	332.280	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
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	2.060
1913 » »	293.533	233.853	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 (1) (Acier) (2)		III. PRODUITS FINIS (2)			
					Fonte	Acier (4)	Pour reلامي- neurs	Autres	Acier moulé	Acier		Fer
Hainaut . . .	—	—	—	17	152.690	159.940	15.970	2.380	2.270	143.160	590	(1) Quinesont pas traités ultérieurement dans les usines qui les ont produits (subdivision de la rubrique PRODUITS FINIS).
Liège . . .	—	—	—	15	113.910	143.080	15.790	1.940	230	102.890	—	
Autres provinces	—	—	—	4	66.520	61.160	3.640	2.060	1.750	42.050	2.660	
Le Royaume . .	110.020	101.200	532	41	333.120	364.180	35.400	6.380	4.250	288.100	3.250	(2) In tonnes.
1950 Août . . .	71.980	66.120	511	38	268.780	262.040	32.470	2.400	3.640	220.000	2.480	(3) Hauts fourneaux en activité en décembre.
Juillet . . .	47.780	43.800	487	33	219.560	212.200	29.580	8.570	2.190	154.980	1.370	
Juin . . .	58.520	53.770	443	36	294.860	296.880	44.750	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	(4) Non compris les pièces moulées.
Avril . . .	65.470	59.990	463	38	285.080	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	38.930	10.840	3.540	210.050	2.740	(5) Donnés dé finitives. annulant les chiffres parus dans la 2 ^e livraison 1950.
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	31.030	11.860	4.450	204.680	2.320	(4) Non compris les pièces moulées.
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	
1948 moy. mens.	82.399	74.513	590	48(3)	328.544	320.753	—	—	5.641	266.725	2.476	(5) Donnés dé finitives. annulant les chiffres parus dans la 2 ^e livraison 1950.
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 » »	64.661	59.593	490	22(3)	60.701	58.628	—	—	2.789	51.143	1.532	(4) Non compris les pièces moulées.
1938 » »	142.690	129.797	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 ETRANGERS

DERIVES

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	2.159.126	—	101.745	150.439	—	1.095	703	24,07	25,35	281.120	207.455
Lorraine . . .	554.745	—	22.745	34.028	—	1.864	1.192	23,89	23,30	23.404	4.302
Blanzey . . .	177.389	—	7.328	10.986	—	1.362	853	21,23	32,23	—	18.196
Loire . . .	238.535	—	12.034	17.811	—	1.162	741	19,16	37,52	20.808	15.912
Auvergne . . .	84.246	—	4.262	6.272	—	978	642	23,75	22,22	—	13.454
Cévennes . . .	222.656	—	11.238	17.278	—	1.037	653	25, —	27,53	—	85.981
Aquitaine . . .	100.937	—	6.627	10.219	—	997	649	15,98	46,23	19.052	6.658
Dauphiné . . .	22.252	—	1.847	2.799	—	809	497	15, —	45,73	—	1.805
Provence (L) .	80.090	—	3.247	4.885	—	1.563	1.010	20,3	39,10	—	—
Hostens (L) . .	69.641	—	—	154	—	—	21.474	29, —	—	—	—
Autres mines (H et L)	50.843	—	2.347	3.372	—	—	—	—	—	—	3.481
Total France (H et L)	4.060.490	—	173.192	258.243	—	1.211	791	23,16	27,57	581.062(7)	534.626(7)
Sarre . . .	1.200.876	—	39.496	60.087	—	1.480	949	24,76	—	281.008(7)	—
Total France et Sarre	5.261.366	—	212.688	318.330	—	1.265	822	23,46	—	865.070	534.626
France (3)											
Nord-Pas de Calais	560.422	—	100.670	148.365	—	1.118	715	5,98	—	—	—
Lorraine . . .	218.360	—	22.050	33.376	—	1.905	1.238	6, —	—	—	—
Blanzey . . .	54.095	—	7.226	10.862	—	1.473	914	6, —	—	—	—
Loire . . .	74.406	—	11.607	17.276	—	1.218	782	6, —	—	—	—
Autres mines . .	181.725	—	29.084	44.314	—	—	—	—	—	—	—
Total France . .	1.089.008	—	170.637	254.393	—	1.251	819	6, —	—	—	—
Sarre . . .	314.801	—	39.199	59.964	—	1.562	994	6, —	—	—	—
Total France et Sarre	1.403.809	—	209.836	314.357	—	1.310	852	6, —	—	—	—
Pays-Bas (4)	1.31.835	—	26.436	45.394	—	1.747	—	26	—	180.516	88.512
Grande-Bretagne											
Sem. du 2 au 7-10-50	—	4.286.000	—	688.900	3.150	1.210	—	—	11,95 ⁽⁵⁾	—	—
Sem. du 8 au 14-10-50	—	4.335.000	—	687.900	3.120	1.200	—	—	11,75 ⁽⁵⁾	—	—
Allemagne (6)											
Ruhr . . .	2.030.497	—	—	—	3.070	1.410	1.070	—	—	—	—
Aix-la-Chapelle .	108.044	—	—	—	2.490	1.100	860	—	—	—	—
Basse-Saxe . . .	39.157	—	—	—	2.200	1.100	840	—	—	—	—
TOTAUX . . .	2.177.698	—	—	—	3.020	1.380	1.050	—	—	—	—

(1) Houille et lignite : mois d'août 1950. — (2) Rendement calculé déduction faite des productions à ciel ouvert. — (3) Semaine du 22 au 28 octobre 1950. — (4) Mois de juin 1950. — (5) Sur l'ensemble des mineurs. — (6) Semaine du 8 au 15 octobre 1950. — (7) Y compris la production des usines non annexes des mines (France : 236.678 t de cokés et 177.382 t d'agglomérés ; Sarre : 221.026 t de cokés).

L'Exposition de matériel minier à Essen

du 13 au 24 septembre 1950

Compte rendu par Inichar

AVANT-PROPOS

C'est la troisième fois depuis la fin de la guerre que la Deutsche Kohlenbergbau Leitung (D.K.B.L.) organise une Exposition de matériel minier avec la collaboration de nombreux constructeurs.

Elle est sans doute la plus importante de celles qui ont eu lieu dans ce domaine en Europe. Elle se tenait dans l'enceinte du Grugapark, dans un cadre de fleurs, de verdure et d'eau. Elle attira des milliers de visiteurs parmi lesquels de nombreux étrangers.

On comptait la participation de 220 firmes, dont quelques étrangères, contre 85 en 1948.

La superficie occupée par les halles, les stands et les espaces libres comprenait environ 150.000 m². L'Exposition donnait une vaste vue d'ensemble de l'orientation actuelle de l'industrie minière en Allemagne et comportait trois branches principales :

A. Le fond.

B. La préparation du minerai, les cokeries et la valorisation du charbon.

C. L'industrie minière, le mineur et l'économie générale.

Cette partie visait spécialement les réalisations sociales et culturelles en faveur des mineurs et la formation de la jeunesse.

« Organisation rationnelle et mécanisation de l'industrie minière », tel était le thème choisi par les organisateurs pour l'Exposition.

La D.K.B.L. avait organisé en même temps une Conférence sur l'exploitation des mines, qui se tint du 14 au 16 septembre au « Lichtburg », à Essen. Cette Conférence remporta un très vif succès et les séances furent suivies par plusieurs centaines de spécialistes et de techniciens, allemands pour la plupart. La Conférence n'était pas internationale. Toutefois quelques organismes étrangers, dont Inichar, y avaient été invités.

Au cours de la Conférence, après le discours d'ouverture du Dr Ing. KOST, Directeur général de la D.K.B.L., les communications suivantes furent présentées.

1^{re} journée :

Dr Ing. GROSSE-BOYMANN.

Les expériences acquises au sujet de la mécanisation des travaux du fond et les enseignements recueillis pour le développement de la technique, par le concours organisé en 1949 par la D.K.B.L.

Dr Ing. HAARMANN.

La mécanisation dans les mines américaines comparée aux résultats et aux efforts faits dans la Ruhr.

Dr Ing. STEPHAN.

Les pressions de terrains et la mécanisation de l'abatage.

Bergassessor H.U., RITTER.

Les possibilités et les limites d'emploi du foudroyage dans les mines de la Ruhr.

2^{me} journée :

Dr Ing. H. MEYER.

Réflexions techniques et économiques au sujet de la préparation mécanique des charbons de gros calibres.

Dr Ing. K. LEMKE.

La signification de la préparation mécanique du charbon par liqueur dense. Une vue d'ensemble à ce sujet sur les travaux du Congrès de Paris 1950.

Dr O. GROSSKINSKY.

Nouvelles connaissances au sujet de l'action de l'oxygène sur le charbon.

Dr Ing. H. SCHULT.

La signification économique des centres de production d'énergie des sièges sur le développement économique de l'exploitation.

Professeur Dr OBERSTE-BRINCK.

Les efforts faits par les mines de la Ruhr pour maintenir l'aspect naturel du paysage.

3^{me} journée :

Bourgmestre MARTMOLLER.

L'ouvrier dans l'industrie minière.

Professeur A. DANNENMANN.

Les pensées et les aspirations de la jeunesse d'aujourd'hui.

Professeur Dr L. RAISER.

Notre responsabilité envers la jeunesse.

Dr Ing. KOST, Directeur général.

Conclusions des travaux de la Conférence.

* * *

Le concours organisé par la D.K.B.L. en 1949 visait principalement à développer la mécanisation de l'abatage du charbon en plateau et en dressant, la mécanisation du creusement des bouveaux et des galeries d'exploitation ainsi que la mise en place mécanique du remblai.

Il avait le double but de mettre de nouveaux moyens techniques à la disposition des exploitants et de faire naître, parmi le personnel, le goût et la fierté d'utiliser un plus grand nombre de machines, pour augmenter le rendement, diminuer l'effort physique et accroître l'hygiène des chantiers.

Les enseignements acquis au cours de cette période ont été très féconds et l'Exposition d'Essen de 1950 en est en quelque sorte le couronnement.

Parmi les réalisations présentées, les unes ont déjà donné tout récemment la mesure de leur efficacité dans les travaux du fond, les autres sont des prototypes nés de l'expérience acquise et des perfectionnements de machines plus anciennes.

L'exploitation des mines en Allemagne semble être arrivée à un nouveau tournant comme en 1930. A cette époque, le développement de la mécanisation du transport en taille est le point de départ de la longue taille.

Dans la décade de 1930 à 1940, on assiste à une concentration de la production par allongement progressif des fronts. Le tableau I montre l'évolution de la production journalière par taille dans la Ruhr de 1929 à 1949.

Tableau I.
Production journalière par taille dans la Ruhr.

Inclinaison de la couche	1929	1941	1949
0 à 25°	50 t	315 t	260 t
25° à 35° ...	23 t	129 t	116 t
35° à 90° ...	18 t	53 t	56 t
Moyenne ...	30 t	131 t	135 t

Au cours de cette période, on met en service des tailles dont la longueur atteint jusque 500 mètres.

LE SOUTÈNEMENT METALLIQUE EN TAILLE

A. — Les étançons.

1) Les étançons en acier.

a) Les étançons en acier à fût intérieur unique et serrure.

1. Schwarz universel.
2. Becorit.
3. Gerlach, modèle 1950.
4. Radbod.

mais on s'aperçoit bientôt qu'elles sont difficiles à conduire et que les gisements sont trop dérangés pour en permettre la généralisation.

Quand le personnel qualifié commence à faire défaut, les inconvénients des très longues tailles ressortent encore davantage. On admet actuellement que la longueur optimum est comprise entre 150 et 225 mètres. Ces chantiers sont plus maniables et se prêtent le mieux à la mécanisation totale qui devient l'objectif à atteindre.

La tendance actuelle paraît être de réaliser la concentration par de grands avancements journaliers grâce à l'abatage mécanique continu aux trois postes.

Certains engins mécaniques nouveaux sont déjà bien adaptés à ce but pour les gisements en plateau réguliers; mais les efforts se portent également sur la mécanisation en dressant et dans les gisements dérangés.

* * *

L'Exposition proprement dite comportait les divisions suivantes :

- I. Les engins d'abatage et de chargement mécaniques.
- II. Les moyens mécaniques de mise en place du remblai.
- III. Le creusement des voies (bouveaux et galeries d'exploitation) et les sondages de reconnaissance et autres.
- IV. Les convoyeurs.
- V. Le soutènement métallique en taille.
- VI. Le soutènement en galeries.
- VII. L'emploi de l'aluminium dans la construction du matériel de mines.
- VIII. L'électrification des travaux du fond.
- IX. La ventilation, la réfrigération de l'air, l'exhaure et les puits.
- X. La préparation mécanique du charbon.
- XI. L'industrie minière, le mineur et l'économie générale.

Le sujet est beaucoup trop vaste pour être traité en une fois. C'est pourquoi nous nous sommes limités, dans cette première partie, à deux chapitres seulement.

En vue de la prochaine Conférence Internationale sur les pressions de terrains et le soutènement dans les chantiers d'exploitation, qui doit avoir lieu à Liège, en avril 1951, il nous a paru opportun de développer d'abord le chapitre du soutènement métallique en taille.

En liaison avec les travaux du dernier Congrès de Paris sur le lavage des charbons, nous avons également traité le chapitre X relatif à la préparation mécanique du charbon. Les autres chapitres seront développés dans une prochaine livraison.

5. Buschmann.
 6. GHH, type E.
- b) Les étançons à lamelles.
Eisenwerk Wanheim.
- c) Les étançons hydrauliques.
1. Eisenwerk Wanheim.
 2. Hütten.
 3. Reppel.

- d) L'étauçon isodynamique Uerdingen.
- e) L'étauçon rigide Künstler et C^{ie},

2) Les étauçons en alliage léger.

- a) Pour plateure :
Lindener Eisen und Stahlwerke, à lamelles.
- b) Pour semi-dressant :
Alco.
- c) Pour dressant :
 1. Schwarz.
 2. Alco.
 3. Lindener Eisen und Stahlwerke à lamelles.

3) Les étauçons mixtes.

- a) Pour plateure :
Schwarz.
- b) Pour semi-dressant :
GHH, types RH et RHV.
- c) Pour dressant :
GHH, types RS et RSV.

B. — Les bèles métalliques articulées.

1) Les bèles en acier.

- 1) GHH avec sabot de rallonge;
- 2) Schloms;
- 3) Vanwersch;
- 4) Groetschel;
- 5) Scheer-Dragon;
- 6) Heintzmann (BE Hakenkappen);
- 7) Ruhl Reppel.

2) Les bèles en aluminium.

- 1) GHH;
- 2) Vanwersch;
- 3) Schloms;
- 4) Béle et plateau Schubert;
- 5) Scheer-Dragon;
- 6) Hoevels (Ewald-Wiemann);
- 7) Heintzmann (BE Hakenkappen).

3) Les bèles mixtes.

- 1) Groetschel;
- 2) Ruhl Reppel;
- 3) GHH, type TG.

C. — Les accessoires.

1) Dispositifs de précontrainte.

- 1) Le sabot GHH;
- 2) Le sabot Wiemann;
- 3) L'extenseur Gerlach;
- 4) L'extenseur Neuhauss.

2) Sabots de foudroyage pour étauçons en bois.

- 1) Schöttker;
- 2) Fix.

3) Appareils pour mesurer les pressions supportées par les étauçons (système Wöhlbier Ambatiello).

La mécanisation de l'abatage et du chargement du charbon pose des exigences nouvelles dans le contrôle du toit.

A ce sujet, le Dr Ing. Arnold Haarmann disait récemment (1) : « Si l'effort de la génération antérieure visait souvent à mettre à profit la pression du terrain pour faciliter l'abatage, on renonce volontiers aujourd'hui à sa collaboration parce qu'elle met en mouvement, non seulement le charbon, mais malheureusement aussi le toit, et interdit par suite de dégager des espaces assez grands sans soutènement ».

Le problème du soutènement « étauçon et bèle » doit d'abord être résolu avant d'introduire la machine d'abatage en taille.

De nombreux ingénieurs et techniciens se sont attelés à l'étude de la question. A différentes reprises, plusieurs d'entre eux ont déjà énoncé les caractéristiques que doit remplir un bon étauçon.

Elles ont été rappelées en tête du chapitre du soutènement dans le rapport d'Inichar sur le matériel minier à la Foire Internationale de Liège, en 1950 (2). Il paraît opportun de les rappeler à nouveau avant de traiter le matériel de soutènement présenté à l'Exposition d'Essen.

Les caractéristiques d'un bon étauçon sont les suivantes :

- 1) Le serrage initial au terrain doit être suffisant (5 tonnes au moins) et facile à réaliser, avec ou sans utilisation de bèles métalliques;
- 2) La charge supportable ne doit pas dépendre du soin apporté par l'ouvrier au verrouillage;
- 3) Lors de la mise en charge, on doit pouvoir atteindre la charge maximum admise avec un très faible coulisement. Cette charge doit pouvoir être choisie lors de la commande de l'étauçon. Un excès ou un défaut peuvent être nuisibles;
- 4) Quand la charge limite est atteinte, l'étauçon doit pouvoir se dérober régulièrement sous charge constante. En outre, les étauçons doivent être robustes, maniables et économiques.

Dans tous les nouveaux modèles présentés à l'Exposition (étauçons à serrure ordinaire modifiée, étauçons à lamelles, étauçons hydrauliques), on remarque le souci des constructeurs de satisfaire le plus possible à toutes les exigences formulées par les spécialistes.

Comme les étauçons, les bèles métalliques articulées permettant de réaliser un front de taille dégagé ont pris un essor considérable.

Actuellement, 50 % de la production de charbon de la Ruhr proviennent de chantiers équipés d'étauçons métalliques et 30 %, de chantiers équipés de bèles et d'étauçons métalliques. Notons que 25 % environ de la production totale viennent de dressants et de couches à fort pendage.

(1) Neucere Erkenntnisse über die Pflege des Hangenden in Langfrontstriben des Steinkohlenbergbaus. — Berg und Hüttenmännische Monatshefte der Montanistischen Hochschule in Leoben — août-septembre 1949, pp. 211-223.

(2) « Annales des Mines de Belgique », 1^{er} juillet 1950, p. 378.

A. — LES ETANÇONS

L'étau doit être portant dès le début de son action. Il faut construire des étaux extensibles, exactement adaptables à l'ouverture de la couche, qui peuvent être mis en place avec une précontrainte suffisante et qui se dérobent sous charge constante au moment où ils supportent la charge maximum imposée.

Au Congrès de Technique minière d'Essen en 1939, en conclusion des travaux de la Commission du Soutènement, Haarmann disait : « La non-rigidité des étaux doit n'être qu'une soupape de sûreté à n'utiliser qu'au dernier moment; elle ne doit être, en aucun cas, une non-rigidité à mettre en œuvre au début telle, par exemple, que l'étau commence à coulisser pour une charge de 5 t. Un tel étau doit être rejeté dans tous les cas. ».

Actuellement, la question se pose de savoir sous quelle charge la soupape de sûreté doit fonctionner.

Les spécialistes sont à peu près unanimes à reconnaître que la charge portante maximum à adopter est essentiellement fonction des conditions de gisement. Elle dépend de l'inclinaison de la couche, de la nature des épontes, de la constitution et de l'épaisseur des bancs du haut toit, de l'ouverture de la veine, de la densité d'étau que l'on peut admettre, etc.

Elle peut varier d'une taille à l'autre dans la même mine et dans la même couche.

Cette charge doit donc pouvoir être choisie par l'exploitant. Dans plusieurs types d'étau, il est possible de la modifier à volonté. Cette modification peut se faire, pour les uns à l'usine en employant des jeux de pièces différents lors de l'assemblage de la serrure, pour les autres à la mine elle-même grâce à un dispositif de réglage simple. On peut ainsi adapter l'étau aux conditions d'emploi du moment.

Une qualité essentielle d'un étau est d'atteindre la charge portante maximum avec un minimum d'affaissement.

Mais l'étau ne doit pas remplir cette condition à l'état neuf seulement; il doit encore la conserver au cours de son emploi au fond.

Il est bon de vérifier périodiquement, par des essais au banc, les caractéristiques de l'étau. On a d'ailleurs constaté que certains étaux se comportaient dans les tailles d'une façon différente de celle qu'on pouvait en attendre après les essais au banc.

La poussière, l'humidité et la rouille peuvent compromettre le fonctionnement normal de certains organes de la serrure.

L'altération plus ou moins rapide des caractéristiques originelles peut faire rejeter un type d'étau ou occasionner des frais d'entretien plus ou moins élevés suivant l'importance de la pièce à remplacer, la fréquence et la durée de la réparation.

Tous ces points retiennent actuellement l'attention des constructeurs. Pour suivre le comportement du matériel de soutènement dans les travaux miniers, il faut pouvoir disposer d'appareils de

mesure. La firme Eisenwerk Wanheim présente différents modèles de dynamomètres mis au point par le professeur Wöhlbier. Ils permettent de déterminer l'ordre de grandeur de la pression des terrains dans chaque cas et de comparer le comportement des différents étaux.

Ces données guideront l'exploitant dans le choix des caractéristiques (charge limite maximum, modèle, etc.).

1. — Les étaux en acier.

a) Les étaux en acier à fût intérieur unique et serrure.

1. — L'étau Schwarz universel.

Il se compose de trois parties principales :
le fût supérieur en profil H;
le fût inférieur en forme de caisson;
la serrure.

Dans la serrure, on a disposé deux mâchoires de serrage c et d (fig. 1). La mâchoire c s'appuie

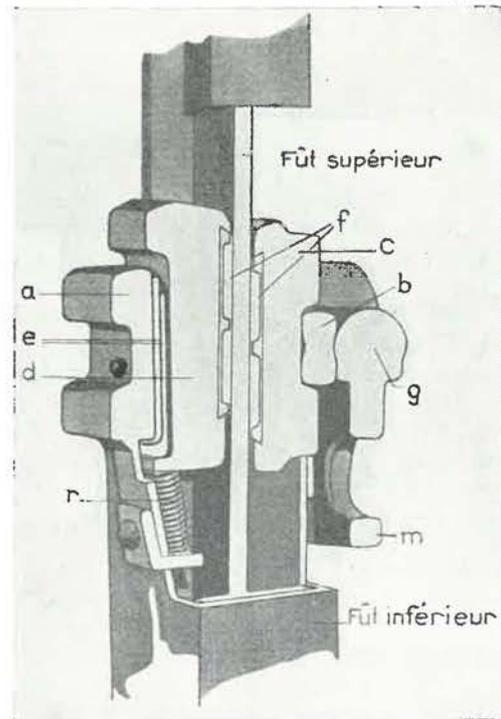


Fig. 1. — Serrure de l'étau Schwarz universel.

sur une partie renforcée du fût inférieur, tandis que la mâchoire d au repos est soulevée par un ressort de relevage r. Dans cette position, la distance entre le rebord de la mâchoire et le bloc de la serrure a est habituellement de 25 mm.

La face postérieure de la mâchoire d (également appelée coin de glissement) est légèrement conique.

Les faces antérieures des deux mâchoires en contact avec l'âme du fût supérieur sont pourvues de garnitures f à base d'aluminium à haut coefficient de frottement.

Le serrage initial est obtenu par l'enfoncement de la clavette de calage *b*, qui s'appuie d'une part sur la mâchoire *c* et de l'autre sur l'étrier de la serrure.

A ce moment, la charge initiale est de 10 à 12 tonnes. Le serrage progressif est obtenu par l'entraînement, par le fût supérieur, de la mâchoire de serrage *d* à face conique.

Quand cette mâchoire *a* a glissé de 25 mm, l'étauçon peut supporter une charge de 40 à 50 tonnes avant de coulisser. On peut faire varier cette charge à volonté en modifiant, lors de la construction, la longueur de glissement.

Pour que la serrure fonctionne normalement, il est indispensable que le coin de glissement soit entraîné par le fût supérieur. Il faut donc que la face arrière de ce coin glisse avec certitude.

A cet effet, on a disposé, entre le coin *d* et la boîte extérieure de la serrure *a*, deux feuilles *e* en acier inoxydable aussi lisses que possible, qui doivent assurer le glissement voulu.

Un tenon enfilé à la base du fût supérieur empêche le déboîtement des pièces.

Pour récupérer l'étauçon, il suffit de frapper sur la clavette *b*. Quand la serrure est desserrée, le ressort doit ramener le coin de glissement *d* dans sa position initiale.

On peut aussi, paraît-il, récupérer l'étauçon à l'aide d'un treuil en attachant un câble à la poignée extérieure *m* et en la faisant pivoter de 90°, ce qui libère la clavette *b*.

La clavette *b* et l'axe de foudroyage *g* sont symétriques, on peut donc les retourner en cas d'usure.

Quand on redoute la pénétration de l'étauçon dans le mur, on peut adapter un plateau de base au fût inférieur.

2. — L'étauçon Becorit.

Dans l'étauçon Becorit, le fût supérieur, comme l'inférieur, a la forme d'un caisson. La serrure se compose d'un bloc de serrage *a* et d'une clavette de calage *b* (fig. 2).

La paroi de la serrure contre laquelle le fût intérieur s'applique est garnie d'une feuille *f* en alliage d'aluminium-silicium, à haut coefficient de frottement.

La clavette de calage est mobile autour d'un axe horizontal. Au serrage initial, la mâchoire *a* est soulevée. Lors de l'application de la charge, elle est entraînée par le fût intérieur et, dans ce mouvement, elle fait pivoter la clavette de calage.

Par suite de cette rotation de la clavette, le serrage augmente rapidement et, après une course de 8 à 10 mm, l'étauçon est capable de supporter la charge maximum de 40 à 50 tonnes. A partir de ce moment, la pièce *a* repose sur une butée et si la charge augmente, le fût supérieur coulisse sous charge constante.

Il existe aussi un modèle plus léger (le modèle C), pour couche de 1 m 20 d'ouverture par exemple, qui peut supporter une charge de 35 t.

Dans le nouveau modèle, le fût supérieur est garni de cordons de soudure en métal dur (dureté Brinell 560). Cette modification a été apportée à la suite de l'expérience acquise. La pièce de frottement perdait ses qualités.

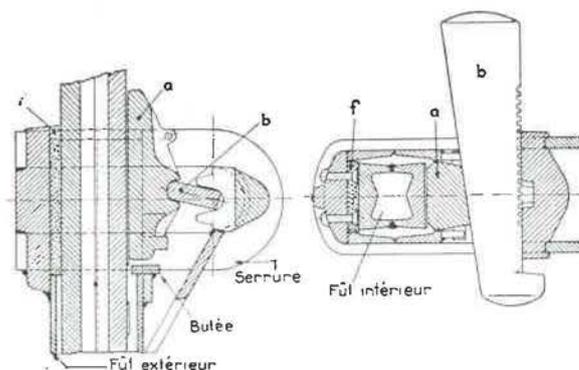


Fig. 2.

a Serrure de l'étauçon.



b Fût supérieur de l'étauçon garni de cordons de soudure en métal dur.

La mesure du coefficient de frottement sur des pièces en alliage d'Al-Si donnait sur des étauçons neufs une valeur de $f = 0,55$. La même mesure effectuée sur un étauçon après un an de service au fond donnait une valeur comprise entre 0,2 et 0,24.

Par l'apposition de cordons de soudure en métal dur sur le fût extérieur, on a obtenu sur l'étauçon neuf $f = 0,54$ et, après un an de service au fond, $f = 0,44$ à 0,50.

L'étauçon conserve presque intégralement ses caractéristiques initiales, même après un an de service.

3. — L'étauçon Gerlach, modèle 1950.

Dans cet étauçon, il y a lieu de considérer trois pièces essentielles (fig. 3) :

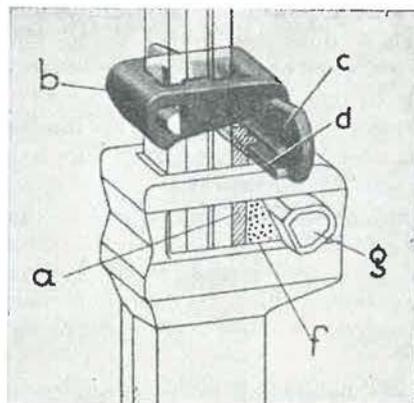


Fig. 3. — Serrure et dispositif de précontrainte de l'étauçon Gerlach, modèle 1950.

- 1) la serrure avec coin de glissement *a* ou dispositif d'autoserrage;
- 2) l'étrier *b* sert :

- à obliger le coin de glissement *a* à accompagner le fût supérieur lors de sa descente;
- à assurer lors de la pose de l'étauçon une précontrainte grâce au coin de pose *c*.

Au-dessus de la serrure, chaque étauçon porte un étrier *b* coulissant le long du fût supérieur et inamovible. Cet étrier se coince sur le fût par obliquité et est dès lors susceptible de recevoir des efforts de bas en haut ou de haut en bas sans glisser le long du fût. Cette propriété est utilisée à deux fins :

- 1) Quand le fût supérieur descend sous l'effet de la charge, il doit entraîner avec certitude le coin de glissement *a*.

Sans cette garantie, l'autoserrage ne fonctionne pas et la courbe de mise en charge ne répond plus à la courbe théorique.

Pour que l'entraînement ne soit pas uniquement fonction du frottement sur chacune des faces du coin *a* (donc variable avec l'usure, les poussières et l'humidité), l'étrier *b* exerce un effort supplémentaire sur le coin *a* qui accompagne ainsi le fût supérieur plus fidèlement.

- 2) Au dos de l'étrier, une rainure sert de logement à la face inclinée du coin de pose. L'enfoncement du coin *c* soulève le fût supérieur par l'intermédiaire de l'étrier *b* et donne une tension de pose de l'ordre de 5 tonnes.

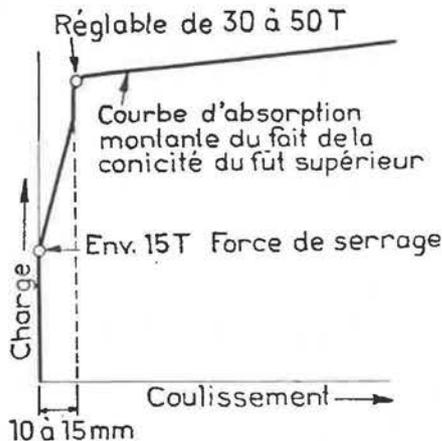


Fig. 4. — Courbe caractéristique de l'étauçon Gerlach, modèle 1950.

Le coin de glissement *a* est disposé entre le fût supérieur et le coin de serrage *f* de la serrure. Après calage de la clavette *g*, la contrainte de la serrure est telle que le début du coulissement de l'étauçon se situe entre 15 et 20 tonnes; par la suite, l'entraînement du coin de glissement *a* par le fût élève la charge portante à 30 ou à 50 tonnes pour des coulissements de 10 à 15 mm (fig. 4). Enfin, après l'arrêt du coin de glissement contre sa butée, la courbe s'infléchit sans toutefois atteindre l'horizontale par suite de la très faible conicité du fût supérieur. Après l'arrêt du coin de glissement, l'étauçon conserve une possibilité d'autofreinage.

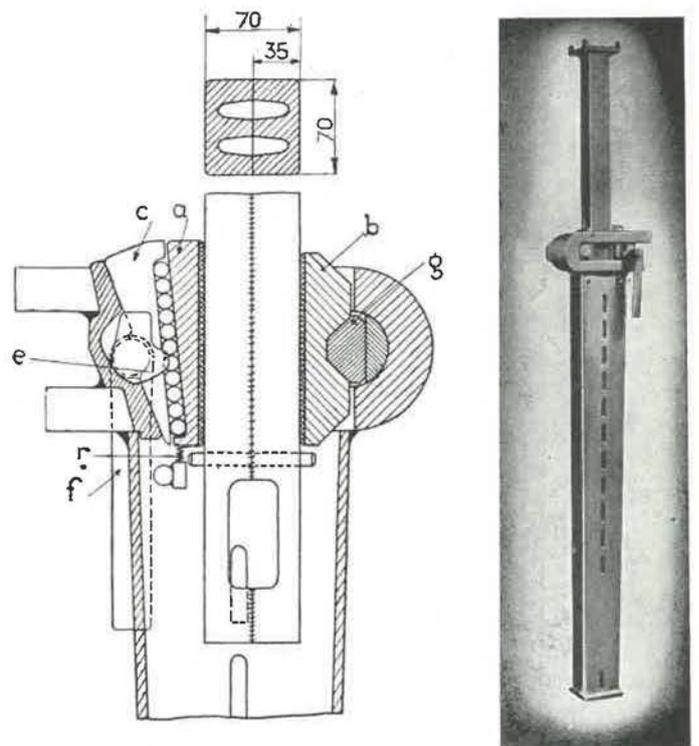
Le coin de glissement est toujours ramené dans la position voulue sans ressort, grâce au coin de pose *c*. A cet effet, le coin de pose *c* possède une nervure inférieure munie d'un biseau, la hauteur de la nervure conditionne automatiquement la relevée du coin de glissement.

La modification de la hauteur de cette nervure permet de changer la valeur de la charge portante (point d'inflexion de la courbe) et donne la possibilité d'adapter l'étauçon aux conditions d'utilisation.

La seule pièce amovible est le coin de pose, maniable et léger, analogue à l'ancien coin dénommé « couteau » ou « hareng ».

4. — L'étauçon Radbod (fig. 5).

Dans cet étauçon, la mâchoire de serrage conique *a* qui doit glisser avec le fût supérieur pour réaliser l'autoserrage, est garnie d'un côté d'une



a Serrure de l'étauçon Radbod. b L'étauçon Radbod.

Fig. 5.

feuille de métal en alliage léger à haut coefficient de frottement, tandis que la face conique roule sur des billes (11 billes) (fig. 5). Le rapport entre les deux coefficients de frottement est de 1 à 20, ce qui assure dans tous les cas l'entraînement du coin de glissement *a*. Après dérobage, un ressort *r* le ramène dans sa position initiale.

La clavette de calage *g* est disposée d'un côté de la serrure et serre la mâchoire *b* également revêtue d'une feuille de métal en alliage léger. De l'autre côté de la serrure, on a prévu un dispositif spécial pour le dérobage de l'étauçon. Un excentrique *e*, actionné par le levier *f*, soulève en pivotant le coin *c* qui roule également sur les billes et libère le coin de glissement *a*.

5. — L'étauçon Buschmann (fig. 6).

Le fût supérieur est légèrement conique, il entraîne en descendant un coin de glissement *a* qui peut glisser de 15 mm. C'est ce dispositif qui assure l'autoserrage.

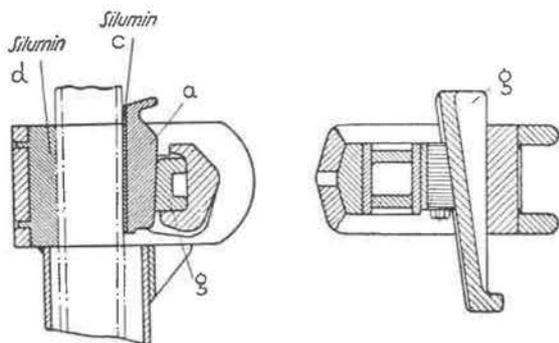


Fig. 6. — Serrure de l'étauçon Buschmann.

La face du coin de glissement *a* et la face opposée de la serrure, en contact avec le fût supérieur, sont revêtues d'une feuille en alliage de silumin (*c* et *d*) pour assurer un frottement élevé.

6. — L'étauçon GHH, type E (fig. 7).

Cet étauçon est capable de supporter dès la pose une charge très élevée, voisine de 25 à 30 tonnes, alors que les anciens modèles ne supportaient que 5 tonnes (1).

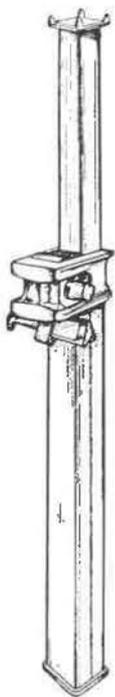
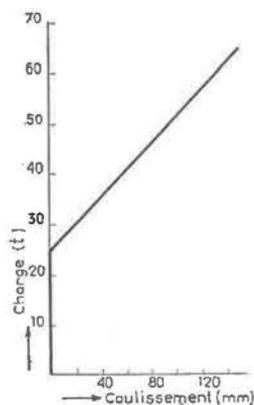
a Étauçon
GHH,
type E.b Courbe caractéristique
de l'étauçon GHH,
type E.

Fig. 7.

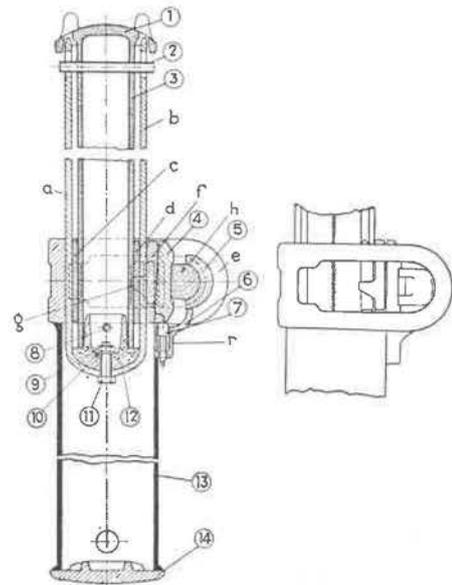
(1) « Annales des Mines de Belgique », 1^{er} juillet 1950, pp. 579 et 580.

La force de serrage élevée est, paraît-il, obtenue automatiquement, indépendamment du soin de l'ouvrier.

Quand la charge de 25 tonnes est atteinte, la résistance à l'enfoncement croît en fonction du coulisement (à cause de la conicité du fût), comme dans les anciens types d'étauçons.

Les détails de construction de la serrure ne sont pas encore connus, l'étauçon étant toujours en période d'essai.

b) L'étauçon à lamelles Eisenwerk Wanheim (1) (fig. 8).

Fig. 8. — L'étauçon à lamelles Eisenwerk
Wanheim.

1. Tête à tenons;
2. goupille;
3. fût intérieur;
4. épaisseur;
5. pièce de remplissage;
6. support;
7. appui disposé entre le coin de glissement et le ressort de relevage;
8. goupille;
9. écrou à 6 pans;
10. rondelle;
11. boulon à 6 pans;
12. bourrelet disposé entre le fût intérieur et les lamelles;
13. fût extérieur;
14. plateau de base.

De part et d'autre du fût supérieur en forme de caisson, on a disposé des bandes de tôle ou lamelles de 8 mm d'épaisseur. Ces lamelles *a* et *b* sont en métal à haute résistance élastique. La charge leur est transmise par une pièce demi-cylindrique disposée à la base du fût intérieur.

(1) D'après Fritz Spruth. — Die neueste Entwicklung des Strebbaus in Stahl und Leichtmetall - Verlag Glückauf. - Essen 1950.

Entre les lamelles et le fût légèrement conique, il y a dans la serrure deux plaques intermédiaires c et d.

La plaque arrière c reste à une hauteur fixe et transmet directement l'effort de frottement aux bandages de la serrure. Dès le début de la mise en charge, trois surfaces de frottement travaillent et réalisent un serrage important. La plaque intermédiaire d située du côté de la clavette de calage h est accouplée par les ergots g au coin de glissement f. Ce coin f, n'est donc pas seulement entraîné par son propre frottement sur la lamelle, mais aussi par celui qui s'exerce sur les deux côtés de la plaque intermédiaire d. Dans ce cas, c'est le frottement qui s'exerce sur trois faces qui agit (fig. 9).

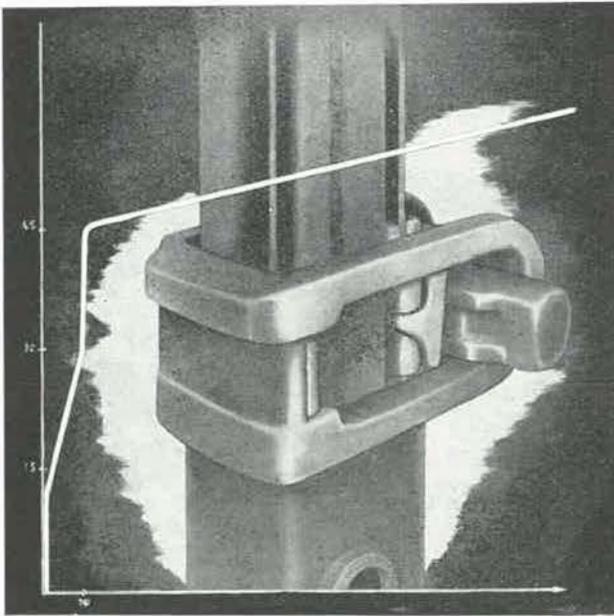


Fig. 9. — Serrure et courbe caractéristique de l'étau à lamelles Eisenwerk Wanheim.

Après dérobage, les deux pièces de serrage mobiles d et f sont ramenées dans leur position initiale par l'action du ressort r.

En modifiant la longueur du déplacement des pièces de serrage et la conicité de f, on peut faire varier les caractéristiques de l'étau dans de larges limites. On adopte habituellement un déplacement de 10 mm.

L'effort agissant sur la serrure et sur la clavette de calage h est beaucoup plus faible que celui qui s'exerce sur les serrures des autres étaux. A cause de la multiplicité des surfaces de frottement (6 dans ce cas), l'effort transmis à la serrure est seulement le tiers de celui transmis aux serrures d'étau à deux surfaces de frottement. Le décalage de la clavette est facilité au moment du foudroyage.

La tête et le pied de l'étau sont légèrement bombés pour centrer autant que possible la transmission de l'effort.

Les lamelles sont fixées au fût intérieur au voisinage de la tête de l'étau. On peut regagner

le supplément de poids dû aux lamelles en allégeant la construction de la serrure.

Cet étau coûte environ 15 % de plus que l'étau Gerlach ordinaire.

c) Les étaux hydrauliques.

Depuis quelques années, l'étau hydraulique Dowty (1), construit en Grande-Bretagne, a conquis une place remarquable dans les procédés de soutènement, surtout dans les chantiers mécanisés.

Sa pose facile le fait particulièrement apprécier dans les tailles équipées d'engins mécaniques (Meco-Moore, Rabot Samson), où le soutènement doit suivre de près la machine.

L'extension de l'étau est obtenue en actionnant, au moyen d'un levier, une pompe intérieure qui aspire l'huile contenue dans le fût supérieur et la foule dans la chambre de travail. L'étau est construit pour coulisser sous une charge de 20 tonnes.

Pour construire des étaux capables de résister à une charge supérieure, on trouve difficilement des vannes et des joints suffisamment résistants.

1. — L'étau hydraulique Eisenwerk Wanheim (fig. 10).

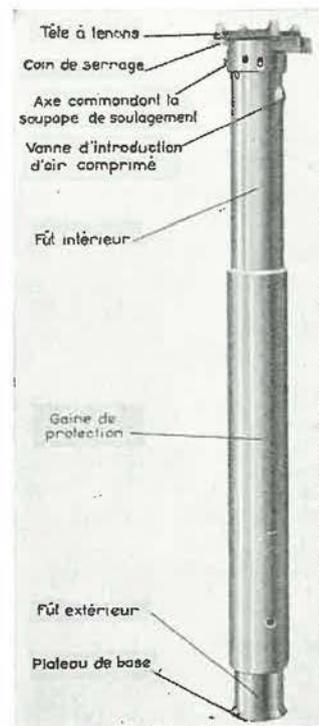


Fig. 10. — L'étau hydraulique Eisenwerk Wanheim.

L'extension de l'étau est obtenue au moyen d'air comprimé (principe de Schramm); on applique à la soupape un raccord analogue à celui d'un gonfleur de pneus d'automobile. L'air comprimé

(1) Description détaillée : « Annales des Mines de Belgique », 1^{er} juillet 1949, pp. 435 à 438.

chasse l'huile contenue dans le fût intérieur vers le fût extérieur.

Quand l'étauçon est à la charge maximum (40 tonnes dans ce cas), l'huile peut repasser en sens inverse par une seconde soupape. A ce moment, l'étauçon coulisse sous charge constante. Pour l'enlèvement, cette soupape peut être actionnée de l'extérieur à l'aide d'une clef.

L'étauçon atteint la charge de 40 tonnes en ne cédant que de 10 mm dus à l'élasticité des matériaux (fig. 11).

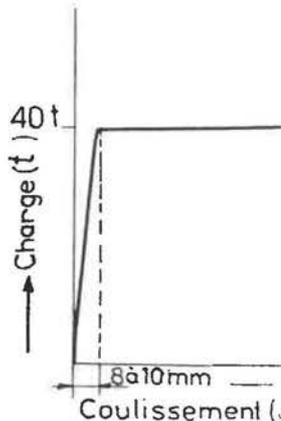


Fig. 11. — Courbe caractéristique de l'étauçon hydraulique Eisenwerk Wanheim.

Le fût extérieur est entouré d'un tube qui sert de manteau de protection car l'intégrité du fût doit être respectée. Une échancrure ou une bosse dans le fût extérieur sont fatales pour l'étauçon.

Le serrage initial au toit, obtenu par l'air comprimé, est de 300 kg environ. Il est complété par l'enfoncement d'un coin disposé sous la tête de l'étauçon. On obtient de cette façon un serrage très effectif.

Par suite des difficultés de construction, l'étauçon hydraulique coûte environ deux fois plus cher que l'étauçon ordinaire. Il présente cependant de nombreux avantages et est relativement léger.

Pour 1 m 40 de longueur étirée, il pèse 38 kg et pour 2 m, 50 kg.

Quelques centaines d'étauçons de ce type sont actuellement à l'essai dans une mine de la Ruhr.

2. — L'étauçon Hütten.

Cette firme présente un étauçon hydraulique en alliage léger, fonctionnant d'après un principe analogue à celui qui vient d'être décrit. Mais ici, la charge maximum et la force de serrage peuvent être modifiées à l'aide d'un organe de réglage extérieur.

3. — L'étauçon Reppel à serrure hydraulique.

Dans cet étauçon, le liquide n'est pas mis sous pression par une manœuvre extérieure. L'extension est produite à la main, seule la serrure est hydraulique. Le simple changement de position d'un levier extérieur assure l'emprisonnement du liquide et

donne à l'étauçon une charge portante de 50 t sans coulissement. La manœuvre inverse libère l'étauçon.

d) L'étauçon isodynamique Uerdingen.

Dans la construction de cet étauçon, on applique le principe des ressorts amortisseurs à bagues, utilisés dans les butoirs des wagons de chemin de fer.

La construction et les qualités de cet étauçon ont été examinées en détail dans le rapport d'Inchar sur le matériel minier à la Foire Internationale de Liège, en mai 1950 (1).

L'intégrité du fût extérieur doit être respectée.

Dans les tailles équipées de couloirs oscillants par exemple, il faut veiller soigneusement à maintenir le train de bacs à distance suffisante des étauçons pour éviter tout contact. Le sciage du tube de pied par le bord d'un couloir nécessiterait son remplacement.

e) L'étauçon Künstler et Cie (fig. 12).



Fig. 12. — L'étauçon rigide Künstler et Cie.

La firme Künstler fabrique des étauçons coulissants et des étauçons rigides. C'est l'étauçon rigide du type lourd qui a spécialement retenu notre attention. Il paraît surtout intéressant pour le foudroyage sur file d'étauçons. Il pèse 60 kg et peut supporter une charge de plus de 100 tonnes.

Il se compose de trois parties :

- 1) un fût intérieur avec tête carrée plate. Ce fût est constitué de deux pièces symétriques dentelées intérieurement et qui font penser à deux larges crémaillères;
- 2) Un fût extérieur cylindrique avec une échancrure diamétrale dans la partie supérieure. Cette échancrure sert de logement au coin de serrage et à sa pièce d'assise. A la base, le fût se termine par un large pied carré.

(1) « Annales des Mines de Belgique », 1^{er} juillet 1950, pp. 579 et 580.

3) Un coin de serrage dont les rebords emboîtent les dentures des crémaillères. L'enfoncement du coin donne le serrage au toit.

L'étau se pose facilement. Lors du foudroyage, son déplacement est plus rapide que celui d'une pile de bois ou de rails ou d'un « Wanderwand » dont il remplit l'office.

2. — Les étaçons en alliage léger.

L'emploi des étaçons en aluminium se développe principalement dans les couches à fort pendage et dans les dressants. On en compte actuellement 6.000 en service dans les dressants de la Ruhr.

A égalité de section, la résistance au flambage d'un étaçon en aluminium est environ le tiers de celle de l'étau en acier.

En effet, cette résistance dépend du produit : module d'élasticité par le moment d'inertie et le module d'élasticité de l'aluminium est de 7.250 kg/mm² contre 21.000 kg/mm² pour l'acier.

En couche fortement inclinée, l'étau doit être léger pour des raisons de manutention. La charge portante peut être réduite car une partie du poids des roches est supportée par les terrains eux-mêmes; l'aluminium convient donc bien.

En plateure, la légèreté de l'étau en aluminium est aussi intéressante. On peut remédier à la faible résistance au flambage en choisissant des sections convenables sans que cela ait des conséquences trop défavorables sur le poids.

a) Etau en aluminium pour plateure.

L'étau à lamelles Lindener Eisen und Stahlwerke (fig. 13).

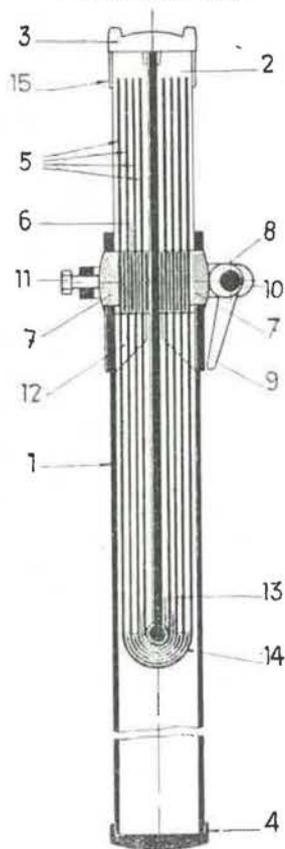


Fig. 13. — L'étau à lamelles Lindener Eisen und Stahlwerke.

1. Fût extérieur;
2. fût intérieur;
3. tête à tenons;
4. plateau de base;
5. lamelles;
6. pièces de friction;
7. boîte de serrage;
8. excentrique;
9. poignée de l'excentrique;
10. collier de la serrure;
11. vis de réglage du serrage;
12. consoles;
13. bourrelet de renfort du fût intérieur;
14. épaisseurs demi-cylindriques séparant les lamelles;
15. tôles formant caisson, soudées à la tête.

La tête, les lamelles et la serrure sont en acier tandis que les fûts supérieur et inférieur sont en alliage léger.

Le fût supérieur est constitué d'un profil en H de part et d'autre duquel on dispose quatre lamelles en acier phosphaté pour assurer un glissement doux. Au-dessus, les lamelles ne sont pas fixées au fût mais deux tôles soudées à la tête forment caisson.

Dans la serrure, les lamelles sont séparées par des plaques de friction qui transmettent l'effort horizontal. A la base, la première lamelle est enroulée sur un bourrelet de l'âme du fût intérieur. Des pièces demi-cylindriques séparent les autres lamelles et leur transmettent l'effort appliqué au fût intérieur.

La serrure consiste uniquement en une poignée rabattante dont le dos a la forme d'un excentrique. Il suffit de rabattre la poignée pour obtenir la pression de serrage.

L'emploi des lamelles réduit dans de très fortes proportions l'effort horizontal transmis à la serrure. Elle peut donc être très fortement allégée. Pour un étaçon à 8 lamelles, comme c'est le cas ici, il y a 18 surfaces de frottement et l'effort horizontal dans la serrure n'est plus que le neuvième de celui qu'on obtiendrait dans un étaçon à fût intérieur en une pièce.

Le calage et le décalage de l'étau ont lieu sans effort. La charge portante est totalement indépendante du soin de l'ouvrier. La précontrainte est obtenue à l'aide d'un extenseur.

La courbe caractéristique de l'étau monte rapidement. Le cédage à la mise en charge est dû à l'élasticité des matériaux. L'étau coulisse alors sous charge constante, sans saccade, d'une façon à peu près identique à celle d'un étaçon hydraulique.

Cette charge peut être réglée par l'usager lui-même, suivant les nécessités. Il suffit de tourner la vis de réglage placée en face du dos de l'excentrique.

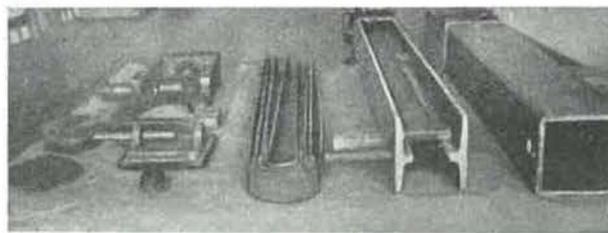


Fig. 14. — L'étau à lamelles Lindener Eisen und Stahlwerke, en pièces détachées.

L'étau de 1 m 40, d'une force portante de 35 t, ne pèse que 34 kg.

Pour utiliser cet étaçon en couche puissante. le profil en H du fût supérieur, qui est en Al, doit être prévu en conséquence. Il en est de même quand les pressions de terrains sont élevées.

Les joints entre les fûts supérieur et inférieur doivent être parfaitement étanches pour éviter l'en-

crassement des surfaces, qui nuirait au bon fonctionnement.

Après plusieurs semaines d'essai dans une mine de la Ruhr, on constata que l'étauçon se dérobait sous une charge de 2 à 3 tonnes inférieure à celle obtenue à l'état neuf.

La moyenne de huit mesures effectuées dans une taille donne un coulisement de 12 mm pour une charge de 25 tonnes.

b) Etauçon en aluminium pour semi-dressant.
(fig. 15).



Fig. 15. — Taille en semi-dressant équipée d'étauçons en aluminium Alco.

L'étauçon Alco avec fût supérieur en deux pièces jumelées.

Le calage initial est donné par une clavette qui presse les mâchoires de serrage. Entre les deux pièces jumelées, on a disposé une clavette oblique maintenue par un ressort qui augmente le serrage quand l'étauçon coulisse. Pour un glissement de 30 mm environ, la force portante monte à 25 ou 30 tonnes. A ce moment, le coin de traînage diagonal rencontre une butée et la charge portante reste constante.

L'étauçon est léger, il convient bien pour les gisements qui sont à la limite de la plateure, c'est-à-dire ayant des inclinaisons comprises entre 25° et 30°. Cet étauçon a été décrit en détail dans le rapport d'Inichar relatif à la Foire de Liège (1).

c) Les étauçons en aluminium pour dressant.

Dans cette catégorie d'étauçons, les fûts extérieurs sont rainurés dans le sens de la longueur pour offrir une meilleure prise aux ouvriers et faciliter la circulation du personnel dans la taille.

1. — *L'étauçon Schwarz.*

Il a été décrit dans le rapport dont il vient d'être question à propos de l'étauçon Alco (1).

(1) « Annales des Mines de Belgique », 1^{er} juillet 1950, pp. 381-382.

Toutefois dans le tout dernier modèle, la tête est pourvue de deux chaînes comme à l'étauçon Alco, ce qui permet d'attacher tous les étauçons les uns aux autres et évite leur chute au moment du dé-clavetage.

2. — *L'étauçon Alco* (fig. 16).

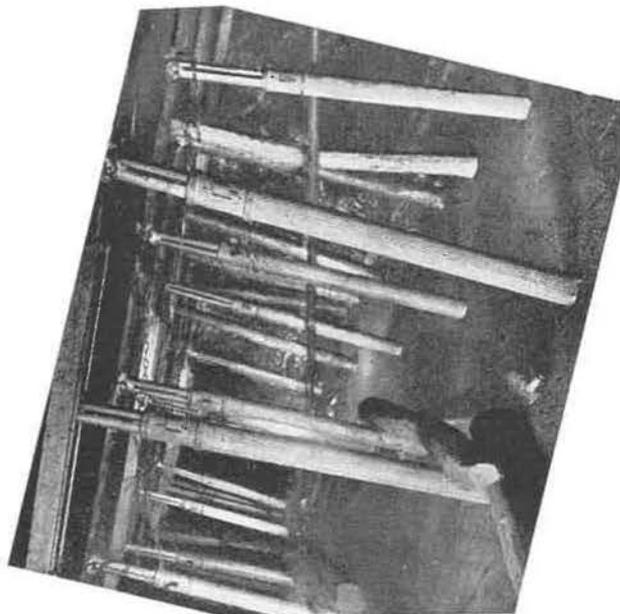


Fig. 16. — Taille en dressant à 70° équipée d'étauçons en aluminium Alco.

Cet étauçon ressemble au modèle pour semi-dressant, mais en dressant la charge portante requise étant inférieure, on a encore allégé la construction en simplifiant la serrure.

Le fût supérieur, également en deux pièces jumelées, coulisse dans un fût inférieur ovale. Il n'y a pas de serrure proprement dite. Le fût extérieur est renforcé, dans sa partie supérieure, par deux anneaux boulonnés et pourvu d'une fente verticale.

La clavette de calage oblique presse les deux parties du fût intérieur contre le fût extérieur. Quand l'étauçon coulisse, la clavette serre davantage. La force portante nominale de l'étauçon est de 12 tonnes (1).

3. — *L'étauçon Lindener Eisen und Stahlwerke à lamelles* (fig. 17).

Cet étauçon est construit de la même façon que l'étauçon pour plateure. La première lamelle est enroulée immédiatement sous le pied du fût intérieur en profil H. Les trois autres sont enroulées sous une cheville *a* et maintenues à distance par des épaisseurs *e* qui, étant plus larges que les lamelles, limitent l'extension et empêchent le déboîtement. Les lamelles sont emprisonnées à la base entre deux chevilles *a* et *b*.

Les plaques de serrage *c* et la boîte *d* sont libres et sont serrées entre l'excentrique du dos de la poi-

(1) « Annales des Mines de Belgique », 1^{er} juillet 1950, pp. 381 et 382.

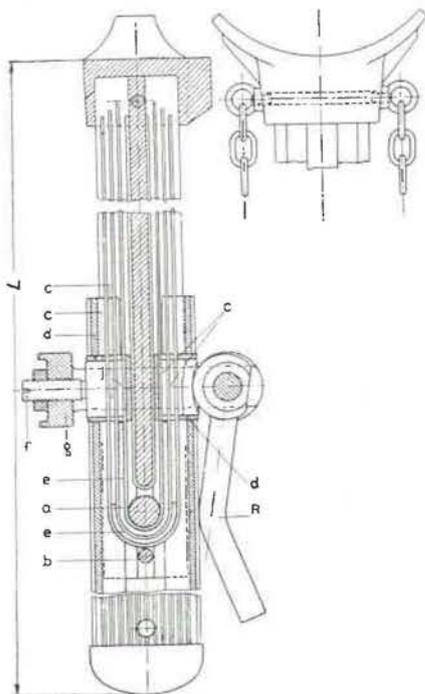


Fig. 17. — L'étauçon en aluminium
Lindener Eisen und Stahlwerke
pour dressant.

gnée R et la vis de réglage du serrage f. Tout l'effort qui se transmet à la serrure est repris dans l'anneau frontal g.

Après un affaissement de quelques millimètres, l'étauçon peut supporter la charge maximum de 12 tonnes. Cette charge peut être modifiée en déplaçant la vis de serrage f.

La tête porte deux anneaux avec chaîne pour attacher les étauçons entre eux. La précontrainte est obtenue, comme pour un étauçon en bois, en frappant à coups de marteau sur une pièce renforcée carrée, prévue à cet effet près de la tête de l'étauçon.

3. — Les étauçons mixtes.

α) Pour plateure.

a) L'étauçon Schwarz.

Il a un fût supérieur en aluminium à profil en H comme l'étauçon en acier. La courbe de mise en charge est assez analogue.

Comme la question du danger des étincelles dues au frottement sur des pièces en alliage léger n'est pas encore réglée, la firme emploie un alliage de zinc.

b) Pour semi-dressant (fig. 18).

b) Les étauçons GHH, du type RH ou RHV.

Ces deux types ne diffèrent entre eux que par la construction de la tête. Le type RHV est fourni avec tête mobile et coin de serrage qui sert de

dispositif de précontrainte. Lors du placement, ce dispositif évite l'emploi d'un extenseur.

L'étauçon se compose de trois parties :

- le fût supérieur tubulaire en acier e (qui est dans ce cas le fût extérieur),
- la douille de serrure a en acier coulé avec l'engrenage à coins,
- le fût intérieur i composé de deux demi-tubes en aluminium.

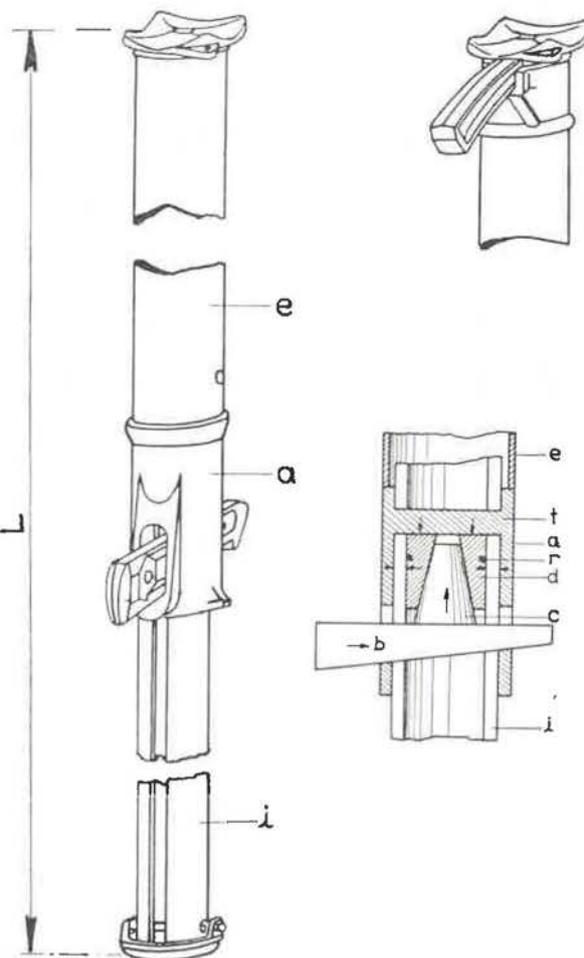


Fig. 18. — Etauçons GHH. Types RH ou RHV
pour semi-dressant.

La douille de serrure a en acier coulé est solidement soudée au fût supérieur e. Elle comporte un coin tronconique c qui pénètre dans deux segments coniques d, qui l'entourent et qui prennent appui sur une traverse de la douille de serrure t. L'assemblage est maintenu par le ressort de segment r.

Le serrage est obtenu par l'enfoncement de la clavette b. Le cône poussé vers le haut presse les segments coniques contre les parois intérieures des deux demi-tubes du fût intérieur i. La pression de l'engrenage à coins rend efficaces quatre surfaces de frottement, ce qui permet d'obtenir une charge de serrage relativement élevée par quelques coups

de massette sur la clavette *b*. Elle est voisine de 18 tonnes et ne se modifie pour ainsi dire pas lors du coulisement de l'étau.

La clavette de précontrainte (à la tête) a une forme cintrée pour pouvoir être manœuvrée, même si la plate bête était écrasée. On peut ainsi obtenir un tension de pose de 3 tonnes.

c) Pour dressant.

c) Les étaçons GHH, du type RS ou RSV (figure 19).

Le type RSV diffère du type RS par la tête mobile et le dispositif de précontrainte qui est particulièrement utile en dressant.

Les fûts diffèrent peu de ceux des types RH.

Seul, le fût intérieur est constitué de deux demi-tubes en métal léger fermés intérieurement.

La douille de serrure *a* est également en acier coulé et soudée au fût supérieur, mais le dispositif de serrage est fortement simplifié.

L'enfoncement de la clavette *b* serre les deux parties du fût intérieur *i* contre la douille de serrure *a*. La charge portante initiale ainsi obtenue est de 8 à 10 t et elle reste pratiquement constante pendant toute la durée du coulisement.

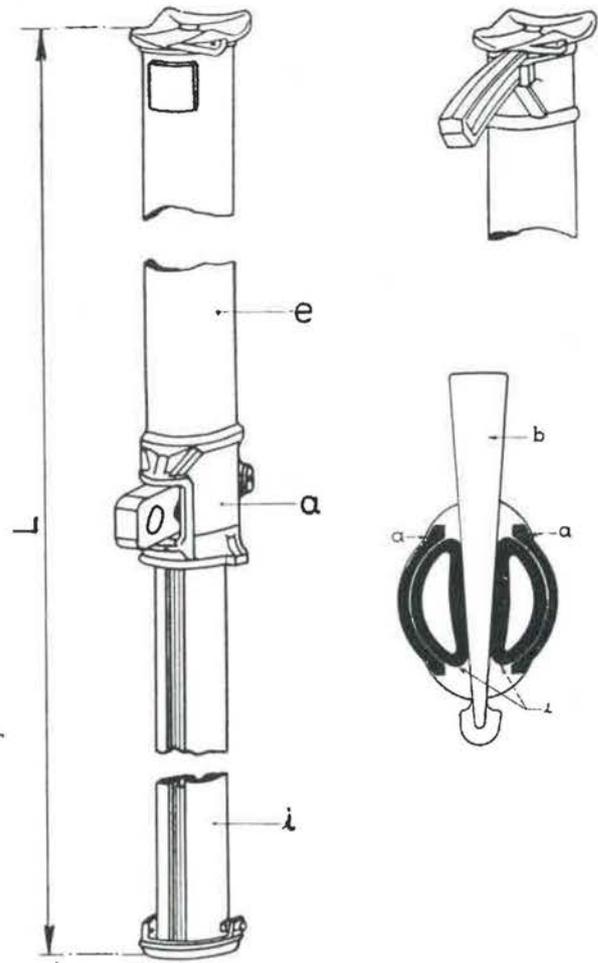


Fig. 19. — Etaçons GHH. Types RS ou RSV pour dressant.

B. — LES BELES METALLIQUES ARTICULEES

L'intérêt du front de taille dégagé dans les chantiers mécanisés a conduit à la construction d'un grand nombre de nouveaux types de bèles permettant le soutènement en porte-à-faux.

La diversité des constructions permet de choisir un type bien adapté aux conditions locales d'utilisation. Les caractéristiques varieront suivant l'ouverture et l'inclinaison de la couche, la largeur de l'enlèvement, les pressions de terrains, la nature du toit, etc.

Le poids, le prix, la longueur, la hauteur, la facilité de pose et d'enlèvement, la résistance aux déformations et la charge de rupture sont autant de facteurs que l'usager devra prendre en considération lors de son choix.

Plusieurs systèmes en service depuis longtemps et progressivement améliorés donnent entière satisfaction et sont susceptibles d'être appliqués sans crainte dans des conditions analogues de gisement.

Divers types présentés à l'Exposition ont déjà été décrits en détail dans les Bulletins techniques n^{os} 11 et 12 d'Inichar (1) et dans le rapport

(1) Abatage et chargement mécaniques. - Les bèles métalliques articulées. — Bultec n^o 11 : 1^{er} septembre 1949. - Bultec n^o 12 : 15 septembre 1949.

d'Inichar sur le matériel minier à la Foire Internationale de Liège (2).

Presque tous les constructeurs présentent actuellement un modèle en acier et un autre en aluminium. Il existe souvent, en plus du modèle habituel en acier, un modèle moins encombrant pour couches minces.

Les modèles ayant été décrits antérieurement seront simplement cités.

1) Les bèles en acier.

- 1) La bèle GHH avec sabot de rallonge (Bultec n^o 11).
- 2) La bèle Schloms symétrique (Bultec n^o 12).
- 3) La bèle Vanwersch symétrique (Bultec n^o 12).

Il existe également une bèle Vanwersch en acier, pour couches minces, symétrique et réversible (figure 20). Le profil adopté est exactement celui des fûts des étaçons Gerlach, un caisson de 80 mm de hauteur. Les extrémités de la bèle ont la même hauteur que le corps, ce qui est particulièrement avantageux dans les couches de faible ouverture. Les trous de l'axe d'assemblage et de la clavette

(2) « Annales des Mines de Belgique », 1^{er} juillet 1950.

de calage sont exactement dans l'axe longitudinal de la bèle.

On a pu réaliser cette construction en disposant, à l'extrémité arrière du nez de la bèle, une pièce

Les deux modèles pour couches minces ont respectivement 72 et 69 mm de hauteur et pèsent 28 kg et 24 kg pour la bèle de 1 mètre, y compris l'axe d'assemblage qui est solidaire de la bèle.

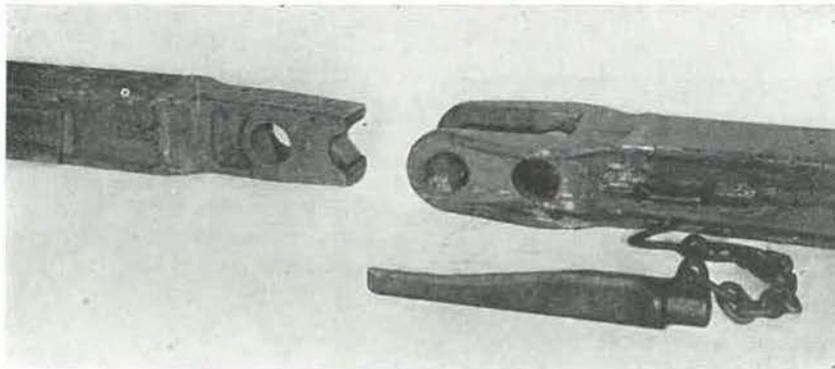


Fig. 20. — La bèle Vanwersch en acier pour couches minces.

symétrique pivotante. C'est contre elle que la clavette de calage s'applique pour raidir l'articulation.

L'axe d'assemblage est solidaire de la bèle, deux dispositifs d'arrêt l'empêchent de sortir de son logement. La clavette est fixée par chaîne. La bèle de 1 mètre de longueur pèse 33 kg environ.

On peut obtenir des déviations de 6° dans le plan vertical et de 3° dans le plan horizontal.

4) La bèle Groetschel avec profil en forme de caisson, également réversible.

Ce système permet l'emploi d'une courte bèle provisoire, n'empêchant pas l'accrochage de la bèle définitive quand la profondeur normale de la havée est atteinte (Bultec n° 12).

Cette bèle en acier peut être fournie en quatre sections différentes et dans toute la gamme des longueurs, depuis 800 mm jusqu'à 1.250 mm. Le modèle le plus léger et le moins encombrant a un profil en forme d'I à larges brides et une âme épaisse (voir fig. 21, T 70).

L'axe d'assemblage est rainuré longitudinalement et un tenon disposé à l'intérieur du trou d'axe d'une branche de la fourche empêche son échappement.

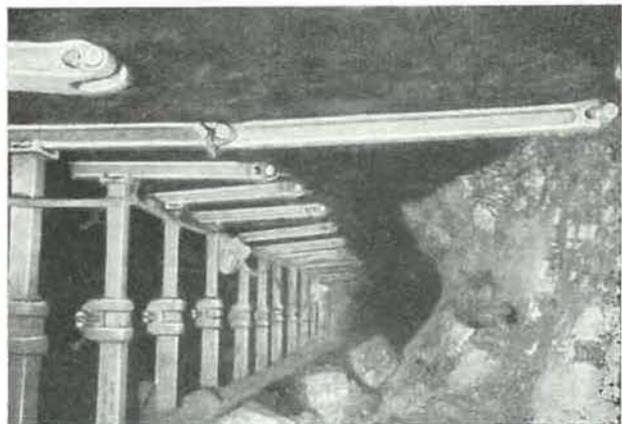


Fig. 22. — Taille de 1 mètre d'ouverture équipée de bèles Groetschel T 70, en acier.

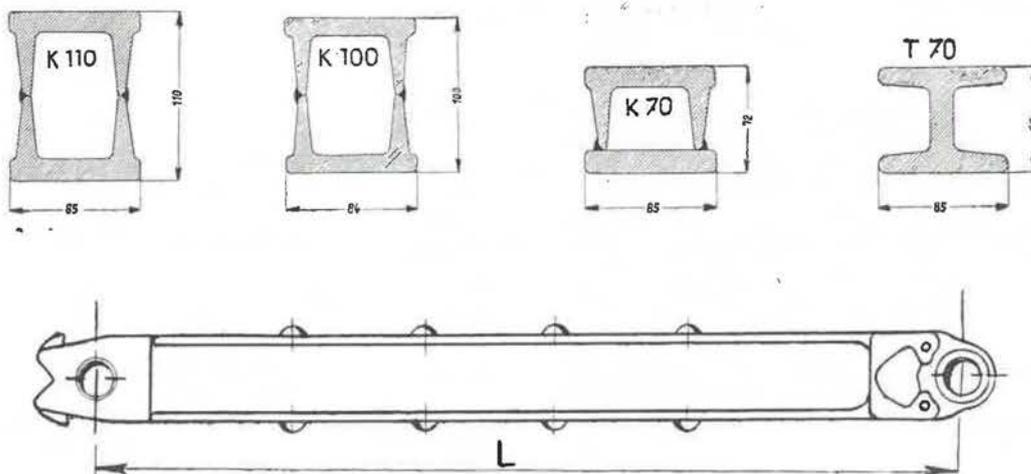


Fig. 21. — Les différents profils des quatre bèles Groetschel en acier.

Cette disposition a été adoptée pour tous les profils.

La broche de montage et la clavette de calage sont indépendantes de la bèle comme le profil ordinaire.

5) La bèle Scheer-Dragon (fig. 23).

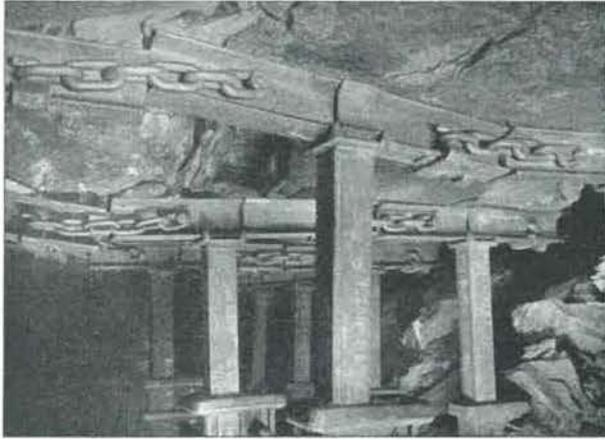


Fig. 23. — Bèle Scheer-Dragon, en acier.

La firme Müller et Borggräfe présente une bèle extrêmement simple et bon marché. Elle consiste en un profil I renforcé par des plats soudés formant caisson à l'emplacement prévu pour la tête de l'étaçon. Ces plats repèrent la position de l'étaçon et le maintiennent en place.

Il n'y a ni fourche ni axe d'assemblage ni clavette. La liaison entre les bèles est réalisée au moyen de chaînes, ce qui lui donne une très grande souplesse. La bèle s'adapte très facilement à toutes



Fig. 24. — Taille équipée de bèles Scheer-Dragon, en acier. Les bèles sont maintenues en porte-à-faux par des sabots de rallonge.

les irrégularités du toit et à de fortes pressions de terrains.

Elle porte, à une extrémité (côté front de taille), deux bouts de chaîne attachés par un boulon au corps de la bèle et, à l'autre (côté remblai), un étrier mobile avec crochet et un coin de serrage.

Pour la pose des bèles en porte-à-faux, on doit utiliser un sabot de rallonge comme avec la bèle GHH (fig. 24). Il existe différents types de sabots suivant le profil adopté. Le sabot LH, par exemple (fig. 25), est utilisé en couche mince seulement.

Après la pose de l'étaçon, on enlève le sabot de rallonge et on accroche les chaînes de l'avant-dernière bèle à l'étrier de la dernière. Pour éviter les pertes, les sabots restent toujours enfilés à l'extrémité de la dernière bèle.

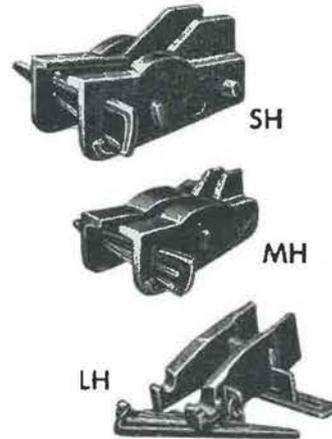


Fig. 25. — Les différents types de sabots de rallonge employés avec les bèles Scheer-Dragon.

Pour éviter la pose de deux étaçons sous une même bèle, il faut choisir la longueur des bèles d'après la densité d'étaçons désirée.

Lors du foudroyage, on décale d'abord l'étrier, on décroche une chaîne seulement de la bèle à récupérer pour que celle-ci reste toujours suspendue et ne tombe pas sous les éboulis.

6) La bèle Heintzmann (BE Hakenkappe) (fig. 26).

Le profil a la forme d'un caisson rectangulaire.

A l'avant, la bèle porte un étrier dont les ailes sont soudées aux parois du caisson. La clavette de calage plate est solidaire de la bèle; son logement est également disposé à l'avant, sous le caisson.

A l'arrière, la bèle porte un crochet fixé à l'intérieur du caisson au moyen d'un boulon; cette fixation donne une certaine mobilité dans le plan horizontal (6° de part et d'autre).

C'est le dos de l'étrier qui sert à l'accrochage de la bèle et qui donne une liaison articulée entre les bèles. La clavette de calage pour la suspension en porte-à-faux s'applique contre le dos du crochet.

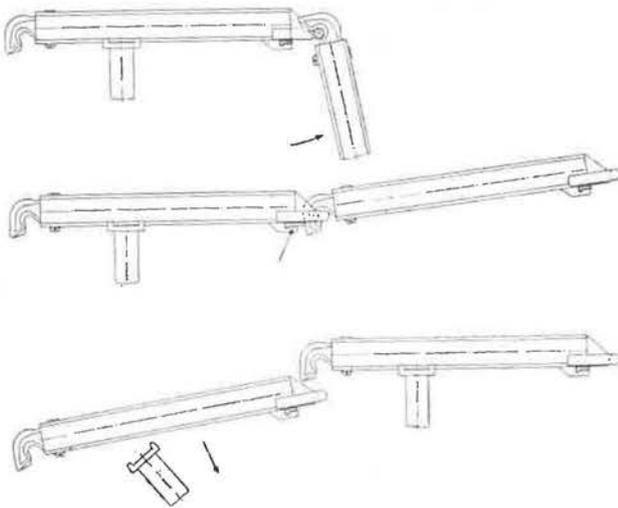


Fig. 26. — La bèle BE Hakenkappe (Heintzmann), en acier
 au-dessus : pose de la bèle;
 au centre : la clavette de calage raidit l'assemblage;
 au-dessous : récupération de la bèle lors du foudroyage.

Toutes les pièces sont solidaires de la bèle, il n'y a ni chaîne ni accessoires de pose.

Au foudroyage, la bèle se détache immédiatement après l'enlèvement de l'étau. La récupération est aisée.

La bèle de 1 mètre de longueur pèse 28,6 kg; un seul homme la pose aisément. La bèle n'est pas symétrique, donc pas réversible.

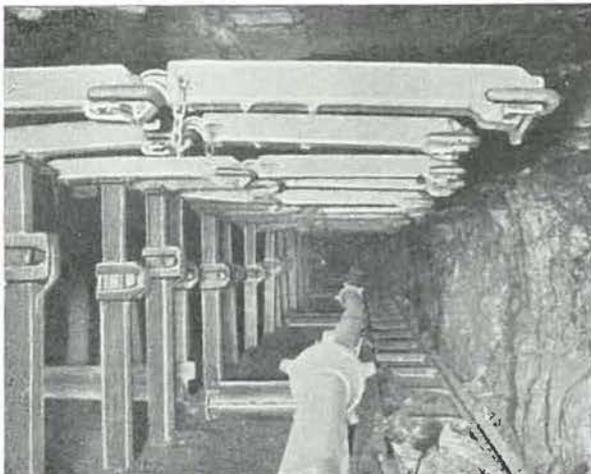


Fig. 27. — Taille équipée de bèles BE Hakenkappen au siège Sachsen.

7) La bèle Ruhl Reppel.

Le type avec axe de rotation soudé sous le profil et deux oreilles pour l'accrochage a déjà été décrit dans le Bultec n° 12. Le calage en porte-à-faux a lieu à l'aide d'un étrier et d'un coin de serrage.

Il convient également de rappeler la petite bèle très courte (50 centimètres) pour couches minces;

on l'avance par courtes passes. La bèle pèse seulement 8 kg et peut être facilement manipulée à une main (1).

2) Les bèles en aluminium.

On a été amené à employer les métaux légers pour la fabrication des rallonges dans le but de faciliter leur manipulation et de réduire le temps de pose. Les premières bèles articulées en alliage léger ont été mises en service au cours de l'année 1948. Actuellement, on en compte environ 60.000 en service dans les charbonnages de la Ruhr. Les alliages d'aluminium employés ont un module d'élasticité trois fois plus petit que l'acier. Pour des profils de bèles ayant même moment d'inertie, la flexion élastique des rallonges en métal léger est environ le triple de celle des rallonges en acier.

Il existe une certaine confusion au sujet de l'effet d'efforts alternatifs répétés sur une bèle en duralumin et par conséquent sur l'opportunité d'adopter un profil symétrique ou non.

Spruth dit à ce sujet (2) :

« Quand on ne dépasse pas une certaine flèche » (25 mm pour une longueur de 1 m 12 par exemple), les propriétés du métal ne changent » pour ainsi dire pas, même après un grand nombre » de retournements. Au contraire, on constate » même un renforcement de la résistance du métal, » qui se traduit par une augmentation de la charge » nécessaire pour obtenir une même flèche permanente (il y a relèvement de la limite élastique).

» Mais, si pour la longueur citée ci-dessus on » atteint une flèche de 3 à 4 cm et qu'on redresse » la bèle à froid (en utilisant la pression de terrain » par exemple), les propriétés du métal changent et, » après quelques flexions alternatives répétées, il » se produit rapidement une rupture. L'explication » de ce phénomène est due à ce qu'on appelle » « l'effet Bauschinger » dont l'explication scientifique exacte nous conduirait trop loin. »

Aussi longtemps que les déformations des bèles restent faibles, le dispositif symétrique n'est certainement pas un désavantage; mais si la flèche est plus grande, il faut la redresser à chaud comme la bèle non symétrique.

Parmi les bèles en aluminium exposées, on remarquait :

1) La bèle GHH (fig. 28).

Son profil en I ressemble à celui de la bèle en acier. Une des extrémités porte l'axe d'articulation et l'autre présente un œil. L'âme est raidie par des nervures et renforcée au point d'appui de l'étau. La hauteur de l'âme diminue aux extrémités. La suspension en porte-à-faux a lieu comme pour la bèle en acier à l'aide d'un sabot de rallonge en acier. Une pièce latérale mobile 2, fixée près de l'axe

(1) Voir « Annales des Mines de Belgique », 1^{er} juillet 1950, p. 583.

(2) « Die neueste Entwicklung des Strebausbaus in Stahl und Leichtmetall », par le Dr Ing. Fritz Spruth. - Verlag Glückauf. - Essen 1950.

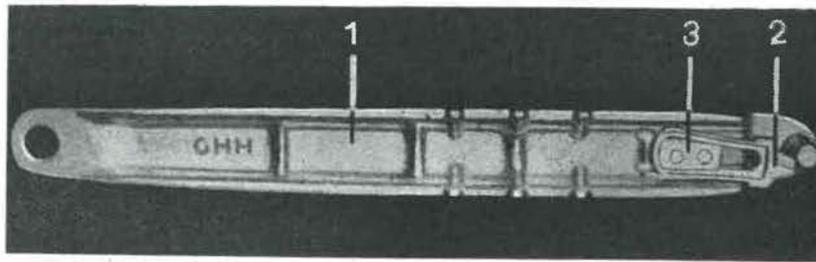


Fig. 28. — La bèle GHH en aluminium.

1. corps de la bèle;
2. arrêtoir empêchant le déboîtement intempestif;
3. guide de l'arrêtoir.

d'articulation, empêche le déboîtement intempestif après l'enlèvement du sabot de rallonge.

La bèle est symétrique.

2) La bèle Vanwersch (fig. 29).

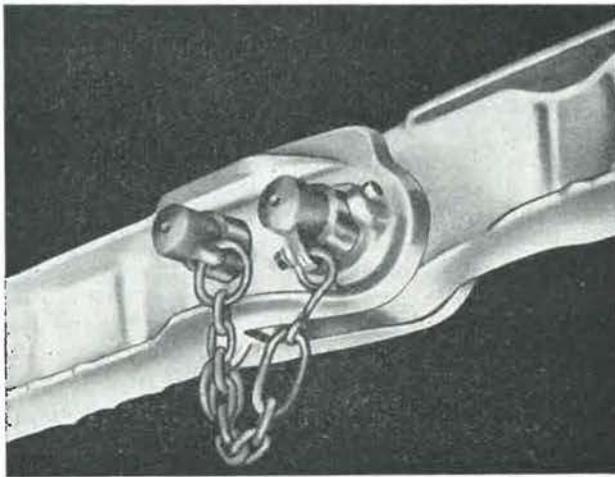


Fig. 29. — La bèle Vanwersch, en duralumin.

Cette bèle a été étudiée en détail dans le Bultec n° 12. Plusieurs essais exécutés avec ce matériel en Belgique ont donné de très bons résultats.

3) La bèle Schloms en duralumin (« Annales des Mines de Belgique », juillet 1950).

4) La bèle et le plateau en aluminium système Schubert (« Annales des Mines de Belgique », juillet 1950).

5) La bèle Scheer-Dragon en alliage léger présente un profilé creux à deux âmes, formant caisson sur toute la longueur et possédant la résistance élevée de ce profilé (fig. 30).

Le tableau ci-dessous donne les dimensions et le poids des bèles fabriquées en alliage léger (Al - Cu - Mg).

Longueur totale en mm	a	b	Poids en kg
800	400	400	12,5
900	500	400	13,6
1.000	600	400	14,7
1.120	720	400	15,8
1.250	850	400	17

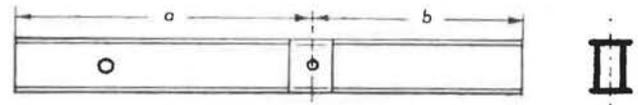


Fig. 30. — Profil de la bèle Scheer-Dragon, en alliage léger.

On peut se passer de plats de renforcement à l'emplacement de l'étauçon; la position est simplement repérée par une plaquette de position boulonnée au corps de la bèle.

6) La bèle Hoevels (Ewald Wiemann) pour plateure (fig. 31).

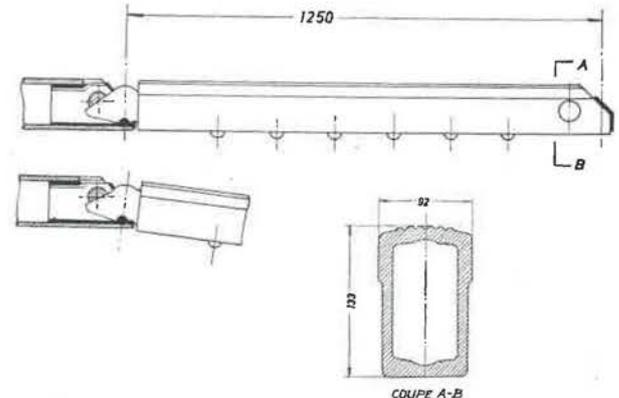


Fig. 31. — La bèle Hoevels, en alliage léger (Ewald Wiemann).

Elle a un profil en forme de caisson. Vers l'avant le caisson est percé d'un trou circulaire et à la base il porte un axe d'accrochage.

À l'arrière, la bèle se termine par un nez présentant une échancrure à la base pour l'accrochage. La face arrière du nez est coupée à 45°; c'est contre cette face que la clavette de calage en demi-cône vient s'appliquer. Ce dispositif de calage permet un déplacement angulaire dans le plan vertical de 10° vers le haut et vers le bas.

La bèle de 1 mètre pèse 18 kg.

7) La bèle Heintzmann (BE Hakenkappen) (fig. 32).

La bèle a la forme d'un caisson de 105 mm de hauteur et de 86 mm de largeur. Elle pèse 11,5 kg

par mètre. Les dispositifs de calage et d'assemblage sont identiques à ceux de la bèle en acier.

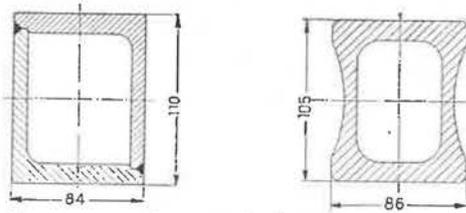


Fig. 32. — Bêles BE Hakenkappen (Heintzmann).
à gauche : profil de la bèle, en acier;
à droite : profil de la bèle, en aluminium.

3) Les bêles mixtes.

Dans ces types, le corps de la bèle est en aluminium mais les deux extrémités, c'est-à-dire le nez et la fourche, sont en général en acier.

1) La bèle Groetschel est identique à la bèle en acier, mais le corps est en aluminium (fig. 33).

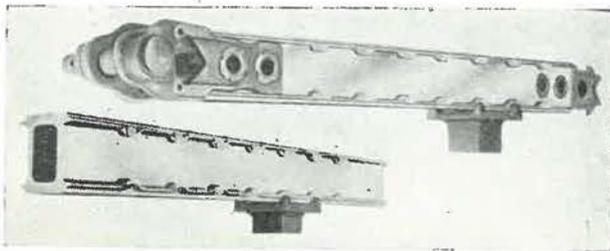


Fig. 33. — La bèle Groetschel. Le corps est en alliage léger et les extrémités en acier.

2) La bèle Ruhl Reppel. Le profil a la forme d'un caisson et les extrémités sont emmanchées à chaud (fig. 34).

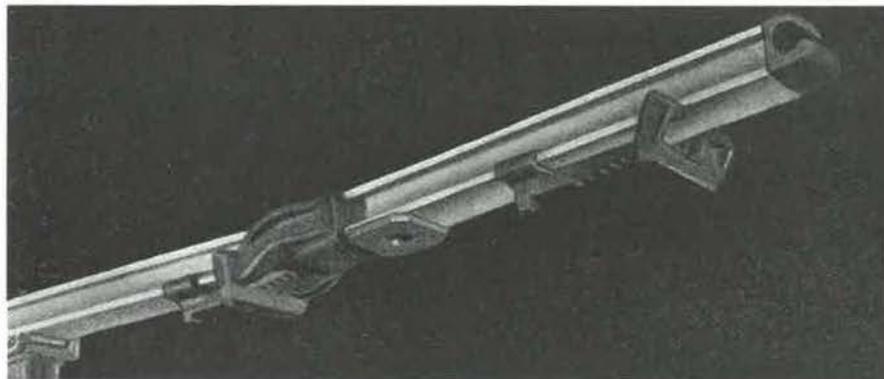


Fig. 34. — La bèle Ruhl Reppel. Le corps est en alliage léger et les extrémités en acier.

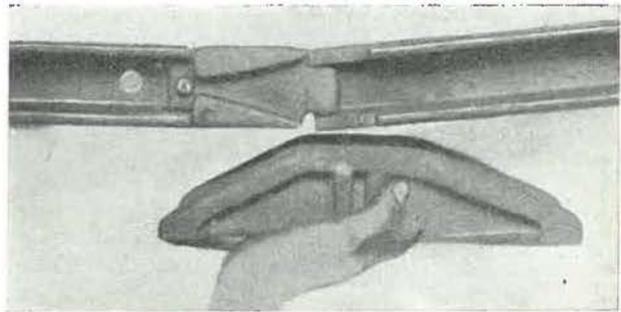
L'emplacement de la tête de l'étau est renforcé par une plaquette en acier. La bèle se termine à l'avant par une échancrure capable de recevoir un axe et à l'arrière par une fourche dont les extrémités sont plus ou moins effilées et recourbées vers le bas. L'axe d'accrochage se trouve entre les deux branches de la fourche. La bèle porte un étrier et un coin coulissants. L'étrier a la forme d'un man-

chon dans lequel les pointes de la fourche s'engagent. Le coin de serrage rend l'assemblage rigide et son enfoncement variable donne des déplacements angulaires dans le plan vertical de 10° vers le haut et 7° vers le bas.

3) La bèle GHH, type TG (fig. 35).



Fig. 35. — La bèle GHH, type TG, pour couches minces.
a) la bèle:



b) dispositif d'assemblage.

Le corps de la bèle en métal léger n'a que 70 mm de hauteur. Les deux extrémités en acier s'emboîtent l'une dans l'autre; il n'y a pas d'axe d'assemblage.

La raideur de l'assemblage pour le placement en porte-à-faux est réalisée à l'aide d'un sabot de rallonge. La bèle de 1 mètre pèse 11,2 kg.

C. — LES ACCESSOIRES

1) Les dispositifs de précontrainte.

Trop souvent, par suite de l'inefficacité des systèmes de serrage anciennement utilisés, l'étau métallique était posé comme un étau en bois. Il était calé, soit à la grosse masse, soit en utilisant l'aiguille du marteau-piqueur comme levier. Ce dernier procédé détruisait la plate bèle ou le mur.

L'utilisation de bèles métalliques rend le serrage difficile sans dispositif adéquat.

Le serrage au terrain ne peut avoir lieu sous l'action des pressions de terrains, sinon tous les efforts faits pour rendre l'étau portant dès le début de sa course sont vains.

Les nouveaux engins d'abatage mécanique prennent souvent appui sur une file d'étau nouvellement posés; l'étau ne peut donc céder même s'il est soumis à une forte pression latérale.

Il faut poser l'étau avec un serrage initial élevé, de l'ordre de 4 à 5 tonnes; pour des petites ouvertures, on peut cependant s'en tenir à 2 tonnes.

Les dispositifs de précontrainte doivent être, non seulement efficaces, mais aussi aisément maniables, car ils doivent faire partie des outils de chaque étauonneur.

Un procédé très simple consiste à pourvoir l'étau d'une tête mobile avec coin de serrage. Ce procédé est utilisé dans l'étau Uerdingen, l'étau hydraulique Eisenwerk Wanheim et dans les étaux GHH pour dressant et semi-dressant.

L'étau Schwarz pour dressant est pourvu d'un vérin à vis.

Parmi les dispositifs de précontrainte, on trouve des extenseurs à coin, à vis, à crémaillère.

Le dispositif à coins plats (couteaux), chassés dans des fentes du fût extérieur, tend à disparaître. Il ne donne pas un serrage suffisant et les ouvertures déforment le fût extérieur.

1) Le sabot de serrage GHH (fig. 36).



Fig. 36. — Le sabot de serrage GHH.

Il se compose d'un étrier qui entoure le fût intérieur et dont la fermeture est assurée par l'enfoncement d'un coin plat.

L'enfoncement du coin vertical donne le serrage initial au terrain. Toutes les pièces sont inséparables.

2) Le sabot de serrage Wiemann (fig. 37).

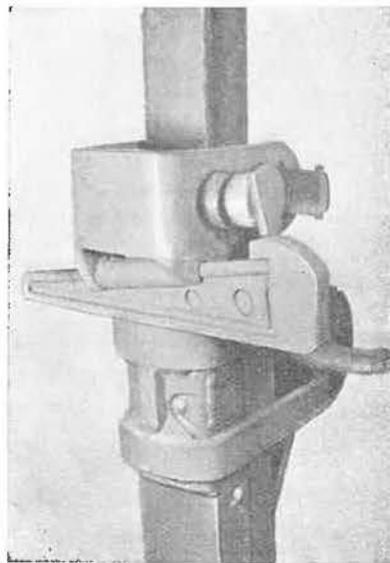


Fig. 37. — Le sabot de serrage Wiemann.

Ce sabot se compose d'un fort étrier qui porte un axe d'arrêt et une cale de serrage. Ce sont les surfaces plates de ces deux pièces qui sont en contact avec le fût intérieur, ce qui évite sa détérioration. L'axe d'arrêt a pour but d'assurer un bon contact de l'étrier de serrage malgré la conicité du fût. Pour soulever le fût, on fait usage d'un coin plat posé verticalement sur la serrure de l'étau; le bord incliné glisse dans une rainure ménagée sous le dos de l'étrier.

Toutes les pièces sont inséparables.

3) L'extenseur Gerlach (fig. 38).

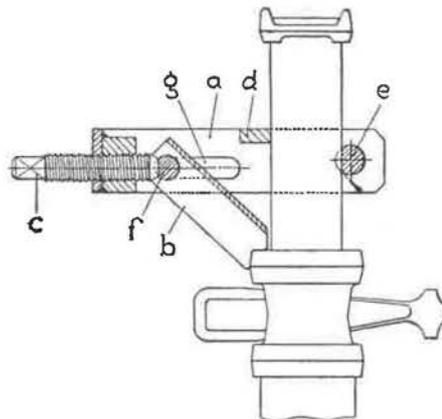


Fig. 38. — L'extenseur Gerlach.

Il se compose d'un étrier *a*, d'un support d'étrier *b* qui prend appui sur la serrure et d'une broche fileté *c*.

L'étrier serre le fût entre une cale transversale *d* et un pivot de serrage mobile *e*. La broche fileté traverse le dos de l'étrier qui sert d'écrou.

Le support de l'étrier porte à la partie supérieure un tourillon *f*, dont les extrémités sont aplaties. Il peut coulisser dans deux fentes horizontales *g* de l'étrier.

La broche fileté pousse de l'avant le tourillon *f*.

En serrant la broche à l'aide d'une clef, le tourillon glisse, ce qui fait décrire un cercle au support et soulève l'étrier et le fût de l'étauçon. L'extension qu'on peut obtenir avec le dispositif est de 5 cm. On peut atteindre une tension de pose de 5 tonnes.

4) L'extenseur Neuhauss (fig. 39).



Fig. 39. — L'extenseur Neuhauss.

Il se compose d'une crémaillère posée le long du fût supérieur. Elle s'appuie d'une part sur la serrure et d'autre part sous la tête de l'étauçon. Une roue dentée, un levier et un dispositif à rochet font monter la crémaillère et permettent de donner un serrage initial de 6 tonnes environ.

Pour les étauçons de grande dimension, on a prévu un dispositif de serrage du fût au lieu du point d'appui sous la tête.

2) Les sabots de foudroyage pour étauçons en bois.

L'emploi d'étauçons métalliques n'est pas possible dans toutes les conditions de gisement, surtout lorsque l'ouverture des veines varie rapidement.

Dans les gisements en plateure dont l'inclinaison est comprise entre 25° et 30°, l'emploi d'étauçons métalliques lourds est un danger. Par contre, l'étauçon en bois rend l'application du foudroyage difficile, sinon impossible. Les nouveaux sabots de foudroyage apportent une solution au problème.

Ces dispositifs font en outre réaliser une économie de bois (les étauçons récupérés peuvent être réutilisés sur place) et un gain de temps à la pose du soutènement (l'étauçon ne doit plus être soigneusement ajusté).

1) Le sabot de foudroyage, système Schöttker (fig. 40).

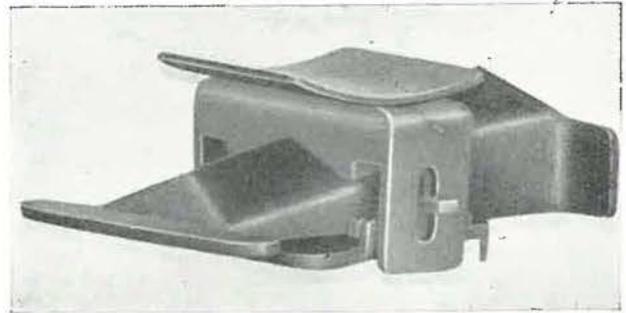
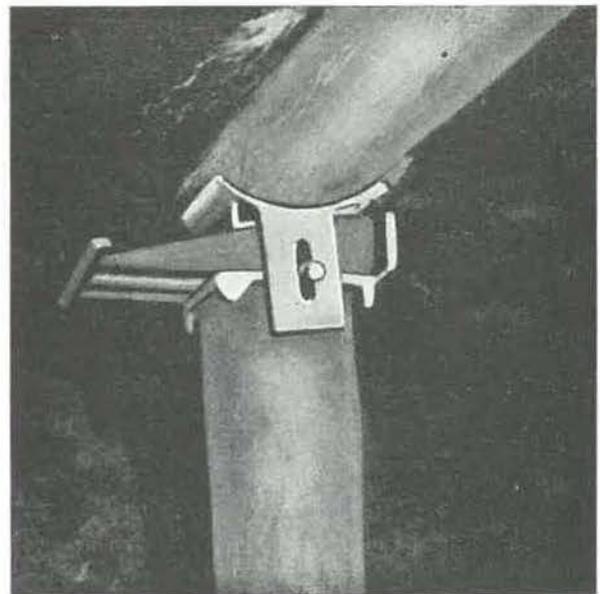


Fig. 40.

a) Le sabot de foudroyage Schöttker.



b) Le sabot Schöttker, en service.

Ce sabot se pose sur la tête de l'étauçon en bois. Il le coiffe d'une tête métallique mobile pourvue d'un coin de serrage.

Il y a lieu d'attacher un câble ou une chaîne au sabot au moment du foudroyage, pour être certain de le récupérer.

2) L'économiseur de bois Fix (fig. 41).

Ce dispositif se place sous le pied de l'étauçon en bois. Il est construit en duralumin et pourvu d'une poignée en fer battu pour faciliter sa manipulation.

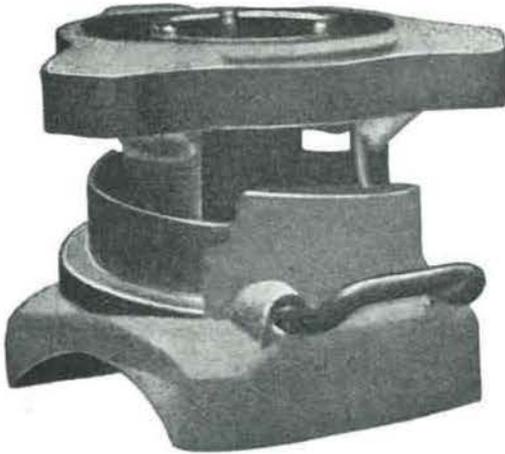


Fig. 41. — L'économiseur de bois Fix.

Il est constitué de deux parties, l'inférieure fixe et la supérieure mobile, réunies entre elles par un boulon guide. Le plateau central sur lequel se pose le bois est mobile dans la pièce supérieure. L'érou de serrage est pourvu de trois pièces alternées à 120°, qui grimpent sur des rampes inclinées. Un dispositif d'arrêt empêche l'effondrement intempestif.

L'économiseur de bois Fix a 14 centimètres de hauteur minimum et 20 centimètres maximum. On dispose donc d'un jeu de 6 centimètres. Il coûte environ 40 DM. Ces deux dispositifs, non utilisés en Belgique, seraient dignes d'être essayés.

3) Appareils de mesures - système Wöhlbier-Ambatiello.

La mécanisation des travaux du fond exige un contrôle du toit beaucoup plus rigoureux.

Il est important de connaître les charges auxquelles le soutènement est soumis, de contrôler son efficacité et son comportement, de pouvoir comparer différents types d'étauçons, de vérifier leurs caractéristiques en service.

Les enseignements acquis de cette façon détermineront l'architecture de soutènement la mieux appropriée dans chaque cas particulier et orienteront les constructeurs d'étauçons vers les améliorations à apporter.

Pour déterminer les pressions de terrains dans un chantier, il importe de connaître la pression exercée sur le soutènement et les mouvements de terrains sous forme de rapprochements des épontes (affaissement du toit, soulèvement du mur).

A cet effet, Wöhlbier et Ambatiello ont construit différents appareils :

- 1) l'appareil à lecture directe pour la pression seulement. Le coulisement de l'étauçon doit être mesuré régulièrement à l'aide de repères sur le fût;
- 2) l'enregistreur des pressions de terrains;
- 3) l'enregistreur des pressions de terrains et des affaissements du toit.

L'appareil à lecture directe est simple et peut être utilisé avec beaucoup de profit (fig. 42).

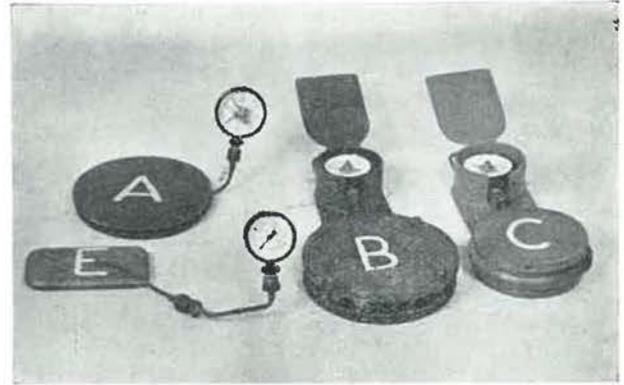


Fig. 42. — Appareils de mesures à lecture directe, système Wöhlbier-Ambatiello.

Il se compose d'une boîte de 210 mm de diamètre, remplie d'huile, reliée par un tube capillaire à un manomètre avec boîtier de protection. La boîte est insérée entre deux plateaux en acier de 15 mm d'épaisseur et de 280 mm de diamètre.

Le manomètre est spécialement construit pour résister à des mises en charge brusques, éventuellement avec chocs. Il peut indiquer la pression jusqu'à 400 atmosphères, ce qui correspond à une charge de 120 tonnes environ.

La précision des mesures est de l'ordre de 1,5 à 2 %, ce qui suffit dans les mines.

Dans un chantier, il faut disposer d'un groupe de dix ou de vingt appareils pour suivre la mise en

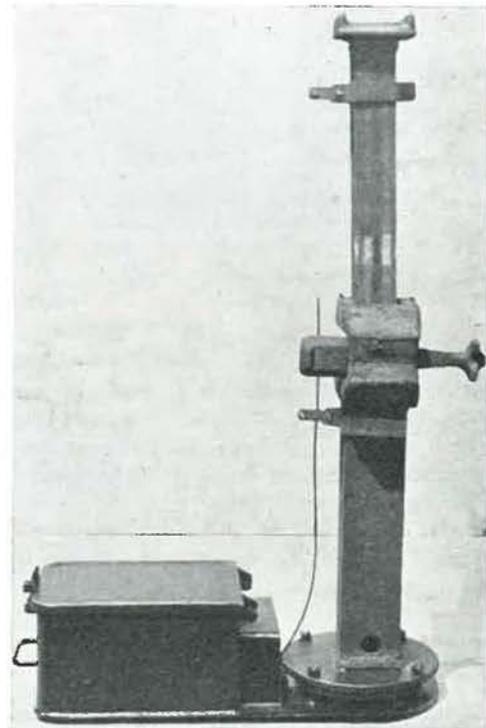


Fig. 43. — Appareil enregistreur Wöhlbier-Ambatiello.

charge des étançons depuis la pose jusqu'à l'enlèvement et ce, en différents endroits de la taille et au même moment.

L'appareil coûte environ 200 DM.

Les lectures aux différents manomètres se font toutes les demi-heures. En même temps, on peut noter le coulisement de l'étau grâce à des traits de repère marqués au préalable sur le fût intérieur.

LA PREPARATION MECANIQUE DU CHARBON

Dans la livraison du 1^{er} septembre 1950, Inichar a donné un compte rendu substantiel de la Conférence Internationale sur le lavage des charbons, tenue à Paris en juin 1950. Bientôt d'ailleurs paraîtra le rapport complet relatif à cette manifestation.

L'Exposition d'Essen comportait un département de la préparation mécanique et il en fut également parlé durant les journées du 14 au 16 septembre.

Il nous paraît opportun, compte tenu de ces éléments, de signaler brièvement ici ce qui, dans ces manifestations d'Essen, est nouveau et de nature à retenir particulièrement l'attention des exploitants de notre pays.

Nous examinerons les points suivants :

- concassage - broyage,
- criblage - tamisage,
- égouttage,
- épaississement,
- lavage.

Nous terminerons par un bref compte rendu de l'exposé du Dr Ing. H. Meyer sur le traitement des charbons de gros calibres.

I. — Concassage-broyage.

Les appareils présentés ne sont généralement pas basés sur des principes nouveaux, mais montrent une meilleure adaptation au but désiré.

Un seul broyeur présente une idée nouvelle. C'est le broyeur à choc (Prallmühle) de la firme Hazemag, à Munster.

Son principe est assez voisin de celui du broyeur à marteaux, à savoir le broyage de la matière par sa percussion contre des pièces métalliques. Mais tandis que, dans le broyeur à marteaux, c'est la pièce métallique entraînée à grande vitesse qui vient heurter le grain à briser immobile, dans le broyeur à choc, c'est la matière qui est en mouvement et qui vient s'écraser sur des pièces de choc fixes (Prallplatten) (fig. 44.)

Elle est entraînée dans un mouvement de rotation par un cylindre denté et projetée par la force centrifuge contre les pièces de choc.

La dimension finale des grains peut être réglée par la vitesse de rotation du cylindre d'entraînement et par l'ouverture du tamis d'extraction. Les particules trop grosses pour traverser le tamis sont reprises par les dents du rotor et recommencent le cycle de broyage.

Quand le mur est mauvais, les dimensions du plateau modifient les conditions de travail de l'étau ordinaire. Il faudrait alors disposer d'un appareil ayant exactement les dimensions du pied de l'étau.

L'appareil enregistreur, qui mesure simultanément les pressions et le coulisement, peut fonctionner sans interruption pendant 24, 48 ou 72 heures. Son prix est de 1.000 DM (fig. 43).

Les caractéristiques de fonctionnement sont à peu près identiques à celles du broyeur à marteaux et les avantages sont les mêmes, à savoir :

- une capacité importante eu égard au volume et au poids de l'appareil;
- une consommation d'énergie assez réduite.

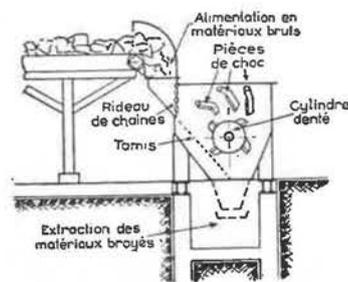


Fig. 44. — Prallmühle Hazemag.

Ce broyeur est déjà employé depuis quelque temps en Allemagne, surtout dans l'industrie du ciment et des réfractaires, mais aussi parfois pour le broyage du charbon. Il existe actuellement cinq modèles dont la capacité varie de 5, à 50 tonnes/heure avec une puissance de 6 à 70 CV.

* * *

Les appareils exposés ne présentent pas de principes nouveaux, aussi nous attacherons-nous surtout à l'étude de leur adaptation aux charbonnages.

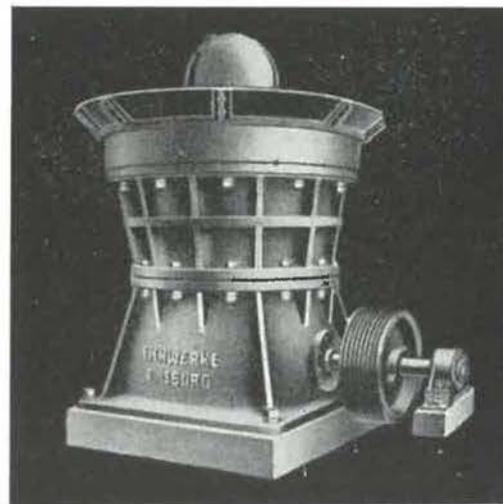


Fig. 45. — Concasseur à matériaux de remblayage Esch.

La firme Esch-Werke à Duisburg, qui fabrique les plus gros concasseurs giratoires d'Europe atteignant jusque 1.000 t/h de capacité, construit également un petit modèle de ces concasseurs spécialement étudié pour le traitement des matériaux de remblayage (fig. 45).

Cet appareil, d'un poids de 50 tonnes, a une capacité maximum de 50 tonnes/heure et fournit des grains de 0 à 60-80 mm. L'installation complète englobant ce concasseur peut être montée aussi bien au fond qu'au jour.

La firme Stahlbau Rheinhausen à Rheinhausen expose un concasseur à mâchoires d'un type un peu spécial et pouvant s'appliquer au traitement des charbons et des produits de remblayage (fig. 46).

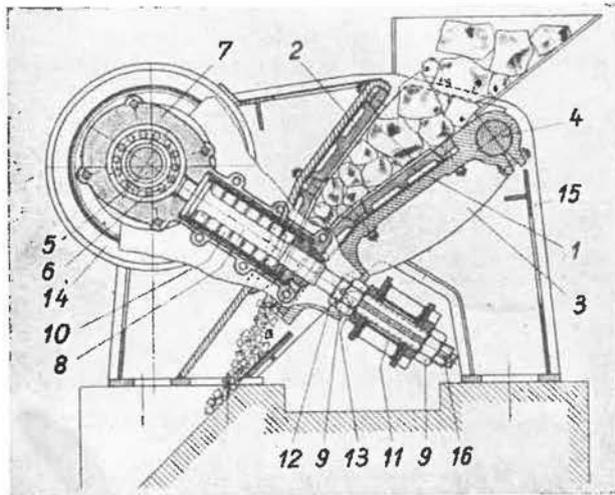


Fig. 46. — Concasseur à mâchoire Stahlbau Rheinhausen.

1. Mâchoire mobile;
2. mâchoire fixe;
3. aile;
4. axe de l'aile;
5. excentrique;
6. coussinet pendulaire;
7. enveloppe de la bielle;
8. bielle;
9. écrous de réglage de la fente;
10. ressort de surcharge;
11. poutres traverses;
12. siège des pièces de poussée;
13. pièce de poussée;
14. volant;
15. châssis du concasseur;
16. échelle graduée.

Cet appareil se distingue des concasseurs à mâchoires courants par une très forte inclinaison de la fente de travail et par le déplacement relativement très grand de la mâchoire inférieure. Cette mâchoire est de plus animée d'un mouvement très rapide, les périodes d'ouverture de la section de sortie sont très réduites de sorte que les grains non encore réduits à dimension désirée et se trouvant dans les parties inférieure et moyenne de la chambre de broyage ne peuvent s'échapper prématurément. De plus, pour atteindre une grosseur uni-

forme des grains, la chambre de broyage se termine à la partie inférieure par une petite zone à parois parallèles, où chaque grain est amené à dimension désirée avant de quitter le broyeur. Ces perfectionnements entraînent deux avantages principaux :

- Une grande homogénéité de la granulométrie.
- Une grande capacité de production qui peut dépasser de 40 % celle de certains appareils du même type pour une même largeur de mâchoires et une même section de sortie.

Plusieurs autres firmes exposent des concasseurs et broyeurs courants, applicables aussi bien au traitement des charbons et cokes que des minerais.

Il faut citer :

- les concasseurs à cylindres avec cylindres dentés, canelés ou lisses de Esch-Werke, à Duisburg;
- les broyeurs à marteaux et à cylindres de Stahlbau Rheinhausen, à Rheinhausen;
- les broyeurs à marteaux et à cylindres, concasseurs à mâchoires et à cylindres de la Westfälische Maschinenbau Gesellschaft (WMG), à Recklinghausen;
- les installations de fond et de surface pour le concassage des pierres de remblayage, les concasseurs et broyeurs de la Westfalia Dinnendahl Gröppel AG, à Bochum (WEDAG).

II. — Criblage et tamisage.

Un type d'appareil applique un principe relativement nouveau, c'est le tamis vibrant résonnant (Resonanzschwingsieb) présenté simultanément par les firmes Stahlbau Rheinhausen et Klöckner, Humboldt et Deutz.

Le mode de fonctionnement de ce crible est le suivant : aux points morts de la course de va-et-vient du tamis, son énergie vive est recueillie par résonance dans des ressorts d'emmagasinement formés d'une superposition d'anneaux en caoutchouc. Après le passage des points morts, cette énergie est restituée et sert à l'accélération des masses.

La commande se fait par excentrique, mais la liaison n'est pas rigide, la bielle attaquant la caisse de criblage par l'intermédiaire d'un amortisseur en caoutchouc analogue aux ressorts d'emmagasinement. Suivant les constructeurs, les avantages de cet appareil sont les suivants :

- les organes de liaison fatiguent moins;
- la puissance nécessaire est moindre;
- l'entretien est simple et les frais sont réduits;
- le crible possède une grande capacité et donne un classement satisfaisant.

La maison Stahlbau Rheinhausen fabrique ce tamis en trois modèles brièvement décrits ci-après :

1) Une seule caisse de tamisage avec un criblage en deux ou trois fractions. Le bâti est monté sur blocs de caoutchouc et ne transmet pas de vibrations à la fondation.

La capacité varie de 120 à 250 tonnes/heure suivant la largeur. Ce crible s'applique surtout au préclassement dans les installations de préparation du charbon de petite et moyenne importance et dans les circuits de broyage des minerais.

2) Deux caisses de tamisage en série (fig. 47). La commande se fait par un seul excentrique attaquant la tête de la première caisse. Le bâti de cette caisse vibre par réaction sur ses amortisseurs en caoutchouc et transmet son mouvement horizontal au bâti de la seconde caisse par l'intermédiaire d'une liaison constituée par des lames de ressort placées horizontalement. La seconde caisse est mise en mouvement uniquement par l'action de son bâti sur les ressorts d'emmagasinement.

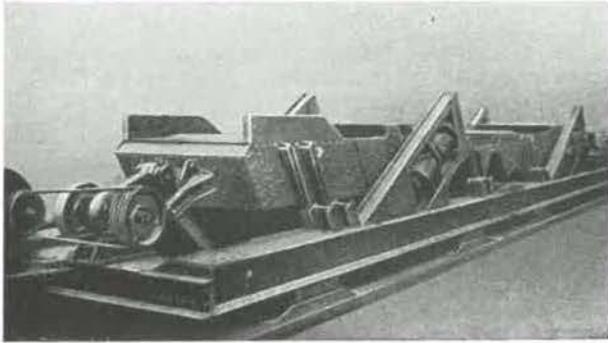


Fig. 47. — Crible vibrant Stahlbau Rheinhausen résonnant. Deux caisses en série.

Cet ensemble peut donner jusque 7 fractions granulométriques avec une capacité variant de 60 à 250 t/h suivant la grosseur des grains traités et la largeur du crible.

Il s'applique au préclassement dans les grands lavoirs et à la classification du coke.

3) Deux caisses dont les têtes se superposent et sur lesquelles la progression des produits se fait en sens inverse (fig. 48).

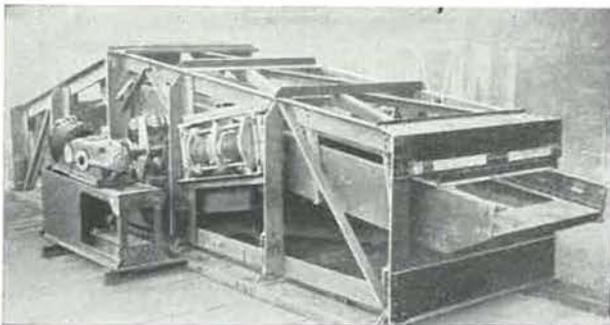


Fig. 48. — Crible vibrant Stahlbau Rheinhausen résonnant. Deux caisses opposées.

La tête du tamis à grandes mailles surplombe la tête du tamis inférieur qui est à mailles plus fines. La première section du tamis supérieur fait une séparation en deux produits : le produit fin, traversant les mailles, tombe sur le crible inférieur où il est alors classé; le produit plus gros reste sur le tamis supérieur où il est également classé dans les sections suivantes.

L'avantage de cette disposition est que le tamis à mailles fines est déchargé de tous les gros grains et opère ainsi une meilleure classification. Le groupe

peut donner jusque 7 classes de grains avec un débit de 80 à 250 tonnes/heure.

Le bâti est monté, soit sur lames de ressort verticales qui amortissent uniquement les vibrations horizontales tandis que les efforts verticaux sont transmis à la fondation, soit sur ressorts à boudin. On s'arrange dans ce cas pour que l'intersection des lignes de travail des deux caisses soit à l'aplomb du centre de gravité du bâti afin de répartir uniformément les efforts sur les ressorts.

Plusieurs firmes exposent des cribles vibrants de modèles courants actionnés le plus souvent par arbre excentré ou par balourd sur la poulie d'entraînement.

Ce sont :

Stahlbau Rheinhausen,
Esch-Werke, à Duisburg,
W. Flämrich, à Recklinghausen,
Westfalia Dinnendahl Gröppel, à Bochum.

III. — Egouttage.

La Maison Hein-Lehmann et C^{ie} à Düsseldorf expose un type assez récent d'égoutteur pour charbon fin : l'égoutteur à tamis central radial (Zentrale Radial Siebenanlage). Un article à ce sujet a paru dans la revue « Glückauf » Heft 5/6 - 1950.

La partie active de l'appareil est formée par une grille en forme d'entonnoir. Le produit à égoutter est ramené à la périphérie de l'entonnoir par quatre tuyaux d'alimentation disposés en croix. L'ensemble des quatre tuyaux est animé d'un mouvement de rotation suivant le principe du tourniquet hydraulique; on obtient ainsi une répartition homogène de l'alimentation sur tout le pourtour de la grille (fig. 49).

À la périphérie, à l'endroit de l'alimentation, la surface criblante est grande et l'égouttage rapide. Par suite du rétrécissement de la grille entonnoir vers la pointe et de la présence de baffles radiales, le produit presque complètement égoutté s'accumule, forme une digue qui empêche le liquide de dévaler au-dessus de la grille et le force à s'égoutter à travers celle-ci.

L'emplacement tout indiqué pour cet appareil est le sommet d'une batterie de tours de séchage. Il permet d'éliminer 85 à 90 % de l'eau contenue dans le charbon avant son envoi dans les tours.

Grâce aux rampes d'arrosage fixées au-dessus du tamis, le charbon peut être au besoin débarrassé de l'argile, du schlamm ou d'autres produits fins indésirables. Cet égoutteur est construit en quatre diamètres différents de 3 m 30 à 5 m avec des ouvertures de grilles de 0,3 à 0,5 mm. Sa capacité varie de 300 à 750 m³/h avec environ 60 à 130 t/h de charbon fin.

Les avantages principaux de l'appareil sont son faible encombrement et son prix réduit tant d'achat que d'exploitation.

IV. — Epaissement.

La Maison Wedag construit, sous licence Dorr, des cyclones épaisseurs de 350 mm de diamètre. Ces cyclones possèdent à la pointe un ajustage en caoutchouc. Cet ajustage contient un espace annu-

laire creux où l'on peut amener de l'air sous pression. La pression de cet air règle le diamètre de la section et, par suite, la densité de la suspension épaissie.

Baum-jig SKB de la firme Schüchtermann et Kremer-Baum, à Dortmund.

L'évolution de cet appareil peut se résumer de la façon suivante :

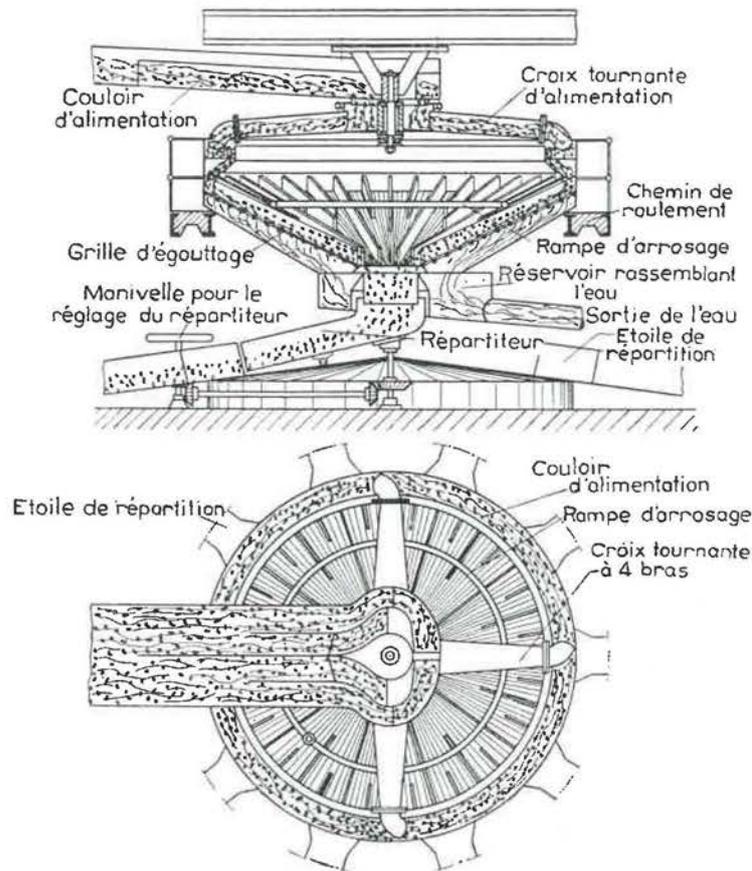


Fig. 49. — Tamis égoutteur radial Hein-Lehmann.

Il faut noter aussi l'épaississeur d'un type spécial employé dans l'installation de lavage par suspension dense de Klöckner, Humboldt et Deutz. Nous y reviendrons plus loin à propos de l'ensemble de l'appareil.

V. — Lavage du charbon.

Tous les appareils actuels de lavage humide se ramènent à deux grandes catégories : les appareils à classement dans l'eau (baum-jigs, bacs à pistons, rhéolaveurs) et les appareils à suspensions denses.

Les premiers se caractérisent par une coupure assez imparfaite et par des frais d'exploitation relativement bas et les seconds, par une coupure plus nette mais un fonctionnement moins économique.

La compétition entre les deux systèmes est d'ailleurs fructueuse, les fabricants de bacs à air ou à pistons essayent d'améliorer l'efficacité de leurs appareils et les constructeurs de lavoires à suspension dense visent à réduire les frais d'exploitation et d'entretien.

Les deux tendances sont représentées à l'Exposition d'Essen, l'une avec le Baum-jig SKB, l'autre avec le bac à liquide dense Humboldt.

— La commande d'un bac par l'air comprimé, principe du Baum-jig, date de 1890.

L'appareil a subi depuis lors une série de perfectionnements dont les principaux sont :

— en 1903, division de la caisse en chambres séparées commandées indépendamment. Cette disposition permet d'adapter les pulsations de l'eau aux différents stades de l'avancement du classement du produit;

— en 1932, réglage automatique de la vanne de déschistage.

L'appareil est commandé par un flotteur dont le poids est tel qu'il se maintient à la surface de séparation des schistes-mixtes ou mixtes-charbons suivant le cas. Ce flotteur agit sur un servo-moteur à pression d'huile de telle sorte que la vanne de déschistage suit tous ses mouvements.

Ce même flotteur commande également une vanne d'étranglement sur l'arrivée d'air comprimé. Lorsque la vanne de déschistage est à pleine ouverture, si le lit de schiste s'accroît encore, on admet un supplément d'air comprimé qui accélère l'évacuation des schistes.

— Le dernier perfectionnement date de cette année et équipe l'appareil exposé à Essen.

La commande automatique de la vanne de déschistage est supprimée, celle-ci se manœuvre à la main et est en général complètement ouverte. La quantité de schistes à extraire est réglée uniquement par la vitesse d'extraction. A cet effet, au delà de la vanne, les constructeurs ont ajouté une chambre de pulsation commandée indépendamment et qui règle la vitesse d'avancement du schiste sur une grille inclinée servant d'extracteur (fig. 50).

L'avantage de ce procédé est de permettre le traitement de grains jusque 200 mm sans difficultés grâce à la grande ouverture d'extraction.

Un bac de ce genre en activité à la mine Osterfeld, à Essen, avait donné des résultats intéressants:

- Ecart probable 0,035.
- Proportion de vrais mixtes dans les mixtes : 81 à 86 %. Malheureusement, la granulométrie et la densité de partage nous sont inconnues.

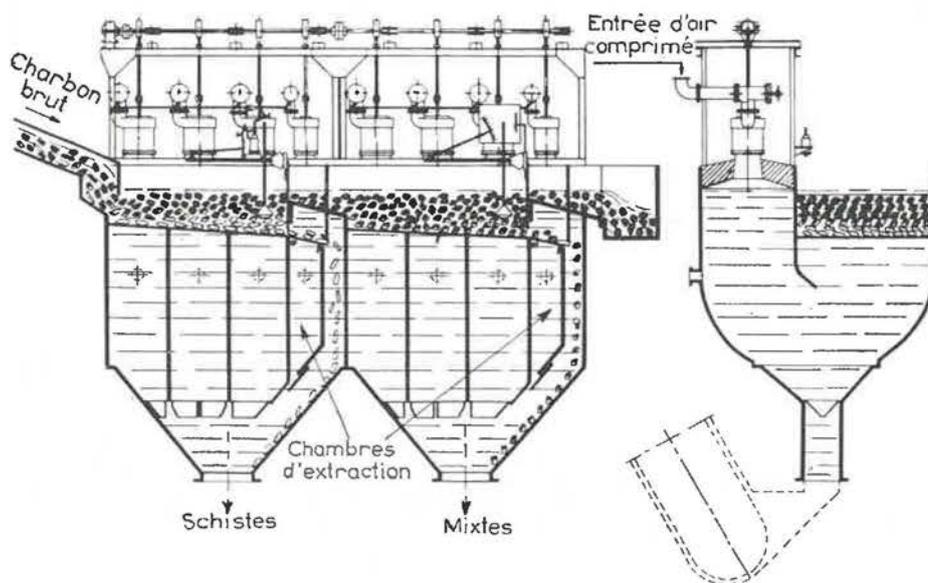


Fig. 50. — Baum-jig SKB avec chambre d'extraction.

Bac à liquide dense Klöckner, Humboldt, Deutz (1).

Chaque appareil effectuant une seule coupure, l'installation comporte deux bacs en série, le premier donnant des schistes définitifs et le second effectuant la séparation charbons-mixtes.

L'installation donne des résultats très satisfaisants, même pour des granulométries relativement fines. Voici d'ailleurs un spécimen de résultat obtenu à la mine Walsum par traitement d'un brut 0,5-10 mm à 23-24 % de cendres. Les séparations sont effectuées à des densités de 1,8 et 1,5.

Densité	Charbon propre		Mixtes		Schiste	
	% poids	% cendres	% poids	% cendres	% poids	% cendres
< 1,5	97,1	4,76	5,2	21,24	—	—
1,5-1,8	2,9	20,56	87,4	38,18	0,8	58,42
> 1,8	—	—	7,4	53,02	99,2	68,84
	100,0	5,48	100,0	38,40	100,0	68,77

Les mixtes contiennent donc 87,4 % de vrais mixtes. La suspension diluée par rinçage est ramenée à la densité désirée par un épaisseur d'un type très spécial, le clarificateur incliné (Schrägklärer).

L'appareil est formé essentiellement d'un bac

parallépipède contenant un empilage de tôles inclinées.

La suspension à épaisir est alimentée par le haut et traverse cet empilage. Chaque espace vide entre deux tôles constitue en soi un épaisseur et l'accumulation de ces espaces donne une surface d'épaississement très importante. La suspension épaisie est soutirée à la base de l'appareil par quatre caisses pointues munies de vannes et l'eau clarifiée est refoulée vers le haut de l'appareil.

(1) Cet appareil a été décrit sommairement dans les « Annales des Mines » du 1^{er} septembre 1950, p. 545.

Possibilités de la mécanisation du triage à main.

La mécanisation en taille donne lieu à une proportion élevée de stériles dans le charbon brut, ce qui accroît notamment le travail de triage à main. Ce problème a fait l'objet d'un exposé intéressant du Dr Ing. H. Meyer à la journée d'étude du 15 septembre 1950, à Essen, sous le titre : « Réflexions techniques et économiques sur la préparation mécanique des charbons de gros calibres ».

Cette question avait été étudiée par M. Lehner, Ingénieur principal au service de Préparation des Mines de la Sarre, au Congrès de Paris de juillet 1950.

L'importance du sujet apparaît immédiatement lorsqu'on sait quel pourcentage de brut représentent ces gros calibres. Nous ne possédons pas de statistiques belge à ce sujet, mais des chiffres donnés par M. Lehner montrent que, dans le bassin de la Sarre, la proportion de gros atteint 30 % de l'extraction totale.

Après triage, ce produit se répartit de la façon suivante :

criblés commerciaux	51 %
barrés à concasser	15,3 %
stériles	35,7 %

En Belgique, le pourcentage de gros est probablement plus réduit, mais il n'en représente pas moins un tonnage important.

Le triage à la main est coûteux et défectueux, surtout en raison de la surcharge actuelle des installations.

Est-il possible de mécaniser complètement cette opération ? Jusqu'à présent, la réponse est négative. On peut réduire l'importance du triage à main, mais non le supprimer complètement.

Dans un appareil mécanique, un morceau quelconque est classé uniquement suivant sa densité globale. Il existe au voisinage de la zone de coupure mixtes-schistes une tranche densimétrique comprise entre 2 et 2,4 environ, qui peut contenir deux espèces de produits :

- soit des barrés pouvant contenir 20 à 50 % de charbon pur en grosses plaquettes à côté du schiste. Ce produit doit être retraité;
- soit des schistes charbonneux légers ou des mixtes feuilletés qui n'ont aucun intérêt économique et doivent être rejetés.

Le classement densimétrique ne peut faire aucune distinction entre ces deux produits et seul un examen visuel permet une discrimination.

SAMENVATTING

Voor de derde maal sinds het einde van den oorlog organiseerde de Deutsche Kohlenbergbau Leitung (D.K.B.L.) een tentoonstelling van materieel der mijnen, met de medewerking van talrijke constructeurs.

Het is waarschijnlijk de belangrijkste manifestatie van deze aard in Europa. Ze werd gehouden in het Grugapark in een raamwerk van bloemen, groen en water. Duizenden bezoekers, waaronder een groot aantal buitenlanders, werden er door aangetrokken.

De deelneming was gestegen tot 220 firma's, waaronder verschillende buitenlandse, tegenover 85 in 1948.

De oppervlakte ingenomen door de hallen, standen en vrije ruimten bedroeg ongeveer 150.000 m². De tentoonstelling gaf een uitgebreid overzicht over de huidige strekkingen in de Duitse mijnindustrie en bevatte drie hoofdafdelingen :

- A. De ondergrond.
- B. De voorbereiding der ertsen, de cokesovens en de valorisatie der kolen.
- C. De mijnnijverheid, de mijnwerker en de algemene economie.

Deze afdeling betrof in het bijzonder de sociale en culturele verwezenlijkingen ten voordele van de mijnwerkers en de vorming der jeugd.

« Rationale organisatie en mechanisatie van de mijnnijverheid » was het thema dat door de organisatoren gekozen was.

De D.K.B.L. had tezelfdertijd een conferentie over de mijnbouw ingericht, die van 14 tot 16 September gehouden werd in de cinemazaal « Lichtburg », te Essen. Deze conferentie kende een groot succes en de zittingen werden gevolgd door honderden specialisten en techniekers, voor het merendeel Duitsers. De conferentie was niet internationaal, maar enkele buitenlandse organismen, waaronder Inichar, waren er uitgenodigd.

ERRATUM

Livraison de juillet 1950.

Le matériel minier à la Foire Internationale de Liège 1950, page 379, fig. 2. Diagramme de mise en charge de l'étauçon Prochar. L'échelle des ordonnées « charge en tonnes » est à diviser par deux entre 0 et 100.

Exemple : lire 40 t au lieu de 80 t à hauteur de la lettre C.

INSTITUT NATIONAL DES MINES
Frameries - Paturages

Rapport sur les travaux de 1949

ANNEXE I

**Recherches sur les propriétés des radicaux
intervenant dans la combustion du méthane.
Action du radical méthylène sur le méthane**

par M. VANPEE et F. GRARD (*)

RESUME

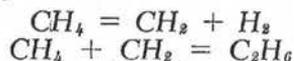
Dans ce travail, on étudie la photolyse du cétène en présence de méthane en vue de déterminer l'action du radical méthylène (CH_2) sur le méthane.

La formation d'éthane a été mise en évidence. Celle-ci augmente avec la concentration de méthane et est indépendante de l'intensité d'irradiation.

Ces faits sont en bon accord avec un mécanisme de réaction basé sur l'hypothèse d'une disparition monomoléculaire des radicaux CH_2 et sur l'existence de la réaction $\text{CH}_2 + \text{CH}_4 = \text{C}_2\text{H}_6$, qui tient compte de la formation d'éthane.

Il est montré ensuite que, si l'on ne fait pas ces hypothèses (par exemple en supposant que les radicaux CH_2 se détruisent d'une façon bimoléculaire ou en supposant que la réaction $\text{CH}_2 + \text{CH}_4 = \text{C}_2\text{H}_6$ doit être remplacée par la réaction $\text{CH}_2 + \text{CH}_4 = \text{CH}_3 + \text{CH}_3$), on obtient des formules cinétiques non vérifiées par l'expérience, en ce sens qu'elles font prévoir un effet d'intensité sur le rendement en éthane.

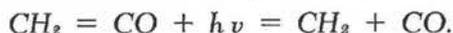
Les mesures cinétiques de Kassel (1) concernant la pyrolyse du méthane ont conduit cet auteur au mécanisme suivant :



où pour la première fois, il était fait mention du radical CH_2 .

La preuve directe de l'existence de ce radical est due à Norrish, Crone et Saltmarsh (2) qui ont étudié le spectre d'absorption du cétène. Ces auteurs ont montré que l'absorption de la lumière dans la région correspondant aux bandes diffuses, provoque la dissociation de la molécule avec formation d'éthylène et d'oxyde de carbone dans le rapport moléculaire de 1 à 2.

Ils interprétèrent ces résultats par la rupture du lien oléfinique suivant le processus primaire :



Cette conclusion fut confirmée par Rice et Glasebrook (3) et ensuite par Pearson, Purcell et Saigh (4) qui identifièrent le radical CH_2 par sa réaction avec le tellure et le sélénium.

Dans les expériences de Pearson, Purcell et Saigh (4), du cétène ou du diazométhane circulait rapidement dans un tube en quartz. Le gaz, d'abord soumis à l'action des rayons ultra-violet, passait ensuite sur un miroir de tellure qui était attaqué par le radical CH_2 . Le composé organo-métallique ainsi formé se déposait plus loin sur les

(*) Respectivement Docteur en sciences chimiques et Ingénieur technicien chimiste, tous deux attachés à l'Institut.

parois du tube, sous forme d'un polymère, de telluroformaldéhyde ($TeCH_2$)_n.

En reliant la vitesse de disparition du miroir à la vitesse du courant gazeux, ces auteurs sont parvenus également à déterminer la vie moyenne du radical libre. Dans le cétène pur, à la pression de quelques millimètres de Hg, celle-ci était supérieure à 0,05 seconde.

Les tentatives pour identifier le méthylène par spectroscopie (5) et par spectrographie de masse (6) se révélèrent d'abord infructueuses.

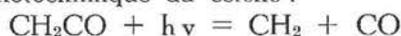
Un spectre de comète obtenu par Swings, Elvey et Babcock (7) présentait cependant un groupe de raies aux environs de 4050 Å, qui d'après Herzberg (8) devaient être émises par le radical CH₂.

Enfin récemment Goldfinger, le Golf et Letort (9) ont photographié le spectre émis par le cétène soumis à la décharge électrique. Le spectre obtenu est complexe mais il comprend entre autres toutes les raies intenses que Herzberg attribue au radical CH₂.

Ce fait nouveau renforce les conclusions de Pearson, Purcell et Saigh et ne laisse aucun doute sur l'existence du radical CH₂ à l'état libre.

Le présent travail a été entrepris dans le but d'étudier l'action du radical méthylène sur le méthane (*).

A cet effet, ce radical fut préparé au sein même des mélanges (cétène + méthane) par décomposition photochimique du cétène :



Son action sur le méthane se manifestait par la formation d'éthane suivant la réaction :



Nos résultats numériques se montrèrent suffisamment précis pour nous permettre de déterminer quantitativement l'influence de la pression partielle du méthane et de l'intensité d'irradiation sur cette formation d'éthane.

Méthode expérimentale.

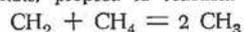
A. Préparation des gaz.

Le méthane fut préparé à partir d'un gaz riche (90 %) par fractionnement, à basse température. Ce gaz, considéré comme très pur (99,9 %), était conservé dans un réservoir muni d'un robinet protégé par un joint de mercure.

Le cétène fut obtenu par pyrolyse de l'acétone. Après passage dans un tube bourré de débris de porcelaine et porté à la température de 600° C, les gaz (acétone en excès + produits de décomposition de l'acétone) étaient débarrassés de l'acétone en excès au moyen d'un réfrigérant à boules. Ils étaient ensuite amenés dans un condensateur refroidi à - 80° C.

Le condensat était rectifié par évaporation d'un tiers de la quantité accumulée. Le deuxième tiers

(*) Cette réaction a déjà été examinée par C. Rosenblum, J. Am. Chem. Soc. 60, 2819 (1938), 23, 5322 (1941) qui, pour interpréter ses résultats, proposa la réaction.



(Pour la discussion de cette réaction, voir la dernière page de cette note.)

était recueilli dans un autre condenseur et le tiers restant était éliminé. Trois distillations successives à - 90° C terminaient la purification de ce gaz.

Comme Pearson, Purcell et Saigh (4), nous avons observé que la pureté du cétène obtenu dépend surtout du rendement de la réaction. Le meilleur résultat est atteint lorsque la vitesse du courant gazeux est réglée de telle sorte que 10 à 20 % de l'acétone soit décomposée.

Dans ces conditions, nous avons obtenu un corps dont les tensions de vapeur diffèrent très peu de celles renseignées par les auteurs précités (tableau 1).

TABLEAU I.

Tensions de vapeur du cétène.

Température en °C	Tensions de vapeur en mm de Hg	
	nos valeurs	Pearson, Purcell, Saigh
- 120	5,0	4
- 109	10,0	—
- 100	16,5	—
- 96	21,0	—
- 94	25,0	25
- 92	29,0	27
- 91	31,5	31
- 90	35,0	31
- 87	45,0	—
- 83,5	60,0	—
- 81	72,0	—
- 76	101,0	—
- 75	109,0	131
- 72	131,0	146
- 71	145,0	148
- 69	165,0	—

Après absorption à la soude, 10 cm³ de cétène donnaient en moyenne un résidu de 0,05 cm³ qui a pu être identifié avec le propylène. La pureté du cétène était donc de 99,5 % environ.

Afin d'éviter toute polymérisation, le cétène était conservé dans une ampoule maintenue à la température de l'air liquide; un joint de mercure le préservait en outre de tout contact avec la graisse de robinet.

B. Appareillage et marche d'une opération.

L'appareillage utilisé a été décrit antérieurement par A. Van Tiggelen (10). Pour la clarté de l'exposé, nous en rappelons ici les particularités essentielles (voir fig. 3).

La source lumineuse était constituée par un arc à vapeur de mercure (lampe Philips Philora H.P. 500), fonctionnant à haute température.

Le spectre d'émission de cette lampe s'étend jusque 1850 Å et est caractérisé par un élargissement considérable des raies du mercure et par une réabsorption complète de la raie de résonance 2537 (fig. 1, A).



Fig. 1.

Le spectre B (fig. 1) a été obtenu en interposant, entre la lampe et le spectrographe, un tube d'absorption de 10 cm de longueur et contenant du cétène à la pression de 40·cm de Hg. On voit que les raies absorbées sont situées entre 3900 et 2500 Å°.

La chambre de réaction était un tube en quartz de 18 cm de longueur et de 2,8 cm de diamètre. Elle communiquait avec le dispositif de remplissage et d'analyse par le robinet à trois voies r_1 (voir fig. 2).

Les quantités de gaz mises en œuvre à chaque expérience étaient mesurées à l'aide d'une burette constituée par un manomètre à mercure (M) et un réservoir (R) dont le volume, défini par l'espace compris entre la pointe de verre (p) et le robinet (r_1), était exactement connu.

Ce réservoir était relié aux canalisations conduisant aux gaz et aux pompes à vide par un tube latéral (t), muni d'un robinet (r_2).

Après avoir fait le vide dans tout l'appareil, les robinets r_1 , r_3 et r_4 sont fermés et le mercure est amené au niveau (n) dans le réservoir (R). Du cétène est ensuite condensé dans le tube latéral (s) refroidi à -180°C et est débarrassé par pompage de toute trace de gaz non condensable.

Cette opération terminée, on laisse s'évaporer lentement le cétène qui pénètre dans le réservoir (R).

Lorsque la quantité admise est jugée suffisante, le robinet (r_2) est fermé et le mercure est amené exactement au niveau de la pointe de verre (p). On note soigneusement la température et la pression données à partir desquelles on calculera le volume de cétène, ramené à 0°C et 76 cm de Hg.

Le robinet (r_1) est ensuite ouvert et le gaz est refoulé entièrement dans la cellule de réaction, au moyen du mercure.

On ferme alors le robinet (r_1) et l'on redescend le mercure pour recommencer la même suite d'opérations avec le méthane.

Après irradiation, le mélange gazeux est extrait quantitativement de la chambre de réaction, mise en communication avec le dispositif d'analyse.

C. Analyse des produits de la réaction.

Le mélange à analyser peut contenir en principe les gaz suivants : hydrogène, méthane, oxyde de carbone, éthane, éthylène, cétène et des composés à plus de deux atomes de carbone.

On procède d'abord à un fractionnement à basse température selon la technique couramment utilisée dans ce laboratoire (11).

Le mélange est ainsi séparé en quatre groupes :

- 1) Le cétène et les hydrocarbures supérieurs retenus à -180°C .
- 2) L'éthane et l'éthylène retenus à -200°C .
- 3) Le méthane et l'oxyde de carbone adsorbés quantitativement par la silice à -180°C .
- 4) L'hydrogène non condensé.

L'analyse se poursuit dans chaque groupe de la façon suivante :

Groupe 1. — (CH_2CO , hydrocarbures supérieurs).

Le cétène est absorbé par la soude à 30 %. Les gaz non dissous sont traités par le réactif au sulfate d'uranyle pour l'absorption des éthyléniques. Sur le résidu, on effectue une combustion eudiométrique, suivie d'une absorption du CO_2 à la soude pour la détermination des hydrocarbures saturés. Dans les premières expériences, la séparation entre hydrocarbures saturés et non saturés n'a pas toujours été réalisée. Le mélange était soumis comme tel à une combustion eudiométrique, afin de déterminer le carbone moyen.

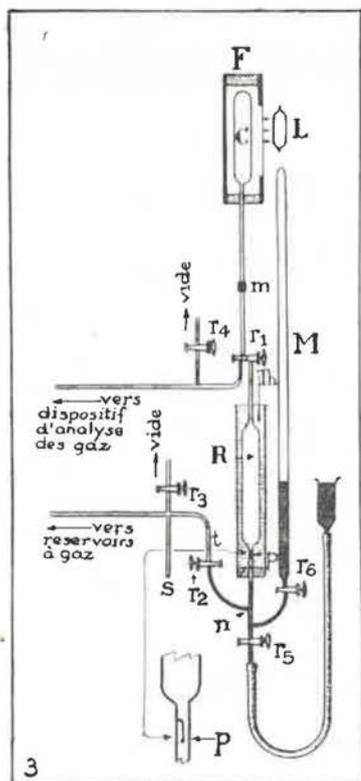


Fig. 2. — Schéma de l'appareil.

- C : chambre à réaction en quartz
- L : lampe à vapeur U-V
- F : four électrique avec fenêtre en quartz
- R : réservoir jaugé pour la mesure des volumes gazeux
- M : manomètre à mercure
- p : pointe en verre
- m : joint de picéine
- Th : thermomètre.

Toutes les analyses ont montré que le résidu du groupe 1, non soluble dans la soude, ne contient pratiquement d'autres hydrocarbures que le propane et le propylène. Nous rappelons que le cétène contenait comme impureté 0,5 % de propylène. Il fallait donc retrancher du propylène, trouvé à l'analyse, celui provenant du cétène mis en œuvre.

Groupe 2. — (C₂H₄, C₂H₆).

L'éthylène est mesuré par différence après absorption par le réactif au sulfate d'uranyle. Pour la détermination de l'éthane, on effectue sur le résidu une combustion eudiométrique, suivie d'une absorption à la soude.

Groupe 3. — (CH₄, CO).

On effectue une combustion au capillaire de platine, suivie d'une absorption du CO₂ à la soude.

Groupe 4. — (H₂).

L'hydrogène étant isolé est mesuré directement.

D. Résultats numériques.

Nos résultats numériques sont consignés dans le tableau II. Dans les cinq premières colonnes figurent les données générales relatives à chaque expérience. Parmi celles-ci se trouvent : le numéro d'ordre (colonne 1), le temps d'exposition (colonne 2), la distance entre la cellule et la lampe (colonne 3), les volumes initiaux de cétène et de méthane (colonnes 4 et 5).

Les six colonnes suivantes donnent les résultats de l'analyse après irradiation. On y distingue : l'oxyde de carbone, le méthane, l'éthylène, le propylène, l'éthane et le propane.

Les deux dernières colonnes donnent des grandeurs calculées à partir des valeurs expérimentales précédentes.

ΔC (colonne 12) représente le carbone passé sous forme d'hydrocarbure non volatil. Il apparaît ici comme un déficit si l'on suppose que les seuls produits de la réaction sont :



Le rapport R (colonne 13) est défini par l'équation (*) :

$$R = \frac{2 [(C_2H_4) + (C_3H_6)]}{2 [(C_2H_4) + (C_3H_6)] + (C_2H_6) + (C_3H_8)} \quad (1)$$

et représente en quelque sorte le rendement en hydrocarbures volatils non saturés.

Les expériences de 1 à 17 sont des essais d'orientation en vue de constater l'influence des conditions expérimentales sur le comportement de la réaction.

Les expériences de 18 à 28 montrent l'influence sur le rendement R de quantités croissantes de méthane ajoutées au mélange; on peut observer que l'intensité d'irradiation et la pression de cétène y ont été maintenues constantes.

Dans les expériences de 29 à 36, nous avons fait varier l'intensité d'irradiation, en plaçant la lampe à différentes distances de la chambre de réaction. Le temps d'exposition y a été choisi de manière

(*) Les symboles chimiques entre parenthèses désignent les concentrations.

à décomposer dans la mesure du possible la même quantité de cétène.

Le tableau II montre tout d'abord que les produits gazeux de la décomposition du cétène pur sont l'oxyde de carbone et l'éthylène et, en moins fortes proportions, le propylène. Si la moitié du carbone provenant du cétène était passée entièrement sous forme de ces deux hydrocarbures, l'équation :

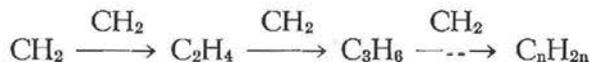


devrait être vérifiée. En réalité, les volumes d'hydrocarbures renseignés au tableau II sont toujours inférieurs à ceux exigés par cette équation. Comme, d'autre part, nous n'avons jamais pu constater la présence d'hydrogène qu'en très faible quantité, les déficits en carbone et en hydrogène doivent nécessairement se retrouver sous forme d'hydrocarbures non volatils, non extraits de la chambre de réaction :

$$\Delta C = \sum n (\text{C}_n\text{H}_{2n}) \quad n > 20$$

En conformité avec les résultats d'autres expérimentateurs (12), ces déficits croissent avec l'avancement de la réaction. Pour des temps d'exposition très courts, ils deviennent négligeables et les seuls produits de la décomposition sont alors l'oxyde de carbone et l'éthylène dans le rapport moléculaire de 2 à 1.

Ces observations suggèrent immédiatement que la formation des hydrocarbures a lieu suivant des étapes successives, présentant à chacune d'elles la fixation d'un groupement CH₂ conformément au schéma :



Ce phénomène de condensation allait de pair avec une diminution sensible de la vitesse de réaction (fig. 3), indiquant par là qu'une fraction de la lumière incidente était absorbée par la couche mince de polymère déposée aux parois.

Pour rendre à la cellule sa transparence primitive, il fallait la soumettre à haute température à l'action de l'oxygène. Le polymère était ainsi éliminé sous forme d'eau et de CO₂.

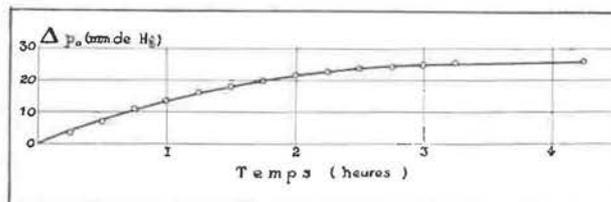


Fig. 3. — Variation de la pression totale en fonction du temps, durant la photolyse du cétène.

p initiale : 15 cm Hg, t° ordinaire. — Volume cellule : 80 cm³.
— Distance de la lampe à la cellule : 9,2 cm.

Dans les expériences effectuées en présence de méthane, il se forme, à côté des produits normaux de la décomposition du cétène, de l'éthane et de petites quantités de propane.

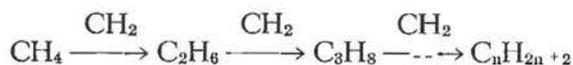
La formation d'éthane est un indice certain de l'attaque du méthane par le radical CH₂. La pré-

TABLEAU II.

Conditions expérimentales					Analyse des produits de réaction						Grandeurs significatives		
(1)	(2)	(3)	(4)	(5)	6	7	8	9	10	11	12	13	
N°	Temps d'exposition	Distances de la cellule à la lampe en cm	CH ₂ CO initial (cm ³)	CH ₄ initial (cm ³)	CO (cm ³)	CH ₄ (cm ³)	C ₂ H ₄ (cm ³)	C ₃ H ₆ (cm ³)	C ₂ H ₆ (cm ³)	C ₃ H ₈ (cm ³)	ΔC	R	
1	6 h 20'	(1)	15,48	—	2,22	—	1,08	(1)	—	—	>	0,04	1,000
2	6 h 30'	(1)	5,55	—	1,42	—	0,62	(1)	—	—	>	0,18	1,000
3	id	(1)	6,57	—	2,06	—	1,05	(1)	—	—	0	0	1,000
4	id	(1)	15,39	—	4,11	—	1,77	(1)	—	—	>	0,57	1,000
5	id	(1)	5,56	—	1,17	—	0,45	(1)	—	—	>	0,31	1,000
6	22'30"	9,2	15,54	—	1,96	—	0,65	0,15	—	—	0,27	0,27	1,000
7	45'	id	15,61	—	3,75	—	1,42	0,15	—	—	0,52	0,52	1,000
8	1 h 30'	id	15,51	—	5,91	—	2,07	0,27	—	—	0,96	0,96	1,000
9	3 h	id	16,09	—	8,28	—	2,65	0,60	—	—	1,22	1,22	1,000
10	id	id	15,50	—	8,44	—	2,57	0,58	—	—	1,56	1,56	1,000
11	4 h 30'	id	15,05	—	9,28	—	2,54	0,69	—	—	2,15	2,15	1,000
12	6 h	id	15,61	—	10,47	—	2,74	0,90	—	—	2,19	2,19	1,000
13	90 h	50,4	15,57	—	7,94	—	2,58	0,52	—	—	1,62	1,62	1,000
14	id	id	15,08	—	8,68	—	2,48	0,58	—	—	1,98	1,98	1,000
15	22 h	9,2	14,40	14,92	8,84	15,57	2,19	0,61	0,57	0,58	1,50	0,855	0,855
16	24 h	id	15,45	44,05	4,92	42,05	1,52	0,08	0,95	0,18	0,75	0,717	0,717
17	id	id	15,58	28,71	9,47	26,62	2,27	0,66	0,85	0,65	0,82	0,798	0,798
18	3 h	9,2	15,25	7,59	2,50	7,40	0,97	0,06	0,10	0,02	0,24	0,945	0,945
19	id	id	15,58	7,68	3,95	7,54	1,50	0,24	0,16	0,04	0,01	0,947	0,947
20	id	id	14,98	14,09	3,91	14,56	1,39	0,18	0,29	0,05	0,20	0,922	0,922
21	id	id	15,15	15,15	4,21	14,65	1,41	0,17	0,39	0,06	0,57	0,875	0,875
22	id	id	15,44	28,85	4,25	28,01	1,34	0,15	0,58	0,07	0,46	0,819	0,819
23	id	id	15,28	54,61	5,64	55,81	1,07	0,10	0,58	0,05	0,52	0,787	0,787
24	id	id	16,30	54,26	5,09	55,90	1,07	0,07	0,45	0,04	0,25	0,829	0,829
25	id	id	15,59	42,88	2,95	42,15	1,04	0,09	0,49	0,04	0,01	0,810	0,810
26	1 h	id	15,08	42,66	5,40	42,05	0,87	0,08	0,60	0,05	0,76	0,750	0,750
27	5 h	id	15,45	60,25	2,54	59,50	0,86	0,08	0,65	0,05	0,09	0,754	0,754
28	1 h 15'	id	15,58	60,55	5,56	59,61	0,89	0,11	0,70	0,05	0,69	0,755	0,755
29	3 h	9,2	15,28	54,61	5,64	55,81	1,07	0,10	0,58	0,05	0,52	0,787	0,787
30	id	id	16,30	54,26	5,09	55,90	1,07	0,07	0,45	0,04	0,25	0,829	0,829
31	12 h	18,4	15,02	54,02	5,88	53,49	1,27	0,12	0,65	0,05	0,24	0,805	0,805
32	90 h	50,4	15,95	55,58	4,78	52,78	1,60	0,17	0,78	0,09	0,11	0,805	0,805
33	1 h	9,2	15,08	42,66	5,40	42,05	0,87	0,08	0,60	0,05	0,76	0,750	0,750
34	3 h	id	15,59	42,88	2,95	42,15	1,04	0,09	0,49	0,04	0,01	0,810	0,810
35	24 h	18,4	15,22	42,77	4,91	41,74	1,71	0,21	0,95	0,15	0,27	0,78	0,78
36	90 h	50,4	15,25	42,57	2,95	41,52	0,88	0,12	0,55	0,05	0,18	0,80	0,80

(1) Non mesuré.

sence de propane suggère que l'éthane subit également la même attaque. On est ainsi conduit à admettre, pour les hydrocarbures saturés, un processus de condensation en tous points analogue à celui des hydrocarbures non saturés :



De même qu'en absence de méthane, les produits de la réaction ne contiennent que des traces d'hydrogène. Si tout le carbone était resté sous forme de composés volatils, le CO formé devrait satisfaire à la relation :

$$(\text{CO}) = 2(\text{C}_2\text{H}_4) + 3(\text{C}_3\text{H}_6) + (\text{C}_2\text{H}_6) + 2(\text{C}_3\text{H}_8)$$

On trouve de nouveau un déficit en hydrocarbures, ce qui ne peut s'expliquer que par la formation de composés non volatils, le carbone manquant devant cette fois satisfaire à la relation :

$$\Delta\text{C} = \sum n(\text{C}_n\text{H}_{2n}) + \sum (n-1)(\text{C}_n\text{H}_{2n+2}) \quad n > 20 \quad (5)$$

Bien que les valeurs de ΔC , correspondant aux expériences en présence de méthane, soient très irrégulières (*), on peut encore s'apercevoir qu'elles diminuent avec le temps d'exposition comme pour le cétène pur.

Afin d'exprimer la compétition entre le radical CH_2 lui-même et le méthane, pour s'associer aux CH_2 avec formation de composés éthyléniques dans le premier cas et de composés saturés dans le second, nous avons été amenés à considérer le rendement Φ_r , défini par l'équation :

$$\Phi_r = \frac{2 \sum (\text{C}_n\text{H}_{2n})}{2 \sum (\text{C}_n\text{H}_{2n}) + \sum (\text{C}_n\text{H}_{2n+2})} \quad n > 1 \quad (4)$$

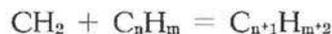
Les hydrocarbures non volatils figurant dans cette expression peuvent être négligés car, d'après la relation (5), les concentrations $(\text{C}_n\text{H}_{2n})$ et $(\text{C}_n\text{H}_{2n+2})$ tendent rapidement vers zéro lorsque n augmente. D'autre part, les seuls hydrocarbures volatils décelés à l'analyse sont : C_2H_4 , C_2H_6 , C_3H_6 et C_3H_8 . Φ_r se réduit donc aux deux premiers termes de son développement et peut ainsi être confondu avec le rapport R défini plus haut (équation (1)).

Le tableau II montre que Φ_r croît légèrement avec la quantité totale de cétène décomposé. Il décroît lorsque la pression partielle de méthane augmente, mais est pratiquement indépendant de l'intensité d'irradiation.

(*) Cette irrégularité est due principalement aux erreurs commises dans la détermination du CH_4 et du CO. Elle n'apparaît pas lorsque le méthane est absent, car alors l'oxyde de carbone est isolé et mesuré directement.

Interprétation des résultats.

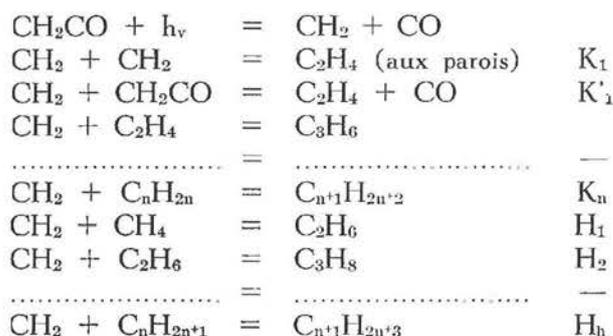
Nous avons admis, pour la formation des hydrocarbures, des réactions d'addition du type :



Cet ensemble d'hypothèses indépendantes, mais se soutenant mutuellement par raison d'analogie, exclut la présence, dans le système irradié, de tout autre radical libre que le méthylène. Il implique en outre que les radicaux CH_2 , donnant naissance aux hydrocarbures autres que l'éthylène, disparaissent dans des réactions du premier ordre par rapport à eux-mêmes.

Le fait que le rendement en éthylène reste inchangé lorsqu'on modifie l'intensité d'irradiation et par conséquent la concentration de CH_2 , suggère qu'il en est de même pour les radicaux donnant naissance à l'éthylène.

Ces considérations nous amènent à proposer, pour la photolyse du cétène en présence de méthane, le mécanisme suivant où l'on reconnaît que toutes les réactions sont du premier ordre par rapport à CH_2 :



Parmi ces réactions, plusieurs sont des réactions de parois, notamment la réaction K_1 et les réactions K_n et H_n relatives aux hydrocarbures condensés.

Nous supposons que la vitesse de ces réactions est proportionnelle à la concentration de CH_2 , ce qui implique l'homogénéité de cette concentration dans tout le volume irradié.

Ce point de vue est justifié par les expériences de Pearson, Purcell et Saigh (4), qui ont montré que la vie moyenne de CH_2 dans les mélanges de cétène et de méthane est supérieure à 0,05 seconde, temps largement suffisant pour l'établissement d'une concentration homogène. En d'autres termes, le facteur de recombinaison aux parois est très petit et un grand nombre de collisions sont nécessaires avant qu'un radical CH_2 puisse y disparaître suivant une des réactions hétérogènes mentionnées.

Soit $k_1, k'_1, k_2, \dots, h_1, \dots, h_n$, les constantes de vitesse des réactions $K_1, K'_1, \dots, H_1, \dots, H_n$, nous aurons dès lors pour les vitesses d'accumulation des différents hydrocarbures :

$$\begin{aligned} \frac{d(C_2H_4)}{dt} &= k_1(CH_2) + k_1'(CH_2CO) (CH_2) - k_2(C_2H_4) (CH_2) \\ &= \dots\dots\dots \\ \frac{d(C_nH_{2n})}{dt} &= k_{n-1}(C_{n-1}H_{2n-2}) (CH_2) - k_n(C_nH_{2n}) (CH_2) \quad n > 2. \\ \frac{d(C_2H_6)}{dt} &= h_1(CH_4) (CH_2) - h_2(C_2H_6) (CH_2) \\ &= \dots\dots\dots \\ \frac{d(C_nH_{2n+1})}{dt} &= h_{n-1}(C_{n-1}H_{2n}) (CH_2) - h_n(C_nH_{2n+1}) (CH_2) \quad n > 2. \end{aligned}$$

En passant à la forme intégrée, on obtient les quantités d'hydrocarbures formées à la fin (t) de l'expérience et, en additionnant ces nouvelles équations d'une façon adéquate, il vient pour la somme des hydrocarbures non saturés :

$$\Sigma(C_nH_{2n}) = [k_1 + k_1'(CH_2CO)] \int_0^t (CH_2) dt - k_n \int_0^t (C_nH_{2n}) (CH_2) dt \quad n > 2$$

et pour les hydrocarbures saturés :

$$\Sigma(C_nH_{2n+2}) = h_1(CH_4) \int_0^t (CH_2) dt - h_n \int_0^t (C_nH_{2n+2}) (CH_2) dt \quad n > 2$$

Il est clair que le dernier terme du second membre de chacune de ces équations est négligeable devant les autres (voir équation 3).

En le supprimant et en remplaçant :

$$(C_nH_{2n}) \text{ et } (C_nH_{2n+2})$$

par leur valeur dans l'expression du rendement Φ_r (voir équation 4), il vient finalement :

$$\Phi_r = \frac{1}{1 + \frac{h_1(CH_4)}{2[k_1 + k_1'(CH_2CO)]}} \quad (5)$$

Cette formule rend bien compte des faits expérimentaux sur lesquels nous avons insisté plus haut. Elle montre en effet que le rendement est indépendant de l'intensité d'irradiation et que, pour les expériences se rapportant à une même pression partielle de cétène, il décroît lorsque la concentration de méthane augmente.

En posant pour ces dernières expériences :

$$\frac{h_1}{2[k_1 + k_1'(CH_2CO)]} = A \text{ (nouvelle constante),}$$

l'expression (5) se réduit à :

$$\Phi_r = \frac{1}{1 + A(CH_4)} \quad (5')$$

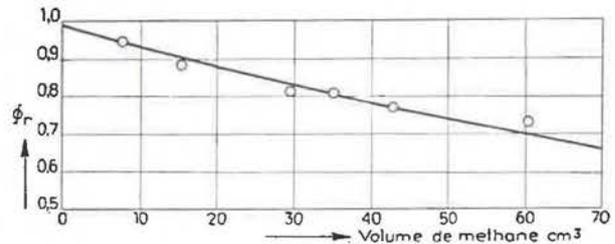


Fig. 4.

La figure 4 reproduit les valeurs expérimentales de Φ_r tirées du tableau II (expériences 18 à 28) et portées en fonction de la pression partielle de méthane. Chaque point représente la moyenne de deux expériences.

La courbe en trait plein est celle que l'on déduit de la formule (5') en donnant à A la valeur de $0,0067 \text{ (cm}^3\text{)}^{-1}$. On voit que les points expérimentaux ne s'en écartent pas trop.

On obtient donc une formule cinétique vérifiée par l'expérience, à condition de supposer que la destruction des radicaux CH_2 suit une loi monomoléculaire.

Il nous reste à montrer que si l'on ne fait pas cette hypothèse, la cinétique est profondément mo-

difiée et qu'elle est alors incompatible avec les faits expérimentaux.

A cet effet, négligeons les réactions K_n et H_n pour $n > 1$. Cette approximation est nécessaire pour la résolution du problème, mais elle ne diminuera en rien la valeur générale de nos conclusions.

Supposons enfin que les réactions K_1 et K_1' , donnant naissance à l'éthylène, soient remplacées par la réaction bimoléculaire en phase gazeuse :



En définitive, nous nous proposons d'examiner le mécanisme simplifié suivant :



Nous supposons, comme Bodenstein (15) a montré qu'il était justifié de le faire, que la variation des produits intermédiaires (ici CH_2) est négligeable devant celle des produits initiaux. Cette hypothèse (hypothèse de l'état stationnaire) fournit l'équation :

$$Q = 2 k_1'' (\text{CH}_2)^2 + h_1 (\text{CH}_2) (\text{CH}_4) \quad (6)$$

où Q est le nombre de quanta absorbés par unité de temps et où k_1'' et h_1 sont les constantes de vitesses des réactions K_1'' et H_1 .

Les équations différentielles :

$$\frac{d(\text{C}_2\text{H}_4)}{dt} = k_1'' (\text{CH}_2)^2$$

$$\frac{d(\text{C}_2\text{H}_6)}{dt} = h_1 (\text{CH}_2) (\text{CH}_4)$$

donnant les vitesses de formation d'éthylène et d'éthane pourront cette fois s'intégrer immédiatement, car d'après l'équation (6) (CH_2) ne varie pas avec le temps.

Nous aurons donc au temps t (fin de l'expérience) :

$$\begin{aligned} (\text{C}_2\text{H}_4) &= k_1'' (\text{CH}_2)^2 t \\ \text{et } (\text{C}_2\text{H}_6) &= h_1 (\text{CH}_2) (\text{CH}_4) t \end{aligned}$$

En introduisant ces valeurs dans l'expression du rendement qui se réduit ici à :

$$\Phi_r = \frac{2 (\text{C}_2\text{H}_4)}{2 (\text{C}_2\text{H}_4) + (\text{C}_2\text{H}_6)}$$

on obtient :

$$\begin{aligned} \Phi_r &= \frac{2 k_1'' (\text{CH}_2)^2}{2 k_1'' (\text{CH}_2)^2 + (h_1 (\text{CH}_2) (\text{CH}_4))} \\ &= \frac{2 k_1'' (\text{CH}_2)^2}{Q} \quad (7) \end{aligned}$$

En éliminant (CH_2) entre (6) et (7), il vient finalement :

$$\frac{\Phi_r}{(1 - \Phi_r)^2} = \frac{2 k_1'' Q}{h_1^2 (\text{CH}_4)^2} \quad (8)$$

On observera immédiatement dans cette formule approchée la présence du facteur Q , qui entraîne la dépendance de Φ_r à l'égard de l'intensité d'irradiation.

Dans le tableau III, nous résumons les données expérimentales relatives à l'influence de l'intensité d'irradiation.

Les valeurs de Φ_r , calculées à partir de la formule (8), sont placées en regard des valeurs expérimentales. On remarquera que, pour la première position de la lampe, on a posé :

$$\Phi_r \text{ calculé} = \Phi_r \text{ expérimental.}$$

TABLEAU III

Effet de l'intensité d'irradiation sur le rendement en hydrocarbures non saturés.

Distance de la cellule à la lampe (en cm)	Intensité d'irradiation (unités arbitraires)	Φ_r exp.	Φ_r calculé d'après l'hypothèse de la recombinaison bimoléculaire
Cétène : 15 cm ³ ; Méthane : 53 cm ³ Volume de la cellule : 80 cm ³ Température : 25° C			
9,2	1	0,81-0,83	0,81
18,4	1/4	0,81	0,66
50,4	1/30	0,80	0,25
Cétène : 15 cm ³ ; Méthane : 42 cm ³ Volume de la cellule : 80 cm ³ Température : 25° C			
9,2	1	0,82	0,82
18,4	1/4	0,78	0,67
50,4	1/30	0,80	0,20

L'examen du tableau III montre combien la cinétique est modifiée lorsqu'on envisage la recombinaison bimoléculaire des radicaux CH_2 ; elle prévoit, dans le cas extrême, bien entendu, un effet d'intensité considérable, non vérifié par l'expérience.

Si l'on voulait toutefois tenir compte de la légère diminution que les valeurs expérimentales semblent indiquer, on trouverait, pour le pourcentage de radicaux se recombinant par choc triple, une valeur inférieure à 0,5 %.

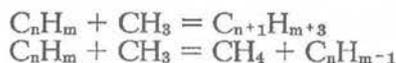
Jusqu'à présent, nous avons écarté implicitement la réaction $\text{CH}_2 + \text{CH}_4 = 2 \text{CH}_3$, suggérée

par Rosenblum (*) pour expliquer la formation des hydrocarbures saturés.

Cette réaction ne doit cependant pas être importante à la température ordinaire, car Pearson, Purcell et Saigh (4) ne sont pas parvenus à déceler le radical CH₃ dans les mélanges de méthane et de cétène soumis à l'action des rayons ultra-violet.

Néanmoins, si l'on voulait envisager la possibilité de cette réaction, la cinétique que nous avons proposée ne resterait valable que si les radicaux CH₂ se recombinaient tous pour donner naissance à l'éthane selon : CH₂ + CH₃ = C₂H₆.

Mais cette supposition est toute gratuite et il faudrait plutôt s'attendre à ce que CH₃ réagisse également avec les hydrocarbures présents dans le mélange, suivant les deux types de réactions bien connues :

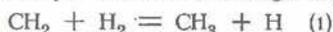


Les nouveaux radicaux formés (C_{n+1}H_{m+3} et C_nH_{m-1}) pourraient, soit se recombinaient entre eux, soit réagir avec un groupement méthyl. Il faudrait aussi considérer la réaction :

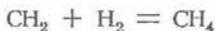


admise par Rosenblum et, avec elle, la suite de réactions que comporte l'introduction du radical C₂H₅. On conçoit aisément que, dans ces conditions, une déduction analogue à celle que nous avons faite plus haut, dans l'hypothèse où

(*) Les expériences de Rosenblum (Cf : ci-avant) ont surtout porté sur l'action du méthylène sur l'hydrogène. Dans ce cas, il est incontestable que la réaction à envisager est :



et non :



car on ne trouve pas de méthane parmi les produits de décomposition. C'est par analogie avec la réaction (1) que Rosenblum conclut à la réaction :



Les trois essais de cet auteur, se rapportant au méthane et dont les résultats concordent d'ailleurs avec les nôtres, ne constituent cependant pas une base suffisante pour arriver à une conclusion définitive.

le seul radical libre présent était le méthylène, deviendrait bien difficile, si pas impossible.

On peut toutefois montrer qualitativement qu'un tel mécanisme ferait prévoir un effet d'intensité et est, par conséquent, incompatible avec l'expérience. En effet, les équations exprimant que la concentration des radicaux est stationnaire ne constitueraient plus cette fois un système homogène et leur résolution ferait nécessairement intervenir des termes dépendant de Q.

Nous arrivons ainsi à la conclusion que la formation d'éthane n'est pas due à la suite de réactions :



mais bien à la réaction :



Les auteurs remercient M. FALLY pour son aide désintéressée et pour les avoir fait bénéficier de son expérience en ce qui concerne la partie analytique de ce travail.

BIBLIOGRAPHIE

- (1) Kassel, J. Am. Chem. Soc. 54, 3949 (1932).
- (2) R.G.W. Norrish, H.G. Crone et O.D. Saltmarsh, J. Chem. Soc. 1933 (1933).
- (3) F.O. Rice et A.L. Glasebrock, J. Am. Chem. Soc. 55, 4529 (1933) 56, 2881 (1934).
- (4) T.G. Pearson, R.H. Purcell et G.S. Saigh, J. Chem. Soc. 409 (1938).
- (5) Mecke, Trans. Faraday Soc. 30, 176 (1934).
- (6) G.C. Eltenton, J. Chem. Phys. 10, 403 (1942).
- (7) Swings, Elvey et Babcock, Astroph. J. 94, 320 (1941).
- (8) Herzberg, Astroph. J. 96, 314 (1942).
- (9) Goldfinger, Le Golf et Letort. 3^me Symposium Combustion Madison, 1949, p. 447.
- (10) A. Van Tiggelen, Ann. Mines Belg. 1942, p. 117.
- (11) L. Coppens, Bull. Soc. Chim. Belg. T. 43, p. 335 (1934).
- (12) W.F. Ross et G.B. Kistiakowsky, J. Am. Chem. Soc. 56, 1112 (1934).
- (13) Bodenstein, IX^me Congrès. Intern. Quimica pura y applic. (1934).

SAMENVATTING

In dit werk wordt de photolyse van cetheen in aanwezigheid van methaan bestudeerd met het oog op de bepaling van de werking van de methyleenradikaal (CH₂) op methaan.

De vorming van ethaan werd aangetoond. Ze vermeerderd met de concentratie van methaan en ze is onafhankelijk van de sterkte der bestraling.

Deze feiten stemmen goed overeen met een reactiemechanisme, dat gesteund is op de hypothese van een monomoleculaire verdwijning der CH₂-radikalen en op het bestaan der reactie :



die met de vorming van ethaan rekening houdt.

Vervolgens wordt aangetoond dat, ingeval men die hypothesen niet maakt, b.v. door te veronderstellen dat de CH₂-radikalen op bimoleculaire wijze vernietigd worden of door te veronderstellen dat de reactie CH₂ + CH₄ = C₂H₆ door de volgende moet vervangen worden :



men niet proefondervindelijk geverifieerde kinetische formules bekomt, in dien zin dat zij een uitwissel van de sterkte der bestraling laten voorzien op de gevormde hoeveelheid ethaan.

ANNEXE II

**Recherches sur la combustion du méthane.
Transition entre la combustion lente
et la combustion vive**

par M. VANPEE (*)

RESUME

Ce travail est consacré à l'étude de la combustion des mélanges :
 $2 \text{CH}_4 + \text{O}_2$ et $\text{CH}_4 + 2 \text{O}_2 + 8 \text{N}_2$
à des températures encadrant le point d'inflammation.

L'examen critique des courbes « pressions-temps » caractérisant l'évolution du système nous a permis de trancher la question toujours délicate de savoir si l'explosion est due aux effets thermiques de la réaction ou à la ramification de chaînes réactionnelles.

Nous montrons que l'inflammation du mélange $2 \text{CH}_4 + \text{O}_2$ est thermique, alors que celle du mélange $\text{CH}_4 + \text{O}_2 + 8 \text{N}_2$ doit être attribuée à l'oxydation en chaînes ramifiées de l'oxyde de carbone formé par suite de la réaction :



précédant l'explosion.

Lorsqu'on introduit un mélange de méthane et d'oxygène (ou air) dans un récipient vide et chauffé à haute température, on observe, pour certaines conditions de température et de pression, l'inflammation spontanée du mélange.

Par exemple, celui correspondant à la composition théorique $\text{CH}_4 + 2 \text{O}_2$ possède un domaine d'inflammation limité par la courbe représentée à la figure 1.

Tout point situé à droite de cette courbe donne lieu à une réaction explosive; tout point situé à sa gauche est le siège d'une combustion lente dont la vitesse ne devient cependant appréciable qu'à partir de 460°C environ.

Le but des expériences relatées ci-après a été de déterminer l'allure des phénomènes transitoires, lorsque l'on passe d'un domaine à l'autre par variation de la pression ou de la température.

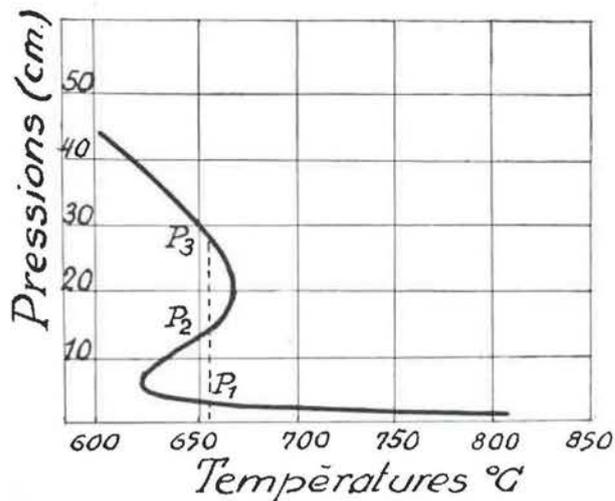


Fig. 1. — Domaine d'inflammation spontanée du mélange $\text{CH}_4 + 2 \text{O}_2$ (Neumann et Serbinoff).

(*) Docteur en sciences chimiques attaché à l'Institut.

Description des expériences.

Nos observations ont été basées sur la mesure de la variation de pression consécutive à l'introduction des gaz dans une chambre de réaction, vidée au préalable et chauffée à la température de l'expérience.

L'inflammation est caractérisée par une montée rapide de la pression qui se distingue toujours nettement de celle, parfois rapide également, que peut donner la combustion lente dans certaines conditions.

La figure 2 est un schéma de l'appareil utilisé.

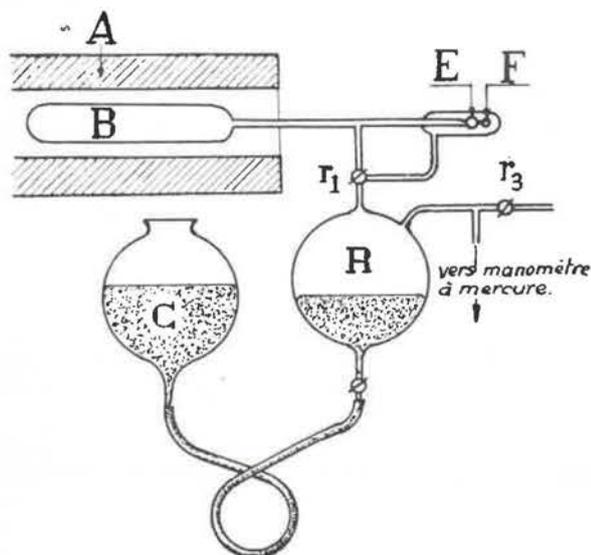


Fig. 2.

- A : Four.
- B : Chambre de réaction
- C : Boule de niveau.
- E : Membrane élastique en verre mince.
- F : Miroir sphérique.
- R : Réservoir à gaz.

Ce dernier est composé essentiellement d'un manomètre élastique, d'un matras cylindrique (B) en quartz (300 cc), d'un réservoir pour la préparation des mélanges gazeux et d'un manomètre à mercure ordinaire servant à lire les pressions initiales.

Le matras cylindrique est maintenu à une température constante, supérieure à 500° C, par un four électrique réglé automatiquement.

Le manomètre élastique est fixé à l'intérieur d'un tube hermétique au moyen d'une soudure interne. Il faut donc le considérer comme constitué de deux branches, l'une « intérieure » en communication permanente avec la chambre de réaction, l'autre, la branche extérieure, peut être isolée ou mise en communication avec la branche intérieure au moyen du robinet r₁. C'est la différence de pression entre ces deux branches qui provoque la déformation du manomètre. Celui-ci, comme l'indique la figure 3, a la forme d'une alvéole et porte un petit miroir sphérique servant à amplifier ses mouvements. Ceux-ci sont finalement traduits par le déplacement d'un spot lumineux et enregistrés sur du papier sensible. Ce papier est enroulé sur un tambour

tournant de sorte que l'enregistrement donne directement la variation de la pression en fonction du temps.

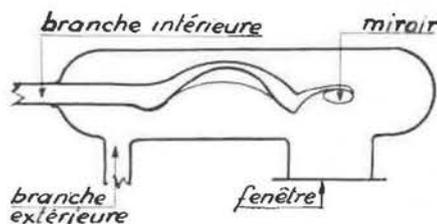


Fig. 3. — Manomètre élastique avec miroir.

Le réservoir R sert, comme nous l'avons indiqué plus haut, à préparer les mélanges gazeux. Il est relié par une branche latérale au manomètre à mercure. Les gaz y sont introduits ou évacués par le robinet r₃.

Le robinet r₁ à trois voies permet en outre de mettre en communication ou d'isoler simultanément le réservoir R, la chambre de combustion et la branche extérieure du manomètre.

Voici dès lors la marche d'une expérience. Après avoir fait le vide dans l'appareil, on ferme r₁ et on introduit, par r₃ et aux pressions adéquates, le méthane et l'oxygène (ou air) nécessaire à la préparation du mélange. Par le va-et-vient du mercure dans le réservoir, le mélange combustible est rendu homogène.

Finalement, on amène le mercure à un niveau tel que l'on obtiendra, après détente des gaz dans la chambre de réaction, la pression désirée pour l'expérience. Cette détente, que l'on effectue le plus rapidement possible, est réalisée par ouverture brusque du robinet r₁. On referme celui-ci lorsque l'équilibre de pression est établi. D'après des expériences « à blanc » avec un gaz inerte, cet équilibre nécessite un temps de 3 à 5 secondes.

A partir de cet instant, la variation de pression provenant de la réaction se manifeste par le déplacement du spot lumineux du manomètre élastique.

Il va de soi que la méthode n'est applicable que lorsque la réaction possède une période d'induction. Pour les mélanges que nous avons étudiés, celle-ci a toujours été supérieure à 5 secondes.

Lorsque l'enregistrement est terminé, on mesure la pression dans le réservoir R. C'est la pression qui régnait dans la cellule de réaction au moment de l'introduction des gaz. On relève aussi la température du four.

Résultats.

Les enregistrements de A à E (fig. 4) relatent les résultats obtenus pour le mélange 2 CH₄ + O₂, à la température de 540° C.

A cette température, la pression limite d'inflammation est approximativement de 80 cm de Hg.

Comme on le voit, la pression initiale d'introduction des gaz a monté de 65 à 80 cm de Hg, les

autres conditions expérimentales restant inchangées.

A la pression de 63 cm, on constate que le mélange est le siège d'une combustion lente, l'élévation de pression observée provenant de la formation d'oxyde de carbone conformément à la réaction :



Pour des pressions plus élevées, la courbe des variations de pression présente une allure anguleuse dont l'importance va en s'accroissant quand on passe des diagrammes B à D.

Ce phénomène est dû à l'élévation de température résultant de la chaleur dégagée par la réaction, car il coïncide avec le moment où la vitesse de réaction passe par un maximum.

Nous avons d'ailleurs pu vérifier cette conclusion par une mesure directe, mais approximative de la température.

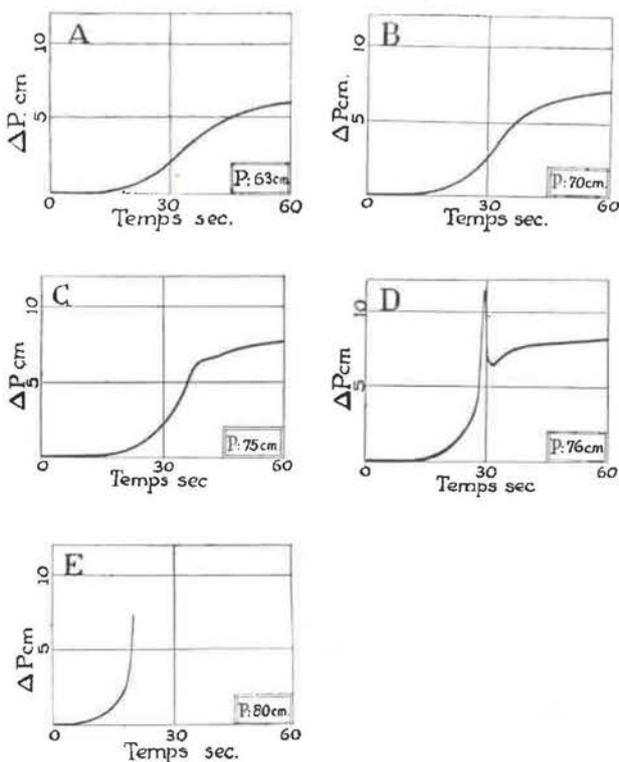


Fig. 4. — Combustion lente (A.B.C.D.) et vive (E) du mélange $2 \text{CH}_4 + \text{O}_2$. Température : 540°C .
Passage d'un régime à l'autre par élévation progressive de la pression.

A cet effet, un fin fil de platine (40μ) était tendu au centre de la cellule de réaction. Ce fil constituait une des quatre branches d'un pont de Wheatstone, que l'on équilibrait au début de l'expérience avant l'introduction des gaz. L'élévation de la température au cours de la réaction produisait alors un changement de la résistance du fil de platine, occasionnant par là le déséquilibre du pont. Les déviations du galvanomètre traduisant ce déséquilibre étaient enregistrées sur le

papier sensible en même temps que la variation de pression.

On obtient alors un enregistrement tel que celui de la figure 5.

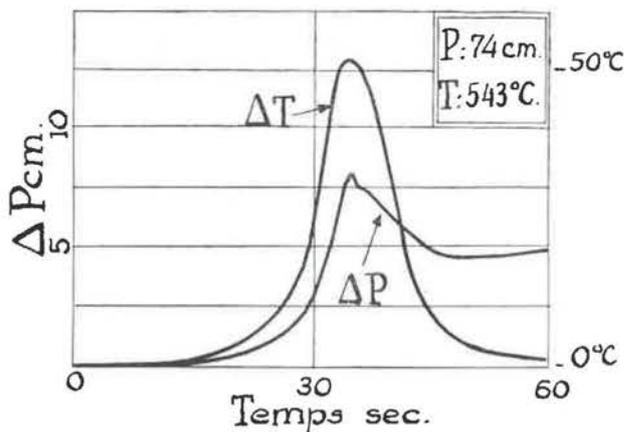


Fig. 5.

On voit que la crête de la courbe des pressions coïncide avec le maximum de température.

Dans les diagrammes A, B, C et D, la pression finale n'excède la pression initiale que de 8 cm tout au plus.

Lorsqu'on prolonge l'enregistrement, la pression atteint finalement celle correspondant à la consommation totale de l'oxygène et indiquée par l'équation (1).

Lorsqu'il y a inflammation (diagramme E), il en va tout autrement, la pression finale est alors beaucoup plus élevée; elle dépasse d'un tiers la pression initiale (fig. 6) comme il résulte de l'équation :

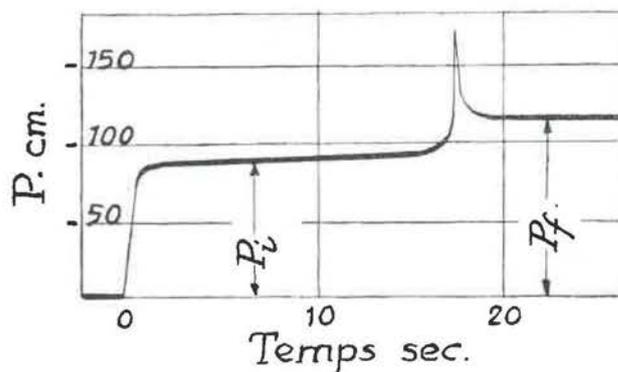


Fig. 6. — Inflammation du mélange $2 \text{CH}_4 + \text{O}_2$.
Enregistrement de la pression à l'aide d'un manomètre peu sensible, la branche extérieure étant à la pression atmosphérique.

P_1 : pression initiale : 83 cm Hg
 P_f : pression finale : 111 cm Hg
Température : 515°C .

Les diagrammes précédents montrent que nous sommes ici en présence d'une inflammation thermique, entendant par là que c'est l'élévation de température due à la chaleur dégagée par la réaction qui est la cause réelle de l'inflammation.

Dans une étude récente sur la combustion lente du méthane (1), nous avons montré en effet que la vitesse d'oxydation (pour une même chambre de réaction) n'était fonction que de la composition chimique instantanée du mélange et de la température. Elle était indépendante du temps car, en interrompant la réaction par refroidissement, la vitesse de la transformation reprenait, après rétablissement de la température d'expérience, exactement la même valeur que s'il n'y avait pas eu interruption.

Ceci prouve que l'accélération initiale de la vitesse de réaction n'est pas due au développement d'un branchement de chaînes réactionnelles, mais plutôt à l'accumulation de substances (2) jouant le rôle de catalyseurs (Aldéhyde et eau).

Or, le début des courbes A à E offre les mêmes caractéristiques que celles de la combustion lente à plus basse température. Si nous observons une crête élevée dans la courbe de pression de l'expérience D, il n'y a aucun doute que celle-ci provient de la chaleur dégagée par la réaction lente elle-même. Si l'explosion ne s'est pas produite, c'est parce que l'augmentation de la vitesse de réaction occasionnée par l'élévation de température a été compensée par la diminution provenant de la consommation des réactifs ou de la formation de substances inhibitrices.

Lorsque ce dernier équilibre est rompu, on obtient alors l'inflammation comme l'indique la courbe E, relative à la pression de 80 cm.

Remarquons encore que, si l'explosion était due au branchement d'un processus en chaîne, on ne pourrait observer des périodes d'induction aussi longues (3) et la vitesse de réaction devrait s'élever beaucoup plus rapidement dès le début de la transformation.

Il ne serait plus possible, dans ce cas, de concevoir une élévation brusque de la pression (comme en C) sans aboutir nécessairement à l'inflammation.

Si les inflammations de méthane et d'oxygène sont thermiques, on ne s'explique pas pourquoi le domaine d'inflammation peut présenter pour certains mélanges une péninsule comme celle renseignée à la figure 1.

Rappelons en effet, qu'un des principaux succès de la théorie des réactions en chaînes ramifiées est précisément de donner une explication plausible à l'existence de plusieurs limites d'inflammation, telles que celles découlant de la figure 1.

Toutefois, il n'est pas prouvé que les points de la courbe (fig. 1) correspondent tous à des inflammations de méthane. D'après une remarque de Garner (4), les limites inférieures seraient dues à

l'explosion de l'oxyde de carbone provenant de la combustion lente du méthane. Dans ces conditions, il n'y aurait guère de difficultés à donner une explication à l'existence des trois limites d'inflammation, sans avoir recours à l'existence de chaînes ramifiées.

Les enregistrements de la figure 7, relatifs aux mélanges CH₄ + air à 9 % de méthane, donnent une confirmation à la remarque de Garner.

Le diagramme A (figure 7) est relatif à la pression de 73 cm et à la température de 680° C. Comme pour 2CH₄ + O₂, ce mélange est le

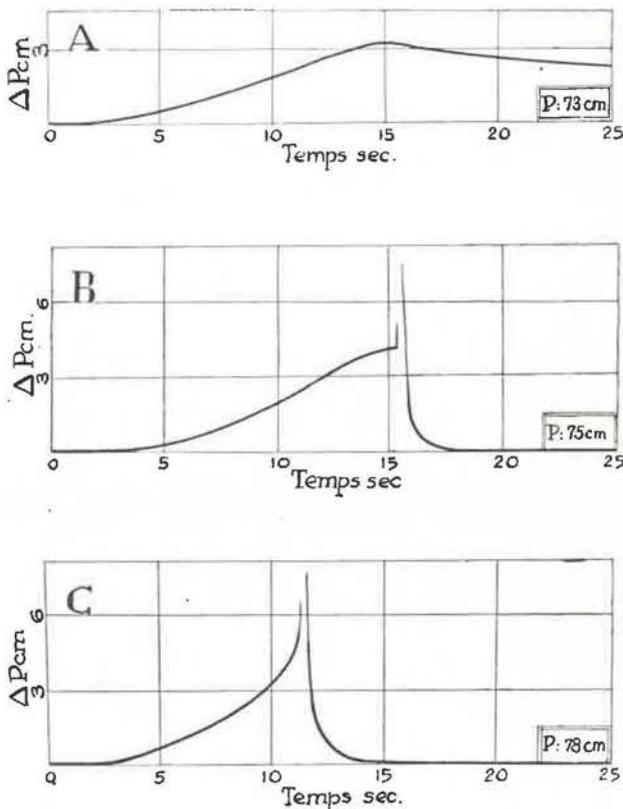
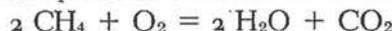


Fig. 7. — (A,B,C.) Combustion lente et inflammation du mélange méthane-air (9 % CH₄). Temp : 680° C. Pression variable.

siège d'une combustion lente en dessous de la limite d'inflammation. L'élévation de pression est due à la formation de CO. Ici, la courbe passe par un maximum, puis redescend asymptotiquement vers la pression initiale, du fait de la combustion ultérieure de l'oxyde de carbone.

La réaction globale correspond à l'équation stoechiométrique sans variation de volume :



A la limite d'inflammation (diagramme B, figure 7), nous observons au début le même phénomène de combustion lente, mais brusquement, alors que la presque totalité du méthane est transformé en CO, on assiste à une élévation instantanée de la pression, témoignant sans aucun doute de l'inflammation de l'oxyde de carbone et non du méthane.

Nous insistons sur la différence d'allure entre cette courbe et celle relative à l'inflammation du mélange 2CH₄ + O₂ (fig. 4, E). Alors que pour

(1) M. Vanpée. Ann. Mines Belgique. T. 47, 1947-48, p. 111.

(2) Le mécanisme de Lewis et von Elbe, relatif à la combustion des hydrocarbures, rend bien compte de ce fait. Chem. Rev., 21, 285 (1937).

(3) C'est pour répondre à une objection de ce genre que Semenov a imaginé l'existence de réactions en chaînes à ramifications dégénérées. Quoique cette hypothèse puisse dans une certaine mesure rendre compte des faits ici observés, nous préférons adopter un point de vue strictement expérimental.

(4) Garner. Proc. Roy. Soc. London. A. 157, 503 (1936).

cette dernière on passait insensiblement de la combustion lente à l'explosion, cette fois la vitesse de réaction a conservé une valeur fixe pendant un laps de temps, est passée par un maximum et semblait déjà tendre vers zéro lorsque brusquement elle est passée par une valeur infinie. C'est précisément le genre de phénomène auquel on doit s'attendre si l'inflammation de l'oxyde de carbone, auquel nous attribuons la cause de cette explosion, est due, elle, à une ramification de chaînes réactionnelles.

Cette discontinuité dans la courbe de pression ne se manifeste cependant plus pour les points situés franchement dans le domaine d'inflammation. La courbe C en est un exemple. Ici, l'on passe d'une façon continue du régime de combustion lente à celui de l'explosion.

Sans doute, faut-il voir là un effet de la montée de la température analogue à celui que nous avons observé pour les mélanges $2 \text{CH}_4 + \text{O}_2$ et faut-il dans ce cas attribuer l'explosion aux effets combinés de la chaleur de réaction et de la ramification des chaînes (Point critique de Semenov).

Des quelques essais que nous avons effectués jusqu'à présent, il ressort que les inflammations de méthane et d'oxygène sont thermiques pour les mélanges riches en méthane.

Pour les mélanges riches en oxygène, il donnerait plutôt lieu à des inflammations d'oxyde de carbone (en chaînes ramifiées) et le retard à l'inflammation ne serait dans ce cas que le temps nécessaire à la formation d'une quantité suffisante de CO pour permettre l'explosion.

SAMENVATTING

Dit werk betreft de studie van de verbranding der mengsels :

$2 \text{CH}_4 + \text{O}_2$ en $\text{CH}_4 + 2 \text{O}_2 + 8 \text{N}_2$
op temperaturen juist onder en juist boven het ontvlammingspunt.

Het kritisch onderzoek der curven « drukking-tijd », die het verloop van het stelsel kenmerken, heeft ons toegelaten de steeds kiese vraag te beantwoorden of de ontploffing aan thermische uitwerk-

selen van de reactie te wijten is of aan de vertakking der reactieketens.

Wij tonen aan dat de verbranding van het mengsel $2 \text{CH}_4 + \text{O}_2$ van thermische aard is, terwijl die van het mengsel $\text{CH}_4 + 2 \text{O}_2 + 8 \text{N}_2$ dient toegeschreven aan de ontvlaming in vertakte ketens van koolstofmonoxyde, dat gevormd wordt tengevolge van de reactie :

$2 \text{CH}_4 + 3 \text{O}_2 = 2 \text{CO} + 4 \text{H}_2\text{O}$,
die de ontploffing voorafgaat.

L'économie charbonnière belge au cours des vingt dernières années

(suite et fin) (1)

par J. MARTENS

Ingénieur en Chef-Directeur des Mines.

II^{me} PARTIE : LA PERIODE DE GUERRE ET D'APRES-GUERRE

La deuxième guerre mondiale survint à un moment où l'industrie charbonnière était en plein relèvement et où le volume de la production atteignait les chiffres les plus élevés enregistrés jusqu'à présent, grâce à l'appoint grandissant du bassin campinois.

Pendant cette guerre et les années de réadaptation qui la suivirent, l'industrie charbonnière connut une crise d'un caractère particulier, nettement différente des crises économiques normales; comme nous l'avons vu plus haut, les effets d'une crise économique sur l'industrie charbonnière sont les suivants :

Réduction de la demande et forte chute des prix de vente due à l'inélasticité de la production;

Compression lente de la production qui tend à détériorer certains rendements, particulièrement en surface;

Réduction des salaires journaliers, tant nominaux que réels;

Amélioration rapide des rendements due :

1) à l'accroissement de la productivité individuelle consécutive à la réduction du degré de plein emploi;

2) aux facilités de concentration interne que procure la réduction de production;

Excessive compression de certaines dépenses, notamment de celles de maintenance, des travaux préparatoires et de premier établissement, qui risque de compromettre un relèvement ultérieur.

Les mouvements opposés de ces divers éléments permettent en fin de compte un rétablissement de l'équilibre rompu par la chute de consommation et un retour à la rentabilité, qui peuvent être atteints au fond de la dépression.

Pendant la période de guerre et d'après-guerre, l'industrie charbonnière connut tous les inconvénients que lui amènent les crises économiques, mais ne bénéficia pas des conséquences favorables de celles-ci. La perte ne fut pas le résultat d'une

chute des prix et de la consommation, mais bien de phénomènes artificiels créés par un dirigisme économique excessif et mal conçu, auquel l'industrie charbonnière, étroitement contrôlée, ne pouvait aussi bien résister que la plupart des autres industries.

Pendant les années de guerre, malgré un fort accroissement de la demande, aussi intense que dans la phase ascendante d'un cycle économique, les prix des charbons furent maintenus à un niveau relatif très bas, tous les autres produits augmentant sensiblement plus que le charbon; il en fut de même des salaires dont la progression fut extrêmement lente pendant cette période. Privée de tous les stimulants que lui procure, en économie normale, une tendance haussière de la consommation, l'industrie charbonnière fut en outre victime d'une réduction rapide des rendements et de la perte d'un personnel étranger qualifié, formé à grands frais, pendant les années de reprise économique qui précédèrent la guerre.

Le tableau III donne, pendant les années de guerre et d'après-guerre, la variation du volume de la production, du prix de vente moyen par tonne, du prix de revient des salaires journaliers et des indices. Les années 1940 et 1941 furent assez largement bénéficiaires, l'accroissement du prix de vente étant plus rapide que celui des salaires et des indices; pendant les années 1942, 1943 et 1944, l'augmentation des dépenses de consommation et des salaires et surtout la chute des rendements et du volume de la production provoquèrent une hausse sensible du prix de revient, de loin supérieure à celle des prix de vente; il en résulta un renversement de la situation bénéficiaire de l'ensemble des mines, lesquelles accusèrent bientôt des pertes sensibles, malgré l'appoint de la compensation.

Après la guerre, le relèvement des prix fut extrêmement lent, tandis que celui des salaires et surtout des charges sociales s'accroissait rapidement, sans amélioration notable des rendements; les indices restent sensiblement plus élevés que pendant les quatre premières années de guerre et le volume

(1) La première partie de cet article a paru dans la cinquième livraison, septembre 1950, pp. 612 à 635.

de la production est également moindre que pendant cette période.

Il en résulta des pertes d'exploitation particulièrement sévères et des réductions des dépenses d'investissement et de maintenance qui auraient entraîné, en se prolongeant, la ruine et la fermeture de la plupart des exploitations, si des mesures particulières de soutien n'avaient pas été prises en leur faveur.

Avant d'exposer le programme de soutien de l'industrie charbonnière pendant ces deux périodes, il convient cependant de signaler quelques avantages qu'elle a pu retirer indirectement du fait d'une demande de combustibles particulièrement intense.

Un examen superficiel des variations de la puissance conventionnelle des couches (tableau XIV) pourrait faire croire que pendant les années de guerre les exploitants charbonniers auraient négligé les couches minces ou à charbon sale, pour concentrer leurs chantiers dans les couches les plus propres ou les plus puissantes de leur gisement.

Un examen plus attentif de la répartition des chantiers, avant et pendant la guerre, montre nettement qu'il n'en est rien et que, si la puissance moyenne réelle (basée sur la production brute) n'est plus aussi constante pendant les années de guerre que précédemment, la connaissance exacte de cette puissance réelle ferait plutôt apparaître sa réduction que son accroissement.

Pendant la guerre, par suite de la pénurie de combustible et de l'atténuation des exigences des consommateurs, on a exploité plus largement qu'autrefois des couches minces et surtout des couches très cendreuses, dont la production aurait dû amener une réduction de la puissance conventionnelle, si les conditions du marché ne s'étaient pas profondément modifiées.

Les deux principaux facteurs qui faussent le calcul de la puissance conventionnelle des couches sont :

- 1) l'écoulement de produits lavés plus cendres ainsi que de tonnages croissants de mixtes et de schlamms, non portés en consommation et en production avant la guerre, et dont la vente a été facilitée par le déséquilibre existant entre la consommation et la production;
- 2) la vente clandestine de charbons non déclarés en production, écoulés à l'insu de l'occupant vers des secteurs industriels ou artisanaux, que celui-ci ne considérait pas comme indispensables à son effort de guerre, et surtout vers le marché des combustibles à usages domestiques, dont le rationnement était particulièrement sévère et insuffisant.

Pendant les années d'occupation, ces deux facteurs eurent des effets antagonistes sur les variations de la puissance conventionnelle des couches; le premier avait pour effet de réduire l'écart existant entre la production brute et la production nette et d'accroître ainsi la puissance conventionnelle; la vente de charbons non portés en production tendait au contraire à réduire cette dernière.

L'influence du premier de ces facteurs domina largement celle du second et entraîna une augmentation de la puissance conventionnelle, malgré la mise en exploitation de couches pauvres dont l'effet se fit cependant nettement sentir en 1944.

Pendant les années qui suivirent la libération, les couches les moins exploitables furent abandonnées et la totalité de l'extraction fut déclarée en production, ce qui provoqua un brusque accroissement de la puissance conventionnelle, dû surtout à l'écoulement d'une forte proportion de la production brute.

Les restrictions de consommation et le rationnement du combustible furent cependant maintenus avec une rigueur que justifiait la réduction de la production et la nécessité de réserver la majeure partie de celle-ci aux secteurs essentiels.

Ce rationnement ne permet pas de satisfaire assez largement les besoins de certaines industries dont

TABLEAU XIV
Consommations propres des charbonnages.

Année	Bassins du Sud			ROYAUME			Puissance convent. des couches		
	Production 1.000 t	Consom ^{tion} 1.000 t	Pourcentage	Production 1.000 t	Consom ^{tion} 1.000 t	Pourcentage	Sud	Campinaz	Royaume
1925	21.993	2.384	10,84	23.097	2.491	10,78	69	90	70
1926	23.455	2.402	10,24	25.230	2.501	9,91	73	96	74
1927	25.118	2.513	10,00	27.551	2.652	9,63	71	89	72
1932	17.497	1.659	9,48	21.424	1.953	9,12	71	98	75
1937	23.201	1.566	6,75	29.859	2.005	6,71	72	111	78
1938	23.049	1.661	7,21	29.585	2.088	7,06	70	104	76
1939	22.606	1.663	7,36	29.844	2.101	7,04	71	109	77
1940	19.128	1.552	8,11	25.539	1.981	7,76	71	111	78
1941	19.582	1.714	8,75	26.722	2.213	8,28	73	111	80
1942	18.235	1.853	10,16	25.055	2.387	9,53	76	111	83
1943	16.817	1.881	11,19	23.737	2.458	10,36	75	108	82
1944	8.654	1.575	18,20	13.529	2.088	15,43	73	107	82
1945	10.970	1.510	13,76	15.833	1.990	12,57	81	112	88
1946	15.566	1.611	10,35	22.852	2.145	9,39	77	108	84
1947	17.240	1.659	9,62	24.436	2.202	9,01	75	109	83

l'exploitation était particulièrement bénéficiaire; la satisfaction de ces besoins ne paraît pas étrangère aux accroissements de consommation constatés dans certains secteurs mieux approvisionnés, tels que les charbonnages et les chemins de fer.

Le tableau XIV, donnant la variation des consommations propres des charbonnages dans les bassins du Sud et dans l'ensemble du Royaume, nous permet de constater que pendant les années 1925 à 1939, le pourcentage des charbons consommés à la mine diminue sensiblement, grâce à l'amélioration des chaufferies et à l'utilisation d'un tonnage croissant de bas-produits, non portés en production à cette époque.

Au cours de la guerre, le pourcentage des charbons consommés croît rapidement, grâce en partie aux faits que les bas-produits consommés sont portés en production et que l'entretien des installations de chaufferie est insuffisant, mais sans doute aussi parce qu'une part notable des charbons portés en consommation est utilisée à d'autres fins.

La satisfaction des besoins de certains secteurs, tant industriels que domestiques, que le rationnement ne permit pas d'alimenter assez largement, a constitué pendant et après la guerre une source de bénéfices appréciables, grâce aux écarts existant entre les prix des charbons contingentés et ceux livrés clandestinement; cette situation a entraîné la multiplication de certains charbonnages dits « marginaux », dont la production et les ventes étaient moins sévèrement contrôlées que celles des charbonnages normaux. Si les premiers purent réaliser d'importants bénéfices, grâce au commerce clandestin des charbons, les profits que certains des seconds purent retirer d'un tel commerce furent minimes; le plus souvent les charbons détournés du marché normal par ces derniers furent échangés contre des produits trop sévèrement contingentés, nécessaires à la bonne marche des installations ou au ravitaillement du personnel.

Les ventes clandestines ont ainsi permis à certains charbonnages de maintenir en état leurs installations d'extraction en suppléant aux insuffisances de leur approvisionnement normal, mais elles n'ont été que très exceptionnellement une source de recettes appréciables. Par contre, la vente des bas-produits a été pour un grand nombre d'entre eux un précieux et nécessaire appoint qui leur a permis de subsister, malgré des prix de vente insuffisants et une réduction sensible de leur production nette en charbons de qualité.

L'incorporation dans la production d'un tonnage important de sous-produits et la propriété moins grande des charbons vendus font que la production des années de guerre et d'après-guerre n'est plus comparable à celle des années précédentes et que les réductions de production sont sensiblement plus grandes que celles que font apparaître les statistiques de production. De même, la puissance réelle des couches exploitées n'a pas été plus grande pendant cette période qu'avant la guerre; l'accroissement de la puissance conventionnelle des couches est apparent et dû entièrement au fait que le volume de la production nette s'est rapproché de celui de la production brute.

Malgré ces appoints, l'industrie charbonnière n'aurait pu subsister sans une aide extérieure qui lui fut accordée sous des formes diverses.

I. — Période de guerre.

Pendant la guerre, les charbonnages bénéficièrent tout d'abord d'une hausse modérée des prix, accordée le 30 décembre 1950; cette hausse s'avérant insuffisante pour compenser l'accroissement des charges qui risquaient d'acculer à la fermeture un certain nombre de mines, la compensation des pertes fut réalisée par un organisme spécial, actuellement en liquidation, la Caisse de compensation de l'industrie charbonnière (C.C.I.C.), laquelle fut créée par un arrêté du 16 novembre 1941.

La C.C.I.C. avait pour mission :

- a) de gérer les sommes qui lui sont versées;
- b) de répartir celles-ci entre les charbonnages;
- c) de fixer par règlement le mode et les dates des versements à effectuer par les charbonnages participants;
- d) de contrôler les documents comptables et de visiter les charbonnages astreints aux versements mensuels et ceux bénéficiant de subventions ou de répartitions.

Elle était gérée par une commission comprenant:

- a) un délégué de l'Administration des Mines,
- b) un délégué du Ministère des Finances,
- c) un délégué du commissariat aux prix et salaires,
- d) un délégué de l'Office central du charbon,
- e) cinq délégués de l'industrie charbonnière.

Elle était alimentée par les ressources suivantes:

- a) une taxe spéciale sur les combustibles à usage domestique (50 F par tonne de charbon ou d'agglomérés, 25 F par tonne de schlamm);
- b) une augmentation du prix de certaines catégories de combustibles;
- c) une subvention du Trésor.

* * *

a) La taxe atteignait tous les combustibles à usage domestique, les fournitures à usage industriel ou artisanal en étaient exemptées, de même que les fournitures au personnel des producteurs. La taxe est perçue par les charbonnages pour compte de la C.C.I.C. et est portée en compte à l'acheteur.

b) Une dérogation du C.P.S., du 31 décembre 1942, permet des augmentations du prix de certaines catégories de charbons; le produit de la plupart de ces augmentations est versé à la C.C.I.C.

c) La subvention du Trésor fut tout d'abord répartie par la Fédération et versée ensuite à la C.C.I.C.; elle se répartit comme suit :

1° En 1941. — L'augmentation des charges supportées par les charbonnages n'ayant pu être compensée par une augmentation des prix de vente, une première subvention fut accordée à l'industrie charbonnière par un arrêté du 1^{er} avril 1942; son montant initial fut de 30 millions par mois, à partir du 15 août 1941. Pour l'année 1941, son total atteignit ainsi 135 millions; la subvention fut répartie, non

en proportion du tonnage, mais sur la base des pertes, ce qui ouvrait ainsi l'ère de la compensation directe ou indirecte entre charbonnages.

- 2^o En 1942. — La subvention mensuelle est inchangée, le total annuel se monte à 360 millions, il fut réparti par la C.C.I.C. suivant une formule adoptée par elle.
- 3^o En 1943. — La subvention mensuelle est réduite à 20 millions; le montant total de 240 millions fut également réparti par la C.C.I.C.
- 4^o En 1944. — La subvention mensuelle de 20 millions ne fut versée à la C.C.I.C. que pendant les huit premiers mois; le total fut ainsi de 160 millions.

Pendant la durée de la guerre, le total des subventions du Trésor fut donc de 895 millions. Les règles adoptées par la C.C.I.C. pour la répartition de ses ressources sont très complexes et sont basées sur les principes suivants :

- 1) La répartition des fonds est effectuée d'après les résultats d'exploitation des houillères proprement dites, et, en ordre secondaire, d'après leurs charges financières et les amortissements à effectuer. Ces deux éléments ne sont pris en considération pour la répartition des subventions qu'après couverture intégrale des pertes d'exploitation.

On appelle résultat d'exploitation la différence entre la valeur de la production et les dépenses d'exploitation relatives à cette production.

- 2) On appelle dépenses d'exploitation toute consommation de biens ou de services nécessaire pour réaliser l'activité industrielle de l'entreprise. Seules les dépenses d'exploitation de la houillère proprement dite peuvent être prises en considération.

Ne sont pas admises les dépenses suivantes :

- a) les immobilisations,
b) les amortissements sur immobilisation,
c) les charges financières, y compris les parts franches.
- 3) La valeur de la production est celle de la production nette, comprenant :
- a) les ventes,
b) les charbons cédés aux industries annexes,
c) les consommations propres de la mine,
d) les charbons délivrés au personnel,
e) la variation des stocks.

Les ventes de schistes de lavoir et schlamms de fraîche production doivent être incorporées dans la valeur de la production.

II. — Période d'après-guerre.

A. — Subventions et compensation.

La C.C.I.C. cessa toute activité en septembre 1944; elle a réduit les pertes des charbonnages les plus défavorisés, pendant les premières années de la guerre, mais ses ressources auraient été insuffisantes pour compenser les pertes considérables provoquées par la chute de production de 1944 et la fixation des prix du charbon à un niveau nettement insuffisant.

Après la libération, les prix imposés par l'occupant furent relevés, mais la nécessité de maintenir aussi bas que possible le niveau des prix et de permettre aux autres industries de se redresser aussi rapidement que possible, malgré l'usure de leurs installations, amena le Gouvernement à fixer un prix de vente assez bas des charbons.

De septembre 1944 à juin 1946, le prix moyen de la tonne vendue est maintenu à 320 F, soit donc à l'indice 2,16 par rapport à 1939, alors que dès 1945 le prix de revient moyen atteignit 432,18 F, soit 3,26 fois plus qu'en 1939.

Cette politique ne permettait qu'à de rares mines d'équilibrer leurs résultats et imposait de la part de l'Etat l'appoint d'importantes subventions, dont les montants et les bases de répartition ont varié comme suit :

1) Barème des prix : 320 F par tonne.

a) Période du 1^{er} septembre 1944 au 31 décembre 1944.

Les exploitants ayant estimé que le prix normal à la tonne aurait dû être fixé à 390 F au lieu de 320 F, l'Etat décide de leur attribuer un subside fixe de 70 millions par mois, correspondant à un déficit de 70 F par tonne, sur une production estimée à 1.000.000 t (la production mensuelle de cette période est de 731.500 tonnes). La répartition de ce subside entre les charbonnages doit être effectuée sur la base des pertes respectives, établie suivant la formule adoptée le 1^{er} janvier 1944 par la C.C.I.C.; le principe de la compensation indirecte entre mines est donc maintenu.

Par la suite, les patrons charbonniers firent valoir que le prix réel moyen de vente était de 308 F par tonne au lieu de 320 F; il leur fut donc alloué un subside compensatoire de 12 F par tonne, réparti au prorata du tonnage extrait, de septembre 1944 à février 1945; à partir du 1^{er} mars 1945, le prix de vente fut porté effectivement à 320 F.

b) Période du 1^{er} janvier 1945 au 31 mars 1945.

Tenant compte des charges nouvelles résultant des arrêtés-lois relatifs à la sécurité sociale et au statut du mineur, le subside mensuel de cette période est porté à 85 millions.

Pendant la partie de cette période s'étendant du 1^{er} janvier au 28 février, les charbonnages bénéficièrent en outre de l'allocation de 12 F par tonne dont il est question ci-dessus.

En outre, pendant la période allant du 29 janvier au 31 mars, un nouveau subside représentant globalement 32 F par tonne produite est alloué pour compenser les charges résultant du relèvement des salaires minima des ouvriers du fond et du barème des jeunes ouvriers, appliqué à partir du 29 janvier 1945. Cette subvention a été répartie entre les charbonnages proportionnellement aux charges de salaires de chacun d'eux, pour les mois de février et de mars 1945.

c) Période du 1^{er} avril 1945 au 31 mai 1946.

Les subventions sont déterminées suivant une formule nouvelle, dite « formule De Smaele ».

Cette formule comprend un terme proportionnel à la production résultant, suivant les mois, de l'attri-

bution d'une somme de 25 à 62,50 F par tonne produite et une fraction d'un *terme complémentaire A*, égal à la perte d'exploitation de la houillère seule pendant la période d'avril à septembre 1945, augmentée des charges de trésorerie et d'une somme de 40 F à la tonne, pour les amortissements, et diminuée du montant du subside correspondant au premier terme.

Conformément à cette formule, les subventions ont été déterminées de la manière suivante, pour les mois d'avril à septembre 1945 :

Avril 1945	{	25 F par tonne	}	+ les 0,8 du terme complémentaire A.
Mai				
Juin				
Juillet				
Août 1945	{	50 F par tonne	}	
Septembre				

Pour les mois d'octobre 1945 à mai 1946, le terme complémentaire prend la forme B et se calcule comme suit :

le terme complémentaire A défini ci-dessus, pour la période d'avril à septembre 1945, est divisé par le nombre de tonnes produites pendant cette période et multiplié par le nombre de tonnes produites pendant le mois pour lequel il s'agit de déterminer la subvention.

Celle-ci comprend dès lors, pour chaque mois, un *terme proportionnel* à la production et un *terme complémentaire* égal à une fraction du terme B, comme indiqué ci-après :

Octobre 1945	... 50,— F à la tonne	+	0,76 B
Novembre 1945	.. 50,— F	»	+ 0,72 B
Décembre 1945	.. 55,— F	»	+ 0,68 B
Janvier 1946 62,50 F	»	+ 0,64 B
Février 1946 62,50 F	»	+ 0,64 B
Mars 1946 62,50 F	»	+ 0,64 B
Avril 1946 62,50 F	»	+ 0,64 B
Mai 1946 62,50 F	»	+ 0,64 B

Le terme complémentaire ne peut être supérieur à 100 % ni inférieur à 50 % de la perte d'exploitation de la houillère durant le mois considéré (perte égale à la différence entre, d'une part, la valeur de la production nette, majorée de 50 à 62,50 F par tonne, et d'autre part, les dépenses d'exploitation, majorées des charges de trésorerie plus une somme de 40 F par tonne nette produite, pour amortissements).

d) *Période du 1^{er} au 30 juin 1946.*

La revision du barème des prix est à l'étude; à titre provisoire il est alloué pour le mois un subside forfaitaire de 220.000.000, devant couvrir la perte globale d'exploitation résultant d'un prix de revient moyen de 450 F par tonne et d'un prix de vente imposé de 320 F par tonne. La répartition entre charbonnages est basée sur la formule appliquée en mai 1946; la production mensuelle de juin est de 1.291.220 tonnes.

2) **Barème des prix : 480 F par tonne.**

Le 1^{er} juillet 1946, le barème des prix est modifié et adapté au nouveau prix de revient.

Le prix de vente moyen par tonne est porté à 480 F et les subventions directes du Trésor sont supprimées.

a) *Période du 1^{er} au 31 juillet 1946.*

Les suppléments de prix résultant de la différence entre le barème 480 F et celui de 320 F ne sont pas versés directement aux charbonnages, mais bien à un Fonds spécial de Solidarité et répartis ensuite par la Fédération des Associations Charbonnières entre les charbonnages en perte d'exploitation.

Toutefois, après fixation du nouveau prix de 480 F, de nouvelles charges de salaires sont imposées aux charbonnages, sous forme d'une majoration du salaire journalier de 20 F pour l'ouvrier du fond et de 8 F pour l'ouvrier de surface; pour compenser ces charges, il est alloué, sous forme d'avance de Trésorerie, une somme de 50 millions de F, dont la répartition entre les charbonnages est faite en tenant compte des suppléments de salaire payés par chacun d'eux.

b) *Période du 1^{er} août 1946 au 31 janvier 1947.*

La répartition des suppléments de prix est faite comme ci-dessus. L'avance de Trésorerie est portée à 150 millions en vue de couvrir, en plus des nouvelles charges établies en juillet, celle qui résulte de la classification des professions.

En outre, une somme supplémentaire de 38 millions est allouée pour la période du 12 au 31 janvier 1947, pour couvrir une nouvelle hausse des salaires.

c) *Période du 1^{er} au 28 février 1947.*

La subvention mensuelle est portée à 200 millions.

3) **Barème des prix : 629 F par tonne.**

Une commission d'enquête sur le prix de revient aboutit à la conclusion d'un prix de revient d'exploitation (sans amortissement ni charges financières) de 584,50 F par tonne nette de charbon extraite.

Le Cabinet du Charbon réduisit ce prix à 578,50 F, y ajouta diverses dépenses pour amortissement et charges financières et arriva ainsi à la conclusion que l'industrie charbonnière avait besoin, au minimum, d'un prix de vente moyen de 629 F.

Le nouveau barème des prix fut établi en tenant compte de cette exigence et toute subvention du Trésor fut supprimée en principe. Dans le prix ainsi fixé était comprise une dotation spéciale de rééquipement (35 F dans les bassins du Sud et 45 F en Campine), versée par Cobéchar à un compte spécial et ne pouvant être débloquée que pour le règlement de dépenses admises par le Comité de Contrôle des Houillères.

Aucun remaniement complet du barème des prix ne fut effectué jusqu'au 1^{er} octobre 1949; toutefois, divers aménagements y furent apportés qui accrurent sensiblement le prix moyen par tonne. Les modifications apportées en janvier et mars 1948 accordent notamment des primes de qualité pour les combustibles domestiques et une augmentation du prix des fines à coke, de 80 F par tonne. Les sup-

pléments de recette ainsi réalisés ne sont toutefois pas versés directement aux charbonnages vendeurs mais bien au Fonds de Solidarité pour servir à la compensation des pertes de toutes les mines déficitaires.

Du 1^{er} mars 1947 au 1^{er} octobre 1949, le prix moyen réel de la tonne produite a donc varié comme suit :

Septembre et octobre 1947	638,—
Novembre et décembre 1947	645,—
Janvier à mars 1948	649,—
Avril à août 1948	675,—
Septembre à décembre 1948	685,—
Janvier 1949	678,—
Février 1949	672,—
Mars 1949	665,—
Avril 1949	647,—
Mai 1949	642,—
Juin 1949	642,—
Juillet 1949	655,—
Août 1949	662,—
Septembre 1949	698,—

Le prix nouveau était un prix moyen national ne tenant pas compte de la disparité des rendements et des résultats dans les divers bassins; il assurait à certaines mines une exploitation bénéficiaire mais laissait en forte perte un certain nombre d'entre elles; pour permettre à ces dernières de poursuivre leur exploitation, le principe de la compensation entre mines fut maintenu et organisé sur des bases qui varièrent comme suit :

a) Période du 1^{er} mars 1947 au 31 août 1947.

La compensation fut organisée par les patrons charbonniers eux-mêmes, suivant les principes ci-après :

1^o) Chaque mois donnait lieu à une vérification comptable des prix de revient et de vente de chaque mine, suivant des règles uniformes s'inspirant de celles adoptées par la C.C.I.C. Il était prélevé sur les bénéfices des mines en boni une quote-part destinée à combler les pertes des autres.

2^o) Les prélèvements ne pouvaient dépasser 85 % des bénéfices; la compensation des pertes était complète si les prélèvements étaient suffisants; dans le cas contraire les pertes étaient compensées au prorata des prélèvements effectués, sans abattement préalable, ni plafond.

3^o) Les charbonnages bénéficiaires conservent, sans restriction, 50 % de l'amélioration de résultat à la tonne, réalisée par rapport au mois de mars 1947; les charbonnages déficitaires bénéficient, par priorité, d'une allocation complémentaire égale à 50 % de la réduction de perte à la tonne, réalisée par rapport au même mois, sans que le total des allocations ne puisse dépasser 100 % de la perte réelle du mois envisagé.

Les résultats ont été les suivants :

Prélèvements sur bénéfices :

Mars	78 %
Avril	64 %
Mai	85 %
Juin	85 %
Juillet	85 %
Août	85 %

Compensation des pertes :

Mars	100 %
Avril	100 %
Mai	81 %
Juin	45 %
Juillet	34,5 %
Août	22,7 %

La détérioration des résultats est due à une chute de rendement, consécutive au départ des P.G. et à de nouvelles augmentations de salaires et de charges sociales, représentant environ 35 millions par mois, dont environ 20 millions de charges sociales.

b) Période du 1^{er} septembre 1947 au 30 septembre 1948.

L'insuffisance de la compensation volontaire entraîne une nouvelle intervention de l'Etat, réglée par l'accord du 24 décembre 1947. L'Etat organise la compensation obligatoire sous son contrôle et basée sur les principes suivants :

1^o) L'Etat accorde mensuellement aux charbonnages une prime à la production établie suivant la formule :

$$n k (1.200 - 900 \frac{J}{J_0})$$

dans laquelle :

J_0 est la « production » totale journalière de référence correspondant à une extraction nette journalière de 75.000 t.

J est la « production » moyenne par jour d'extraction durant le mois envisagé. Elle s'obtient en divisant la « production » totale des houillères intéressées par le nombre moyen de jours d'extraction établi par l'Administration des Mines.

k est un coefficient.

n est, pour le charbonnage considéré, le nombre de t donnant lieu à l'octroi de la prime. Ce nombre est calculé d'après la formule :

$$n = e (j - j_0)$$

dans laquelle :

e est le nombre de jours d'extraction du charbonnage pendant le mois, établi par l'Administration des Mines.

j est la « production » journalière du charbonnage pendant le mois, c'est-à-dire le quotient de sa « production » du mois par le nombre de jours d'extraction e .

j_0 est la « production » journalière de référence du charbonnage. Celle-ci est égale à la « production » journalière moyenne du charbonnage pendant le premier semestre 1947, multipliée par le rapport de la « production » journalière totale correspondant à une extraction nette journalière de 75.000 t à la « production » journalière moyenne totale pendant le premier semestre 1947.

Le coefficient k sera égal :

à 1 pour le calcul des primes à la production de septembre 1947 à février 1948 inclus,

à 0,9 pour mars 1948,

à 0,8 pour avril 1948, et ainsi de suite.

La répartition de la prime s'opère comme suit :

- a) versement à chaque charbonnage du quart de la prime qui lui est attribuée selon l'article 2;
- b) répartition entre tous les charbonnages soumis au présent règlement, proportionnellement à leur production respective, d'une somme égale au quart du total des primes attribuées;
- c) versement au « Fonds de Solidarité », dont il sera question sous un chapitre ultérieur, de deux quarts du total des primes attribuées.

Le montant total des primes est fixé à 440 millions.

2°) Un Fonds de Solidarité assure la compensation entre mines bénéficiaires et déficitaires; il est alimenté :

- a) par la moitié du produit global des primes de production, soit au total 220 millions;
- b) par des prélèvements sur les bénéfices des mines bénéficiaires; la tranche de 0 à 20 F est exonérée, les tranches suivantes subissent des prélèvements progressifs de 50 à 70 %;
- c) par le produit de certaines rentrées temporaires : vente d'anhracite américain, vente libre de boulets de houille, contribution de la sidérurgie et des centrales électriques, etc....

La couverture des pertes n'est pas totale et varie par tranche; elle est nulle pour la partie excédant 200 F et croît de 75 % à 90 % pour les tranches allant de 200 F à 0.

3°) Une prime d'amélioration des résultats est allouée à tout charbonnage ayant amélioré son résultat par tonne extraite par rapport à la période de septembre à décembre 1947.

4°) L'Etat accorde sa garantie en faveur des charbonnages déficitaires qui auront recours au crédit pour assurer le comblement des pertes non couvertes. Cette garantie est limitée à un total de 300 millions.

Ce nouveau régime tentait de remédier aux inconvénients de la compensation, par la création de primes de production et d'amélioration des résultats qui devaient — dans une trop faible mesure toutefois — pallier les inconvénients d'une compensation de résultats, dont l'exactitude ne peut être suffisamment établie quelles que soient la minutie et la multiplicité des contrôles effectués.

Un avantage de cette convention était aussi de limiter la compensation à une partie seulement des pertes déclarées et de l'arrêter à un plafond de 200 F; elle tentait ainsi de décourager certains concessionnaires de poursuivre une exploitation qu'ils considéraient ne présenter aucun espoir de redressement.

Le principal intérêt de la convention du 24 décembre 1947 était de consacrer le principe de l'affectation à des dépenses de rééquipement d'une partie assez importante du prix de vente par tonne. Cette mesure a permis aux exploitants de consacrer à leur rééquipement une part plus importante de leurs recettes et de compenser, dans une trop faible mesure encore, l'insuffisance des dépenses de maintenance et de premier établissement pendant les années de guerre et d'après-guerre.

Une décision gouvernementale, prise en complément de la convention de 1947, exonère les charbonnages bénéficiaires de tout impôt sur les sommes ainsi consacrées à leur rééquipement. Chacun d'eux établit deux déclarations fiscales, l'une comprenant dans les bénéficiaires les sommes portées à leur compte spécial de rééquipement, l'autre les excluant; la différence d'imposition résultant de la taxation sur base de chacune de ces déclarations est ristournée sous forme d'une subvention spéciale dont les montants annuels, à charge du budget du Ministère des Affaires Economiques, ont varié comme suit :

1947	5.000.000
1948	50.000.000
1949	60.000.000

Le prix fixé le 1^{er} mars 1947 tenait compte des charges de salaire supportées à cette époque, mais dans le courant de la période d'application de la convention ci-dessus diverses augmentations de salaires et de charges sociales furent encore imposées à l'industrie charbonnière.

Celle-ci ne les accepta que sous condition que les charges correspondantes seraient supportées par l'Etat; deux états de payement étaient donc dressés chaque quinzaine, l'un portant les salaires et charges sociales payés directement par les charbonnages, l'autre ceux qui devaient être payés intégralement par le Trésor.

Ces charges nouvelles furent les suivantes :

- 1) à partir du 1^{er} novembre 1947 : prime d'assiduité de 5 %; coût mensuel : 31 millions;
- 2) à partir du 1^{er} janvier 1948 : majoration de salaire de 8 F par jour pour les ouvriers de la surface et de 9 F pour ceux du fond; coût mensuel : 45 millions;
- 3) à partir du 1^{er} juin 1948 : majoration de 0,50 F du salaire horaire, en remplacement des bons compensatoires; coût mensuel : 20 millions;
- 4) à partir du 5 décembre 1948, intégration de la prime d'assiduité dans les salaires; coût mensuel : 22 millions;
- 5) à partir du 1^{er} juin 1948 (décision du 16 décembre 1948) majoration du salaire horaire de 0,30 F pour les ouvriers de la surface et de 0,50 F pour ceux du fond; coût mensuel : 18 millions.

c) Période du 1^{er} octobre 1948 au 30 septembre 1949.

Pendant cette période, l'application de la convention du 24 décembre 1947 est prorogée provisoirement. L'intervention de l'Etat dans le payement des salaires atteint un total mensuel d'environ 136 millions; le Trésor verse en outre une subvention mensuelle de 14 millions au Fonds de Solidarité.

Une convention nouvelle fut conclue le 18 juin 1949 entre l'Etat et la Fédération des Associations Charbonnières de Belgique, gestionnaire du Fonds de Solidarité; l'Etat s'engageait :

- 1) à alimenter mensuellement le Fonds de Solidarité à concurrence de la différence entre l'inscription budgétaire de 150 millions par mois, prévue pour les huit premiers mois de l'année

1949, et la partie de cette subvention utilisée pour le paiement des sursalaires pris en charge par l'Etat;

- 2) à augmenter son intervention en faveur du Fonds de Solidarité, en apurement du déficit constaté au 31 décembre 1948, et ce sous forme d'une subvention globale de 114.500.000 F se décomposant comme suit :

- a) Subvention directe.
b) Cession d'une créance de l'Etat à charge de certains charbonnages débiteurs envers le Compte d'Exploitation des prisonniers de guerre.

Cette convention était valable pour la période allant du 1^{er} janvier au 30 septembre 1949. Pendant les trois mois précédents, l'intervention de l'Etat pour couverture des pertes fut fixée forfaitairement à 14,5 millions par mois, soit un total de 43,5 millions. Le déficit réel du Fonds de Solidarité pendant ce trimestre n'étant que de 22,5 millions, le solde fut reporté sur les trois mois suivants, au cours desquels le déficit atteignit 65 millions.

Pendant la période d'application des deux conventions ci-dessus et la période intercalaire, la contribution mensuelle de l'Etat, pour couverture

des augmentations des salaires et des charges sociales, a varié comme suit :

Nov. à déc. 1947 31 millions
Janv. à mai 1948 78 millions
Juin à nov. 1948 114 millions (y compris une partie due rétro-activement)

Déc. 48 à sept. 49 136 millions

En décembre 1948, la part de l'Etat dans le paiement des salaires et charges sociales représentait environ 56 F par tonne pour l'ensemble des mines du pays (rendement moyen : 622 kg), mais pour certaines mines à faible rendement individuel, cette contribution pouvait atteindre 87 F (rendement 400 kg).

Jusqu'au 30 septembre 1949, la politique de soutien de l'industrie charbonnière a été basée sur le maintien de prix artificiels des charbons, chaque révision du prix étant suivie par l'imposition de nouvelles charges qui rendaient nécessaire l'octroi de subventions croissantes.

Pendant la période du 1^{er} septembre 1944 au 30 septembre 1949, le total des subventions directes de l'Etat, nécessaires à la compensation des pertes ou à la prise en charge de diverses augmentations des salaires, se décompose comme suit :

TABLEAU XV
Montant des subventions.

Période	Subvention pour compensation directe des pertes	Subvention compensant des augmentations de salaires et charges sociales	Subventions diverses
1941	135.000.000	—	—
1942	360.000.000	—	—
1943	240.000.000	—	—
1 ^{er} -1 au 1 ^{er} -9-1944	160.000.000	—	—
1 ^{er} -9 au 31-12-1944	280.000.000	—	35.112.000
1 ^{er} -1 au 31-3-1945	255.000.000	79.377.952	25.303.000
1 ^{er} -4-45 au 31-5-46	3.062.206.248	—	—
1 ^{er} au 30-6-1946	220.000.000	—	—
1 ^{er} au 31-7-1946	—	50.000.000	—
1 ^{er} -8-46 au 31-1-47	—	818.000.000	—
1 ^{er} au 28-2-1947	—	200.000.000	—
1 ^{er} -3 au 31-8-1947	—	—	—
1 ^{er} -9-47 au 30-9-48	220.000.000	908.000.000	220.000.000
1 ^{er} -10 au 31-12-48	—	478.000.000	—
1 ^{er} -1 au 30-9-1949	126.000.000	1.224.000.000	114.500.000
Exonération d'impôt sur la dotation de rééquipement de 1947 à 1949	—	—	115.000.000
Paiement du double pécule pour l'exercice 1948	—	—	210.000.000
	5.058.206.248	3.757.377.952	719.915.000
TOTAL GENERAL :		9.535.499.200	

Outre ces interventions dans le paiement direct des salaires, l'Etat intervint encore en se substituant aux charbonnages pour le paiement du double pécule de vacances, attribué dès 1947, mais dont le financement fut entièrement mis en charge des charbonnages en 1948, en vue du paiement des vacances de 1949.

Pendant la durée de validité des conventions des 24-12-47 et 18-6-48, l'Etat prit la charge de la cotisation imposée aux charbonnages. Le montant de la subvention versée en 1948 fut de 210 millions; pour les neuf premiers mois de 1949, une somme de 185 millions est encore due au Fonds National de Retraite.

Cette politique de soutien était indispensable au maintien en activité d'un grand nombre de nos exploitations charbonnières que les années de guerre avaient profondément épuisées; elle péchait toutefois sur certains points :

- 1) le prix de vente des charbons a été maintenu à un niveau trop bas, surtout pendant les premières années qui suivirent la libération;
- 2) le mode de compensation adopté ne stimulait pas assez les exploitants à améliorer leurs résultats d'exploitation;
- 3) dans la répartition des charbons, il n'a pas été tenu compte de l'appartenance de certaines concessions à des sociétés métallurgiques;
- 4) le soutien de l'Etat a été accordé, sans discrimination, à des mines d'inégale valeur, dont certaines auraient dû être fermées, définitivement ou provisoirement;
- 5) les augmentations de salaires et de charges sociales, consenties après chaque révision des barèmes, furent payées entièrement et directement par l'Etat.

* * *

4) Données d'appréciation.

Afin de mieux apprécier les caractéristiques de la politique charbonnière adoptée pendant et après la guerre, il importe d'examiner certains aspects de nos exploitations minières, sous le rapport de leur exploitabilité et de leurs rendements.

a) Exploitabilité.

L'exploitation d'un gisement donné est nécessairement limitée par un plafond du prix de revient moyen, au delà duquel l'extraction cesse d'être rentable.

Si une concession renferme un tonnage total de t tonnes, on ne pourra en extraire économiquement qu'un tonnage $k t$, dans lequel k est un coefficient d'exploitabilité qui variera avec le prix de revient moyen P , au delà duquel l'exploitation n'est plus économiquement possible. Nous pouvons établir, pour cette concession, un diagramme de variation de k en fonction de P ; plus P sera grand, plus le tonnage exploitable sera élevé et se rapprochera du volume total t . Lorsque les conditions d'exploitation et de salaire restent fixes, la valeur de P ne peut être modifiée que par des variations du prix de vente.

En groupant les diagrammes propres à chacune de nos concessions, nous obtiendrons pour l'ensem-

ble de nos bassins un diagramme dont l'allure sera approximativement celle du diagramme en trait continu donné à la figure 7.

Si les salaires journaliers diminuent, si la productivité ouvrière augmente ou si des améliorations technologiques facilitent l'extraction, la courbe OA se déplacera vers la gauche et prendra l'allure figurée en trait interrompu en OB; si ces éléments agissent en sens inverses, la courbe prendra la position figurée en OC.

Si le prix de revient pouvait croître sans restriction, à une valeur P_t de la courbe OA correspondrait donc une exploitation intégrale du gisement; le prix de revient ne pouvant généralement excéder une valeur P' bien inférieure à P_t , l'exploitation économique de nos gisements sera limitée à un tonnage $K'T$ qui sera d'autant plus voisin du tonnage total T que le prix de vente moyen sera plus élevé.

Toute diminution du prix de vente entraîne donc l'abandon, le plus souvent définitif, d'une part importante de nos réserves, si elle n'est pas compensée par une amélioration du prix de revient, provoquant un déplacement vers la gauche de la courbe d'exploitabilité et par suite le maintien de K à sa valeur initiale.

Par contre toute augmentation du prix de revient, dont les causes sont étrangères à la nature du gisement, provoquera le recul vers la droite de la courbe d'exploitabilité et une réduction du coefficient K , pour un prix de revient donné.

Toute réduction du prix de vente, non compensée par une compression du prix de revient, et toute augmentation du prix de revient, due à des éléments étrangers au gisement et non compensée par une augmentation du prix de vente, entraîneront donc la réduction du coefficient d'exploitabilité et une perte de gisement.

Tout mouvement en sens inverse, particulièrement une hausse des prix de vente, augmentera au contraire le volume du tonnage exploitable.

Dans un pays comme la Belgique, où les réserves charbonnières exploitables sont limitées et constituent la principale richesse naturelle et la raison d'être de nombreuses industries, il importe de maintenir à une valeur aussi grande que possible le coefficient d'exploitabilité du gisement. Il est donc nécessaire, non seulement de réaliser les conditions d'exploitation les plus économiques, mais surtout de permettre aux exploitants de vendre leur production à des prix aussi élevés que possible, car les conditions de gisement et surtout la nécessité de payer des salaires suffisants pour retenir à la mine une main-d'œuvre que rebute le pénible travail du fond ne permettent pas de comprimer fortement le prix de revient.

Réduire la marge bénéficiaire de nos mines est donc une politique dangereuse et contraire à l'intérêt général du pays, car elle ne provoque pas seulement la fermeture de certaines d'entre elles, mais aussi l'abandon par les autres de parties importantes de leurs réserves totales.

b) Dispersion des rendements et des résultats.

Il existe entre les mines belges de profondes différences dans les conditions de gisement qui entraînent une grande dispersion des rendements indivi-

duels et des résultats d'exploitation. Ces différences fondamentales existent non seulement entre les bassins du Sud — où le gisement, exploité depuis très longtemps, est irrégulier et plissé — et le bassin de Campine — où l'on exploite un gisement vierge et régulier, mais profond et d'accès rendu difficile par

$142,48 + 524,93 = 667,41$, soit 93,2 % du prix de revient moyen.

Par contre la dispersion des rendements diminue, malgré le maintien en activité de mines épuisées et non rentables; en 1938, la marge de dispersion était de : $1.209 - 496 = 713$ kg, soit 100,7 % du rende-

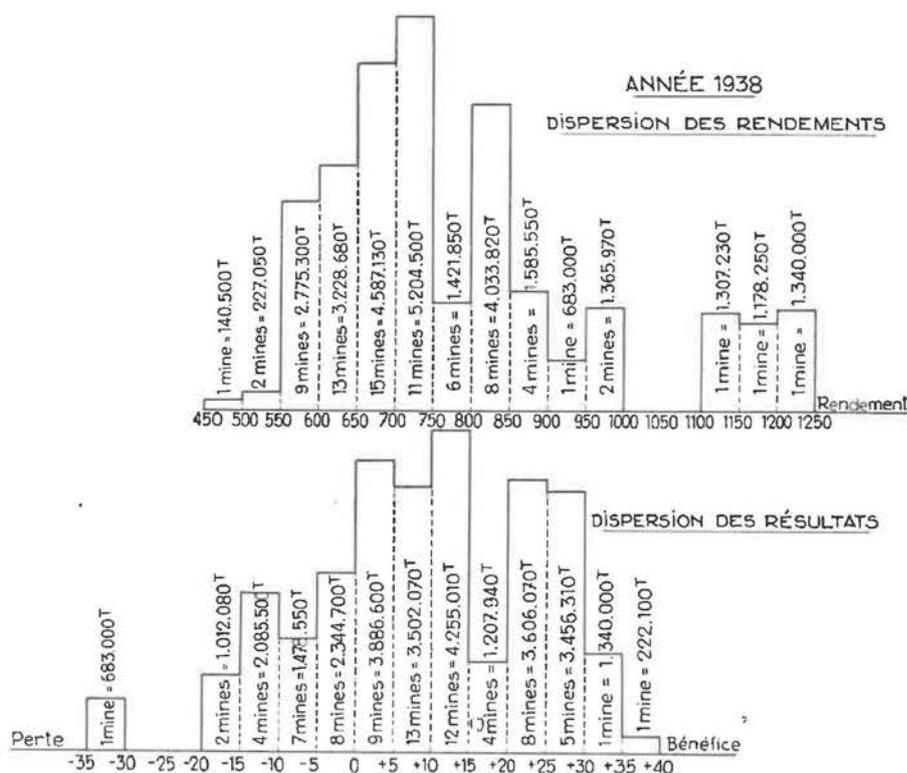


Fig. 8.

l'épaisseur de la couverture aquifère et les fortes pressions des terrains — mais elle est aussi très grande, dans le Sud, entre les mines d'un même bassin où les différences de plissement, de profondeur et surtout de qualité des charbons, sont souvent importantes, même entre deux concessions très voisines. Les différences de résultats sont encore accrues par les écarts existant entre les prix des diverses catégories de charbon.

Les diagrammes des figures 8 et 9 donnent, pour les années 1938 et 1948, la dispersion des rendements individuels du fond et de la surface et la dispersion des résultats d'exploitation tels qu'ils sont établis pour le calcul de la redevance. Les résultats de 1948 sont les différences entre le prix de vente moyen par tonne de chaque concession, établi en tenant compte de la part du prix de vente versée au Fonds de Solidarité, et le prix de revient tenant compte de la totalité des salaires payés tant par la mine que par l'État.

La comparaison des diagrammes de dispersion montre que, de 1938 à 1948, la dispersion des résultats d'exploitation s'est notablement accrue; en 1938, la marge de dispersion était de : $31,49 + 36,78 = 78,27$ F, soit 59 % du prix de revient moyen; en 1948, la marge de dispersion était de :

rendement moyen; en 1948, elle était de : $844 - 391 = 453$ kg, soit 74,5 % du rendement moyen.

Il est curieux de constater que la réduction de la dispersion des rendements est due entièrement à l'influence des bassins où l'on rencontre le plus de mines bénéficiaires; les deux bassins où l'on trouve le plus de mines en perte donnent au contraire les variations suivantes dans la dispersion des rendements :

BORINAGE :

en 1938 :

rendement moyen	708 kg = 100 %
rendement minimum .	573 kg = 81 %
rendement maximum .	837 kg = 118 %
marge de dispersion .	264 kg = 57 %

en 1948 :

rendement moyen	560 kg = 100 %
rendement minimum .	460 kg = 82 %
rendement maximum .	665 kg = 119 %
marge de dispersion .	205 kg = 57 %

LIEGE :

en 1938 :

rendement moyen	627 kg = 100 %
rendement minimum .	500 kg = 80 %
rendement maximum .	740 kg = 118 %
marge de dispersion .	240 kg = 58 %

en 1948 :

rendement moyen	501 kg = 100 %
rendement minimum .	391 kg = 78 %
rendement maximum .	637 kg = 127 %
marge de dispersion :	246 kg = 49 %

Tous les autres éléments du prix de revient étant constants, de même que les prix de vente, la dispersion des résultats doit varier dans le même sens que celle des rendements. S'il n'en est pas ainsi

En 1938, la marge de dispersion des prix de vente entre les divers bassins était de : 157,70 — 134,06 = 23,64 F, soit 16,65 % du prix de vente moyen du Royaume, tandis que la marge entre les prix de revient était de : 153,27 — 124,44 = 28,83 F, soit 21,3 % du prix de revient moyen; en 1948, la marge des prix de vente était de : 699,28 — 626,67 = 72,61 F, soit 10,92 % du prix moyen, celle des prix de revient était de : 866,73 — 625,55 = 241,18 F, soit 36,2 % du prix moyen.

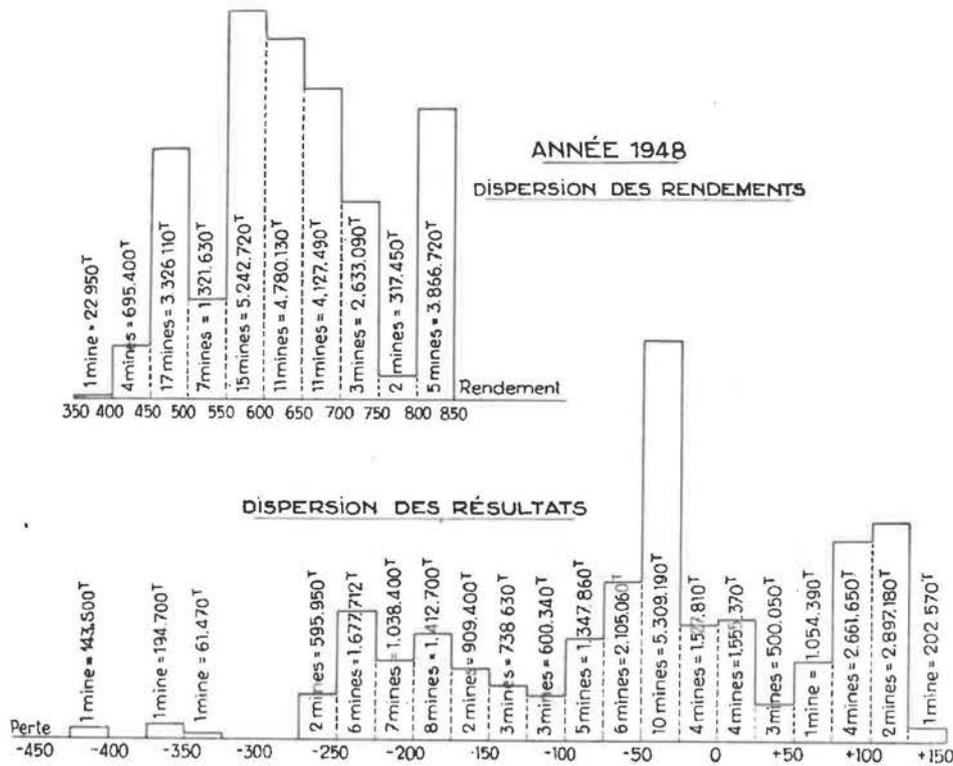


Fig. 9.

de 1938 à 1948, c'est que des variations d'autres éléments; en sens inverse, ont plus que compensé l'influence de la réduction de dispersion des rendements. L'un de ces éléments pourrait être l'accroissement des salaires et charges sociales, dont l'intervention dans le prix de revient passe de 58,5 % en 1938 à 62,2 % en 1948.

Ce minime accroissement de pourcentage est manifestement insuffisant pour expliquer la forte augmentation de la dispersion des résultats, malgré la réduction de la dispersion des rendements. Cette anomalie ne peut donc s'expliquer que par la variation d'autres éléments que les salaires, qui sont particulièrement les mouvements suivants :

1°) La variation de la dispersion des prix de vente : les barèmes des prix de vente des charbons, tels qu'ils ont été fixés en 1948, ne tenaient pas encore assez compte des différences de qualité tandis qu'en 1938, les prix relativement élevés dont bénéficiaient les charbons domestiques compensaient assez largement les écarts de rendement entre les producteurs de charbons maigres et ceux de charbons gras ou 1/2 gras.

2°) Une répartition différente des postes du prix de revient et l'exagération des pertes déclarées. La compensation des pertes par prélèvement sur bénéfices, limitée à une quotité dégressive de la perte déclarée, devrait inciter un certain nombre d'exploitants à accroître exagérément divers postes de consommations et d'achat de matériel, accroissements qui sont masqués par les augmentations des salaires et surtout des charges sociales.

Le tableau XVI ci-après permet de se rendre compte de cette exagération volontaire de certaines dépenses en 1947 et en 1948. Les dépenses de 1938 ont été redressées en tenant compte des indices et des pourcentages nouveaux des charges sociales des années 1947 et 1948. Les colonnes (4) et (6) donnent donc les dépenses par tonne qui auraient constitué le prix de revient de 1938 si les dépenses autres que les salaires et charges sociales étaient restées inchangées, tandis que les rendements et le pourcentage des charges sociales par rapport aux salaires seraient les mêmes qu'en 1947 ou 1948.

TABLEAU XVI.

(1) Postes du prix de revient	(2) 1938 (indice 38)		(5) 1947		(4) 1938 (indice 47)		(5) 1948		(6) 1938 (indice 48)	
	F	% P.R.	F	% P.R.	F	% P.R.	F	% P.R.	F	% P.R.
Salaires + C ^{ges} sociales	79,08	58,5	391,80	60,4	114,60	67,1	445,41	62,2	109,15	66,1
Salaires	65,81	48,5	296,15	45,7	87,10	50,9	333,41	46,6	81,75	49,4
Charges sociales	13,27	10,0	95,65	14,7	27,50	16,2	112,00	15,6	27,40	16,7
Autres frais	56,20	41,5	256,71	39,6	56,20	32,9	269,86	37,8	56,20	33,9
Consommation	34,17	25,2	157,83	24,5	34,17	20,0	—	—	—	—
Bois et fer	12,31	9,1	54,22	8,4	12,31	7,2	—	—	—	—
Comb. énergie	9,40	6,9	60,34	9,3	9,40	5,5	—	—	—	—
Mat. divers	12,46	9,2	43,27	6,6	12,46	7,5	—	—	—	—
Achat de mobilier	3,92	2,9	21,85	3,4	3,92	2,5	—	—	—	—
Achat de machines	6,64	4,9	29,73	4,6	6,64	3,9	—	—	—	—
Divers	11,47	8,5	47,30	7,3	11,47	6,7	—	—	—	—
Prix de revient	135,28	100,0	648,51	100,0	170,80	100,0	715,27	100,0	165,35	100,0
1 ^{er} établissement	9,75	7,2	34,44	5,5	9,75	5,7	—	—	—	—

On constate ainsi que, dans ces cas, l'intervention des salaires et charges sociales aurait été de 67,1 % avec l'indice de 1947 (contre 60,4 % en 1947) et de 66,1 % avec l'indice de 1948 (contre 62,2 % en 1948).

Ce tableau permet ainsi de constater l'augmentation importante des dépenses autres que les salaires et charges sociales, en 1947 et 1948, notamment des dépenses admises en prix de revient; par contre les dépenses de premier établissement de 1947 restent encore en régression par rapport à 1938, malgré la création de la dotation spéciale de rééquipement. Pourtant les dépenses de matériel et de machines étaient relativement élevées en 1938, l'industrie charbonnière ayant connu, peu d'années auparavant, une forte dépression qui avait provoqué une sévère compression de ces dépenses.

On peut aussi constater que les dépenses de salaires proprement dites n'ont pas encore atteint, en 1947 et 1948, le niveau de 1938, mais que les charges sociales ont subi une augmentation relative de plus de 60 %.

La comparaison des diagrammes des rendements et des résultats de 1938 fait nettement apparaître de grandes différences entre les valeurs moyennes de la tonne produite dans les différentes concessions et démontre que le rendement en kg par poste est loin d'être l'élément essentiel de l'appréciation de la rentabilité d'une mine. Il faut aussi largement tenir compte de la teneur en matières volatiles du charbon extrait, de sa granulométrie, de sa teneur en cendres et en soufre libre, de son pouvoir cokéfiant et, dans une moindre mesure, de la régularité du volume de sa consommation ou de la nécessité pour d'importantes industries consommatrices de disposer constamment d'un approvisionnement sûr en certaines qualités.

Pendant les années 1930 à 1939, certaines concessions ont été maintenues en activité, malgré des résultats apparemment très déficitaires, parce que les sociétés métallurgiques qui les exploitaient tenaient à s'assurer un approvisionnement régulier en fines à coke de qualité, même pendant les périodes cycliques de sous-production de ce type de charbon.

L'importance de ces éléments correcteurs de la disparité de rendement est telle que des mines dont les rendements diffèrent du simple au double ont accusé en 1938 des résultats bénéficiaires identiques.

Ces éléments doivent également être pris en considération lorsque l'on compare l'ensemble de l'industrie charbonnière belge à celle des pays producteurs voisins, dont la production présente une composition moins avantageuse et moins variée que la nôtre. Dans l'estimation de la valeur économique de notre industrie charbonnière, l'intérêt de conserver un approvisionnement sûr et régulier en charbons de toutes natures ne doit pas être négligé et justifie à lui seul une large protection de nos mines pendant les périodes déficitaires ou anormales d'exploitation.

* * *

5) Inconvénients de la politique charbonnière pendant les premières années d'après-guerre.

Ces deux caractéristiques de notre industrie charbonnière permettent de mieux juger les inconvénients, ci-dessus signalés, de la politique charbonnière suivie pendant les premières années d'après-guerre.

a) Prix de vente insuffisants.

Initialement, le prix de vente moyen du charbon a été maintenu à un niveau trop bas, au grand bénéfice des industries exportatrices, mais au grand dommage de nos mines qui avaient alors grand besoin du stimulant que constitue une hausse des prix et de reconstituer, grâce à des bénéfices compensatoires, un outillage usé par quatre années d'utilisation sans entretien suffisant ni possibilité de renouvellement. Cette insuffisance des prix fut bien compensée par des subventions. Mais celles-ci furent à peine suffisantes pour permettre à certaines mines de ne pas mourir et tout à fait insuffisantes pour leur permettre de réparer l'usure de leurs installations et l'épuisement de leur trésorerie.

Les importantes subventions que l'Etat a ainsi été contraint d'accorder à l'industrie charbonnière n'ont, en fait, bénéficié qu'à un nombre limité d'industries grosses consommatrices d'un combustible qu'elles ont pu acheter à un prix bien inférieur à celui qu'elles auraient alors dû donner pour obtenir de l'étranger des charbons de qualité médiocre.

Une aussi sévère limitation des prix du charbon n'aurait été avantageuse pour l'intérêt général que si elle avait pu contribuer plus largement au maintien du coût de la vie, et par suite des salaires, à un niveau aussi proche que possible de celui de nos voisins. Malheureusement, il n'en a rien été et la cause principale de cet échec réside en ce que les bas prix du charbon avantagèrent surtout certaines industries exportatrices qui sont grosses consommatrices de combustibles; les prix élevés obtenus par ces dernières pour leurs produits exportés les ont incitées à provoquer elles-mêmes une forte hausse des salaires et à concurrencer dangereusement l'industrie charbonnière dans le recrutement d'une main-d'œuvre raréfiée par leur rapide expansion.

Les sacrifices demandés aux charbonnages n'ont donc guère servi à comprimer la hausse du coût de la vie, mais ont au contraire contrarié leur propre redressement en les privant d'une main-d'œuvre indispensable et ont surtout permis aux industries exportatrices de réaliser des bénéfices considérables qu'elles ont consacrés à des investissements, souvent excessifs et désordonnés, qu'il eut mieux valu affecter par priorité au rééquipement de nos mines.

Il eut été préférable de porter les prix des charbons à un niveau plus élevé que les industries consommatrices auraient pu payer sans inconvénients graves, ce qui aurait réduit l'importance des interventions de l'Etat, tout en stimulant la production et la hausse des rendements de nos mines.

Cette hausse des prix aurait sans doute freiné légèrement l'expansion de certaines industries

exportatrices mais n'aurait pas eu l'influence que l'on en redoutait sur la hausse des prix intérieurs, tout en permettant un redressement mieux équilibré et plus durable de notre économie.

Une augmentation du prix de vente moyen aurait permis :

1°) de maintenir les écarts de prix existant, avant la guerre, entre les diverses catégories de produits, ce qui n'est pas possible, avec un prix trop faible, sans désavantager dangereusement les catégories les moins favorisées.

Cet échelonnement des prix est nécessaire à l'équilibre des résultats entre des mines dont les conditions de gisement et les qualités des produits sont très différentes; le supprimer a accru la dispersion des résultats, malgré une moindre dispersion des rendements, et a rompu un équilibre nécessaire entre les divers bassins;

2°) d'accroître plus rapidement le volume de la production en la stimulant et en augmentant le coefficient d'exploitabilité du gisement, ce qui se traduit le plus souvent par une réduction de la puissance limite des couches exploitables; un travail de préparation d'un étage ou d'un quartier aurait ainsi permis l'exploitation d'un volume plus important du gisement, ce qui favorise la concentration et la réduction du personnel occupé à des travaux improductifs;

3°) de faciliter aux charbonnages l'accession aux sources de matières premières et d'outillage, lesquels ne pouvaient aisément être obtenus que moyennant de notables surpris;

4°) de consacrer une part du prix de vente à la constitution d'un fonds spécial de rééquipement, servant à octroyer des prêts à long terme et faible intérêt aux mines les moins favorisées, ce qui aurait établi une certaine compensation entre mines, sans nuire à l'amélioration des rendements.

b) Compensation.

La grande dispersion des rendements entre bassins et entre mines, existant déjà en 1938, faisait craindre un accroissement excessif de la dispersion des résultats après les augmentations des salaires et des charges sociales que devaient nécessairement provoquer, après la guerre, la hausse de l'index et la rareté de la main-d'œuvre.

L'importance de l'intervention des salaires dans le prix de revient est d'autant plus grande que les salaires journaliers sont élevés par rapport aux autres dépenses et que les rendements individuels sont plus réduits; l'influence combinée de ces deux éléments devait donc, dès la libération, accroître sensiblement la dispersion des prix de revient des différentes mines, si la dispersion des rendements restait inchangée ou s'accroissait.

La fixation d'un prix de vente moyen par tonne, permettant à l'ensemble de l'industrie charbonnière d'équilibrer ses résultats ou de réaliser un léger bénéfice, devait donc nécessairement amener les mines les plus favorisées par leurs rendements à faire des bénéfices excessifs, tandis que d'autres mines à rendements insuffisants restaient encore en pertes élevées. Un prix de vente suffisant pour permettre à ces dernières mines de vivre sans soutien aurait encore accru les bénéfices trop élevés des

premières et aurait d'ailleurs été excessif pour les industries consommatrices.

L'obligation de fixer les prix des charbons à un niveau qui ne serait pas prohibitif pour les consommateurs et la nécessité de maintenir en activité un nombre de mines suffisant pour assurer une production d'un volume aussi élevé que possible devaient fatalement conduire à envisager une compensation entre les mines bénéficiaires et déficitaires.

Cette compensation fut réalisée sous diverses formes : accroissement de prix non directement payés aux producteurs mais répartis entre les mines déficitaires au prorata de leurs pertes, prélèvements sur les bénéfices effectués et versement de ceux-ci à un Fonds de Solidarité fonctionnant en faveur des mines en perte, subvention de l'Etat ou d'autres industries à ce Fonds de Solidarité, paiement par l'Etat de certaines charges de salaires qui avantage plus largement les mines à faible rendement que les autres, etc.

Toutes ces formes de compensation avaient pour but final de vendre le charbon à bon marché, tout en permettant aux mines pauvres de subsister.

Ce but, louable en soi, devait cependant freiner considérablement le relèvement de notre industrie charbonnière et décourager les exploitants de consacrer tous leurs efforts à l'amélioration des rendements et à la réduction du prix de revient.

L'insuffisance des prix de vente et des subventions a fait adopter un système de soutien faisant une trop large place à la compensation des pertes par prélèvement sur les profits des mines bénéficiaires; cette compensation excessive des résultats a fait vivre l'industrie charbonnière sous un régime malsain, lui enlevant tous les avantages qu'une entreprise peut retirer des initiatives privées guidées par la recherche du profit, sans lui donner les avantages qu'elle aurait pu trouver dans une nationalisation qui aurait au moins réduit les inconvénients de la compensation en la stabilisant et aurait facilité la concentration et les regroupements de concessions. L'industrie charbonnière a ainsi perdu tous les avantages des deux modes d'exploitation possibles, étatisation et entreprise privée, et a par contre souffert des inconvénients inhérents aux deux méthodes.

La compensation était basée sur des déclarations de bénéfice ou de perte dont la réalité n'était garantie que par des contrôles comptables dont l'efficacité, toujours douteuse, est particulièrement incertaine dans une industrie aussi particulière que l'exploitation des mines, où aucune concession ne peut être exactement comparée à sa voisine.

L'industrie charbonnière se caractérise par l'absence complète de normes d'exploitation applicables à tous les gisements et par une dispersion des éléments du prix de revient en une infinité de petits postes répartis entre les grands postes principaux de main-d'œuvre, consommation d'énergie et de matériaux, achat de machines et de matériel, frais généraux divers. Un bon exploitant doit moins souvent se préoccuper des grandes lignes d'un programme ou de méthodes d'exploitation que des multiples et infimes détails de son prix de revient.

Le bénéfice est la résultante d'une somme de menues économies réalisées sur ces multiples postes et une fraude volontaire de peu d'importance, commise sur un certain nombre d'entre eux, peut changer le signe du résultat global, sans être discernable, car elle ne s'écarte généralement pas des erreurs inconscientes faites par un exploitant incapable ou inattentif.

Il est donc difficile d'établir avec certitude la part respective des difficultés du gisement, d'erreurs dans le choix judicieux de la méthode d'exploitation, d'une mauvaise direction technique et de fraudes systématiques, dans les résultats défavorables d'une mine, même si elle peut être comparée à une voisine présentant des caractéristiques d'exploitation assez semblables.

La compensation, limitée à une partie seulement des pertes, ne pouvait qu'inciter certaines mines déficitaires, particulièrement éprouvées par les conséquences de la guerre et les bas prix des charbons, à accroître leurs pertes déclarées; la crainte de telles manœuvres et l'excès du taux de prélèvement sur les bénéfices ont amené quelques mines bénéficiaires à rechercher les moyens de réduire leurs profits apparents.

Il suffisait de quelques réussites dans ces tentatives pour fausser tout le jeu de la compensation et contraindre la plupart des autres mines, dont les résultats étaient le plus souvent déficitaires ou d'équilibre très précaire, à rechercher des moyens de défense analogues.

Ces manœuvres ont été facilitées :

1^o) par l'exclusion, des résultats compensés, des bénéfices de multiples industries annexes créées parfois dans ce but, ainsi que de certaines opérations de manutention ou de distribution;

2^o) par les règles admises par le Comité de Contrôle des Houillères pour l'évaluation des dépenses de prix de revient, dont l'application rigoureuse aurait exigé, en plus des examens comptables, des contrôles techniques et souvent incertains.

L'exploitation des mines se prête particulièrement bien à la dissimulation de bénéfices par l'accumulation, pendant une période plus ou moins longue, de matériel de service dans les travaux du fond ou par la multiplication de travaux préparatoires qui ne seront productifs qu'à échéance assez lointaine; un accroissement anormal de travaux d'entretien ou d'aménagement des installations de surface peut également gonfler temporairement le prix de revient et réduire le bénéfice soumis aux prélèvements. Le choix des couches mises en exploitation, en se portant sur des veines plus minces ou moins propres, peut également influencer le prix de revient tout en ménageant les réserves de gisement d'exploitation plus rentable.

Ces pratiques paraissent avoir été suivies par un assez grand nombre de mines, soit pour accroître les pertes compensables, soit pour réduire les bénéfices déclarés, surtout depuis 1947, date à laquelle a été introduite la compensation partielle des pertes.

Les colonnes (3) et (4) du tableau XVI montrent nettement, en 1947, un accroissement anormal de certaines dépenses des postes « Autres frais »; la

même tendance se remarque en 1948. Le tableau VI montre également que les mines de Campine, dont les bénéfices ont été le plus largement soumis aux prélèvements, ont également tenté de s'y dérober par un accroissement anormal du personnel de surface, dont l'indice atteint 0,425 en 1947 et 0,443 en 1948, alors qu'il n'était que de 0,385 en 1946 et qu'il était en régression dans les autres bassins.

Il est vraisemblable que les travaux préparatoires, dont l'intervention dans le prix de revient n'apparaît pas dans les statistiques, ont été particulièrement développés pendant ces deux mêmes années.

Ces pratiques ont rendu *inopérantes* les mesures prises en vue de la compensation des pertes et de l'amélioration des rendements et des résultats, mais elles n'auront sans doute pas d'effets durables sur les rendements d'exploitation des mines; malheureusement, elles ont été accompagnées d'un relâchement dans l'indispensable poursuite des moindres économies dans les multiples postes du prix de revient; ce relâchement risque d'avoir des effets plus nuisibles et plus durables dans une exploitation qui exige, plus que toute autre, une vigilante attention dans la compression d'un prix de revient dont les éléments principaux sont essentiellement changeants.

c) Groupement avec d'autres industries.

Les règles appliquées à la répartition de la production entre les consommateurs n'ont pas assez tenu compte de l'appartenance de certaines concessions de houille grasse à des sociétés métallurgiques, grosses consommatrices de charbons industriels et de coke.

Nous avons vu plus haut que la production des fines à coke subit plus que toute autre les effets des crises cycliques. Les cokeries belges traitent normalement un volume important de fines d'origines étrangères (voir tableau X) et exportent vers l'étranger une notable partie de leur production de coke. Le volume des fines à coke traitées en Belgique subit donc de grandes variations, liées à celles de la métallurgie; par suite, leurs prix sont particulièrement instables et ne peuvent guère bénéficier, comme ceux des autres charbons, d'une protection tarifaire ou contingente, car ils dépendent plus largement des conditions existant dans les pays producteurs voisins, qui peuvent nous concurrencer aisément sur les marchés extérieurs alimentés par nos cokeries.

Les concessions qui produisent une forte proportion de fines à coke, telles que celles où l'on exploite le massif du Borinage, connaissent donc des périodes de profonde dépression et d'autres où la demande est forte et les prix très élevés.

Il est de l'intérêt commun des usines métallurgiques et des charbonnages de s'unir pour mieux résister aux effets des crises et de mieux bénéficier des périodes de prospérité en s'assurant un approvisionnement régulier en fines à cokes pendant celles-ci. L'usine métallurgique soutient le charbonnage pendant la crise, tandis que le charbonnage permet à l'usine de travailler à pleine production pendant les périodes de prospérité et de raréfaction des combustibles.

Sans une telle entente, bon nombre de concessions déficitaires du Borinage, comme des parties des autres bassins ne produisant que des houilles grasses, auraient été abandonnées au cours d'une longue et profonde dépression économique. Dans la plupart des pays où la métallurgie et l'industrie charbonnière sont largement développées, une telle liaison existe; c'est ainsi que dans la Rhur, une part égale à 86 % de la production du bassin est réalisée dans des mines appartenant à d'importants groupements industriels, dont font également partie des industries grosses consommatrices de charbons.

Après la libération, aucune priorité n'a été accordée, dans la répartition des charbons, aux usines propriétaires de concessions charbonnières; ces usines se sont donc désintéressées de mines qui ne constituaient plus pour elles qu'une lourde charge et dont les produits étaient également vendus, à des prix inférieurs au prix de revient, à des usines concurrentes et moins prévoyantes; aussi ont-elles tenté de s'en défaire en les insérant, à la faveur des mouvements de fusion et de remembrement, dans des groupements exclusivement charbonniers.

Si la liaison complète entre les mines et les usines avait été maintenue, ces dernières auraient, comme par le passé, supporté des pertes d'exploitation qui auraient été largement compensées par une priorité d'approvisionnement et une plus large participation dans les profits que l'industrie métallurgique a réalisés pendant les années d'après-guerre.

Une telle mesure aurait sans doute incité d'autres usines consommatrices à s'intéresser à l'exploitation de certaines mines et à consacrer au rééquipement de ces dernières une part des bénéfices utilisés à l'autofinancement, parfois excessif et moins judicieux, de leurs propres immobilisations. Le nombre de mines en forte perte aurait été sensiblement réduit et les subventions de l'Etat mieux et plus largement réparties.

d) Elimination des mines épuisées.

Le soutien de l'Etat et du Fonds de Solidarité a été accordé, sans assez de discernement, à des mines ne présentant aucune chance d'exploitabilité durable et dont les pertes d'exploitation étaient excessives.

Lors de la libération, le nombre de sièges en activité était sensiblement le même qu'en 1939 (165 en 1944 contre 169 en 1939), alors que pendant les 10 années précédentes, 64 sièges avaient été fermés, soit pour des raisons de concentration, soit par épuisement de leur champ d'exploitation.

Parmi les mines encore actives fin 1944, plusieurs avaient un prix de revient très élevé et exigeaient une aide importante, tant de la part de l'Etat que de leurs voisines plus favorisées; sans doute certaines d'entre elles devaient ces résultats défavorables à l'usure profonde de leurs installations d'extraction et à la nécessité de comprimer leur prix de revient aux dépens des investissements indispensables, mais plusieurs avaient atteint la limite d'exploitabilité de leur gisement et auraient dû être fermées immédiatement, plutôt que d'accroître les charges de l'ensemble des charbonnages et

de compromettre ainsi le relèvement rapide des mines saines.

Voulant accroître à tout prix le volume de la production charbonnière, le Gouvernement crut devoir maintenir en activité toutes les mines existantes, mais n'a fait ainsi que retarder le redressement des mines et freiner l'accroissement de production qu'il cherchait.

Au moment de la libération, les charbonnages manquaient de main-d'œuvre, de matériel et de produits de consommation; plutôt que de concentrer les moyens dont on disposait sur les mines les plus productives, le Gouvernement les dispersa dans la totalité des mines dont certaines avaient été maintenues, tant bien que mal, en activité, dans l'espoir de profiter, malgré l'épuisement de leur gisement et l'usure de leurs installations, de la période d'intense activité industrielle qui devait suivre la fin de la guerre.

Les ressources disponibles étant très réduites et leur mise à la disposition des mines étant âprement disputée par d'autres industries mieux favorisées par leurs prix de vente élevés, cette dispersion n'a permis à aucun charbonnage d'atteindre le niveau de production unitaire indispensable à une exploitation économique. Une mine ne peut en effet être rentable que si le personnel directement productif et le matériel mis en œuvre permettent de réaliser une production en rapport avec son tempérament d'exploitation et de situer sa production dans le palier P du diagramme de la figure 1.

Ces exigences n'auraient pu être satisfaites pendant les premières années d'après-guerre que moyennant fermeture définitive des mines épuisées et concentration des moyens disponibles dans les mines les plus favorisées par leurs conditions de gisement et la valeur de leurs produits, de manière à leur permettre de réaliser une production aussi voisine que possible de leur capacité normale d'extraction.

Non seulement la production aurait alors été plus importante que celle réalisée pendant la période de compensation, mais le prix de revient en aurait été meilleur. Le volume des subventions ayant servi à la compensation des pertes aurait été sensiblement moindre et les économies ainsi réalisées auraient pu être consacrées à l'amélioration ou à l'accroissement des moyens de production, ce qui aurait mieux servi l'industrie charbonnière et l'ensemble de notre économie que l'étanchement, sans contre-partie, des seules pertes d'exploitation, en partie artificiellement provoquées par une politique de soutien mal conçue.

e) *Payement d'une partie des salaires par l'Etat.*

Désireux de maintenir les prix des charbons à un niveau aussi bas que possible et de donner en même temps aux revendications ouvrières une satisfaction qu'imposaient d'ailleurs la hausse constante des prix intérieurs et la nécessité d'attirer vers la mine une main-d'œuvre très disputée, l'Etat s'est vu contraint d'ajouter à ses subventions la prise en charge directe des augmentations de salaires consenties après les diverses révisions des barèmes des prix.

Ce mode de soutien a ajouté encore divers inconvénients à ceux qu'ont apportés la compensation entre mines et la fixation de prix insuffisants :

— la fixation des salaires ne résultait plus d'un accord direct entre les parties intéressées, comme dans les autres industries, mais des décisions gouvernementales dont les répercussions sur les prix de revient ne furent pas étudiées aussi attentivement que si elles avaient fait l'objet d'un accord direct entre parties et avaient été supportées entièrement par les exploitants;

— la prise en charge par l'Etat d'une part assez importante des salaires avantageait surtout les mines à faible rendement individuel, sans tenir compte de la valeur relative des produits extraits, et favorisait le maintien en activité de mines épuisées ou dont la direction freinait la hausse des rendements;

— il masquait l'importance réelle du déficit de certaines mines, pour lesquelles la part de l'Etat représentait une somme de 70 à 90 F par tonne et incitait moins les exploitants à rechercher des améliorations du rendement par une mécanisation plus développée, car l'amortissement de cette dernière aurait été entièrement à charge de la mine tandis qu'une large part de la main-d'œuvre qu'elle aurait pu épargner était à charge de l'Etat.

* * *

B. — Subventions sans compensation.

Le 1^{er} octobre 1949, une nouvelle politique de soutien de l'industrie charbonnière fut adoptée; le barème des prix fut remanié, sans augmentation du prix moyen théorique de 685 F; les charbons domestiques bénéficièrent de hausses assez sensibles, tandis que les prix de la plupart des qualités industrielles n'augmentèrent que faiblement et que le prix des fines à coke était ramené de 720 à 640 F par tonne, par suppression du surpris de 80 F versé au Fonds de Solidarité; les charbons restent donc soumis au régime du prix légal imposé.

Afin de permettre aux mines déficitaires de s'adapter au nouveau régime, une subvention forfaitaire mensuelle par tonne extraite leur fut accordée pendant une période de 20 mois; cette subvention devait être attribuée suivant une dégressivité uniforme de 5 % par mois.

La subvention initiale par tonne est basée sur une perte de référence conventionnelle, établie pour chaque mine en partant des deux éléments suivants :

1^o) un prix de revient par tonne, égal au prix de revient moyen du deuxième trimestre 1949, tel qu'il a été établi pour l'attribution de la compensation pendant cette période, en s'inspirant étroitement des règles établies à cette fin par le Comité de Contrôle des Houillères;

2^o) un prix de vente moyen par tonne, établi préalablement en divisant, par le tonnage de la production de juin 1949, la valeur qui aurait été obtenue par la vente de la totalité de cette production aux prix du barème d'octobre. Cette valeur a été obtenue en partant de la décomposition réelle de la production de juin et en multipliant le tonnage de chacune des catégories obtenues par le prix

correspondant du barème d'octobre. Le prix moyen par tonne ainsi déterminé a été affecté d'une réfaction de 3,8 % pour les charbons maigres, 1/4 gras et 1/2 gras et de 3,5 % pour les autres produits.

La production de juin de l'ensemble des mines, vendue aux prix du barème d'octobre 1949, aurait donné un prix moyen par tonne de 682 F, inférieur à celui qu'on aurait obtenu en partant d'un mois d'activité plus normale; c'est pourquoi, le prix de vente moyen par tonne obtenu pour chaque charbonnage, en se basant sur la production de juin, a été multiplié par le rapport uniforme: 686/682, 686 étant le prix de vente moyen qui aurait été obtenu en appliquant le barème d'octobre 1949 à la production de janvier de la même année.

Il s'agit donc bien d'éléments conventionnels, arbitrairement choisis et ne présentant aucun rapport avec la perte réelle que chacun des charbonnages pourrait avoir à supporter pendant la période d'attribution des subventions dégressives.

La perte de référence est la différence entre le prix de revient et le prix de vente conventionnel ainsi établi; la subvention unitaire par tonne est obtenue en soustrayant une somme fixe de 10 F de la tranche de perte de référence inférieure, à 175 F. Un charbonnage dont la perte de référence est de 250 F par tonne bénéficie donc d'une subvention unitaire par tonne de 165 F; une mine dont la perte de référence est inférieure ou égale à 10 F est définitivement exclue du bénéfice des subventions, au même titre que celles dont le prix de vente conventionnel est égal ou supérieur au

peut dépasser un tonnage de référence, égal au tonnage mensuel moyen extrait pendant le deuxième trimestre 1949.

Le but de la décision prise le 29 septembre 1949 n'est pas d'allouer aux divers charbonnages des subventions exactement proportionnées aux pertes réelles ou *artificiellement gonflées* qu'ils accuseraient pendant la période des vingt mois d'application, mais de leur attribuer une subvention forfaitaire, facilitant à chacun d'eux l'adaptation de son prix de revient, de manière à lui permettre de compenser les ressources perdues du fait de la suppression de la compensation et de la mise à sa charge de la totalité des salaires; l'octroi de ces subventions forfaitaires ne nécessite qu'un minimum de contrôles et permet la suppression des contrôles comptables dont l'exactitude et l'efficacité sont douteuses, ainsi qu'il est apparu pendant toute la période de compensation des pertes. Le but visé par le nouveau régime était surtout d'inciter les charbonnages à abandonner tous les expédients qui auraient pu freiner l'amélioration des rendements et des résultats d'exploitation.

Le diagramme des rendements fond et surface, établis mensuellement, donné à la figure 10, montre l'accroissement rapide des rendements pendant la période d'application du régime nouveau; de septembre 1949 à février 1950, le rendement général passe de 638 à 692 kg, soit une augmentation de 8,5 %. Pour le Borinage, où l'effort de redressement pouvait et devait être plus grand, on constate que le rendement général s'est accru de 11,5 % (Sept. : 598; Févr. : 667).

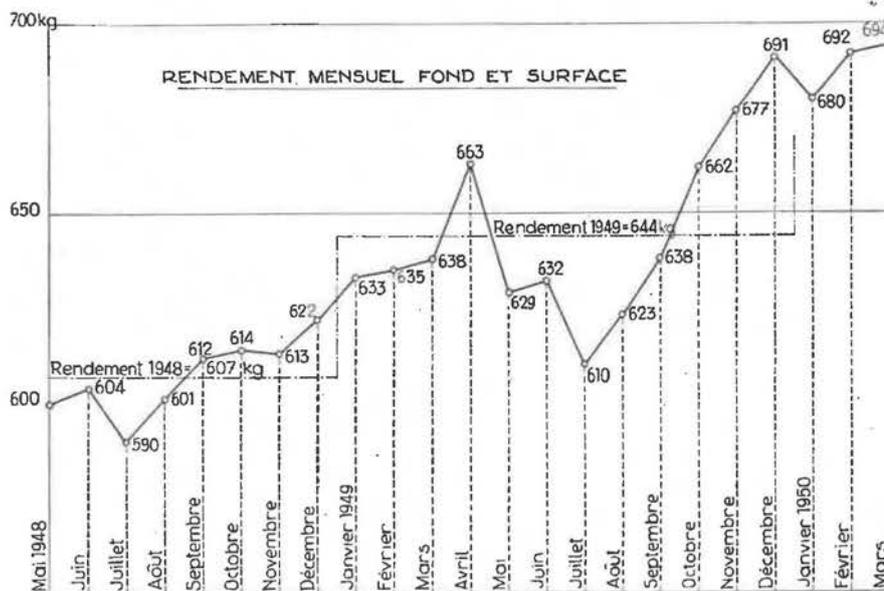


Fig. 10.

prix de revient dont il est question au 1° ci-dessus.

La subvention mensuelle d'une mine est égale à la subvention unitaire dégressive multipliée par le tonnage de la production nette extraite pendant le mois considéré; toutefois le tonnage à prendre en considération pour le calcul de la subvention ne

Cette revision de la politique de soutien était nécessaire, non seulement pour remédier aux abus de la compensation et à ses effets déprimants sur les rendements, mais surtout pour assainir l'industrie charbonnière et lui permettre de résister avantageusement à une reprise de la concurrence étrangère

et à une saturation des besoins en combustibles qui pourraient amener une réduction des prix, surtout des charbons à usages industriels. Cet assainissement exige la fermeture rapide des exploitations non viables, dont la disparition a été retardée par les conséquences de la guerre. Le maintien en activité de ces sièges ne peut que compromettre le redressement des exploitations saines, que les premières privent des moyens de production et des marchés nécessaires au relèvement du volume de leur production, indispensable à l'amélioration de leurs rendements.

Le système appliqué le 1^{er} octobre 1949 classe les mines en deux groupes : dans le premier se retrouvent toutes les mines en bénéfice ou dont la perte de référence est inférieure à 10 F; elles ne reçoivent plus aucune aide directe ou indirecte de l'État mais sont assurées de conserver la totalité de leurs bénéfices actuels et de ceux que leur procureront les améliorations de rendements et les progrès techniques dont le développement ne sera plus freiné par la crainte de voir bénéficier presque entièrement de leurs profits des voisins plus défavorisés ou moins entreprenants.

Le second groupe comprend les mines dont la perte de référence est supérieure à 10 F et qui bénéficient donc des subventions dégressives.

Parmi ces dernières, plusieurs sont irrémédiablement condamnées et doivent être fermées, soit par suite de l'épuisement de leurs réserves, soit à cause d'un prix de revient trop élevé et incompressible.

Il en est d'autres qui, pendant la période d'octroi des subventions dégressives, pourront améliorer substantiellement leur rendement, surtout si des crédits leur permettent de réaliser rapidement les aménagements indispensables de leurs installations, lesquelles n'ont pu être renouvelées et améliorées pendant ces dernières années par suite des prix insuffisants fixés pour les charbons pendant la guerre et les années 1945 à 1947.

Restent enfin les producteurs de charbons gras, pour lesquels le nouveau barème des prix des charbons est particulièrement défavorable, spécialement pour les fines à coke qui subissent plus que les autres catégories l'influence de la concurrence étrangère.

Cette insuffisance des prix de vente des charbons gras ne permet pas de compenser pour ces mines les charges nouvelles que leur impose le régime d'octobre; les subventions dégressives et leur durée d'attribution sont donc largement insuffisantes pour permettre le redressement de ces mines dont bon nombre seraient pourtant viables si on leur accordait un soutien temporaire suffisant.

Le régime d'octobre 1949 devait donc être complété sur trois points :

1) réduire les pertes de gisement que pourraient entraîner les fermetures des mines non viables;

2) assurer une aide complémentaire à certaines mines produisant principalement des charbons gras et capables de se redresser entièrement dans un délai supérieur à la durée d'attribution des subventions dégressives;

3) faciliter le redressement des mines déficitaires en leur octroyant des crédits de rééquipement.

1) Récupération des gisements abandonnés dans les concessions non viables.

Le nouveau régime de subvention doit nécessairement entraîner la fermeture, plus ou moins prochaine, de certains sièges dont l'arrêt est imposé par la nécessité de concentrer les exploitations pour réduire le prix de revient et même l'abandon complet de certaines concessions non rentables.

Dans le premier cas, les pertes de gisement seront minimes, les champs d'exploitation des sièges arrêtés pouvant être aisément mis à fruit par les sièges voisins dans la même concession; il est cependant des cas où une exploitation complète et économique de ces champs d'exploitation n'est possible, en totalité ou en partie, que par un siège appartenant à un concessionnaire voisin; dans un tel cas, la fusion des deux concessions peut s'imposer ou tout au moins une répartition plus rationnelle du gisement entre deux ou plusieurs concessionnaires voisins.

Dans le second cas, les pertes de gisement pourraient être plus importantes; certaines concessions qui ne sont plus économiquement exploitables par leurs concessionnaires peuvent encore renfermer, au voisinage de leurs limites, des massifs importants qui pourraient être aisément repris par des concessionnaires voisins, mieux placés ou mieux équipés.

L'exploitation de ces massifs par un voisin est possible, soit par cession ou amodiation à titre onéreux, soit par reconcession à titre gratuit après déchéance. La première solution ne peut qu'accroître, au profit d'un concessionnaire qui ne possède plus aucun droit légitime sur sa concession, les charges d'exploitation d'un voisin dont la mine est peut-être elle-même à la limite de la rentabilité; elle ne permettra donc pas l'exploitation aussi complète que possible du gisement.

La seconde solution ne peut intervenir qu'après déchéance de la concession inactive. Malheureusement, la procédure en déchéance des concessions, telle qu'elle est actuellement réglée par les lois minières, ne permet la déchéance et par suite la reconcession du gisement qu'après de très longs délais : suspension des travaux pendant cinq années, sommation de reprise dans les six mois, procédure judiciaire d'une durée indéterminée; l'acte de reconcession doit en outre être précédé d'une instruction dont la durée est de plusieurs mois.

Ces longs délais pourraient entraîner sans nécessité la perte de notables parties du gisement et surtout la dégradation des dépendances minières encore utilisables. C'est pourquoi un projet de loi prévoit une accélération et une simplification de la procédure en déchéance.

Afin de pallier les inconvénients qui pourraient résulter d'une telle procédure pour les propriétaires superficiaires victimes de dégâts miniers, la loi du 12 juillet 1939, instituant un Fonds de garantie pour la réparation des dégâts houillers, sera modifiée de manière à permettre une plus rapide et plus complète intervention du fonds commun, appelé à suppléer à l'insolvabilité d'un concessionnaire déchu.

2) Aide complémentaire aux producteurs de charbons gras.

Le marché des charbons gras, particulièrement des fines à coke, est plus que tout autre, et depuis longtemps, soumis à de grandes variations de consommation et de prix ainsi qu'aux effets de la concurrence étrangère. L'influence de ces facteurs sur les charbonnages borains s'est encore accrue par la mise en exploitation des charbonnages de Campine, qui fournissent des charbons analogues, extraits d'un gisement plus régulier et avec des rendements sensiblement plus élevés (rendements de décembre 1949 : Campine 813 kg, Borinage 663 kg. En 1938, ces rendements étaient respectivement de 1.035 kg en Campine et de 708 kg dans le Borinage).

La nature dérangée et grisouteuse du gisement gras du massif du Borinage, non seulement contrarie la concentration interne des exploitations et l'amélioration des rendements, mais réduit aussi très fortement le rendement en gros de la plupart des mines qui l'exploitent; la production de ces dernières renferme donc un fort pourcentage de fines dont la seule utilisation principale est la cokéfaction; ces mines sont d'ailleurs liées par contrat à une cokerie centrale commune, à laquelle elles sont tenues de fournir mensuellement et en tout temps un tonnage minimum de fines à coke, à un prix qui dépend uniquement des résultats obtenus par la cokerie et est indépendant des barèmes convenus ou imposés.

Par contre, les mines campinoises, ayant un gisement très régulier et peu grisouteux, produisent relativement peu de poussier; lorsque les prix atteints par les fines à coke sont élevés, elles peuvent en bénéficier en détournant vers les cokeries un tonnage important de leurs charbons à autres usages industriels, tandis qu'en période de dépression, il leur est possible de réduire au minimum leurs livraisons aux cokeries et de détourner vers d'autres secteurs, où les prix sont moins déprimés par la crise, la presque totalité de leur production.

Les producteurs de charbons gras du Borinage subissent donc presque tout le poids des fortes chutes de prix des fines à coke pendant les périodes de dépression, mais doivent partager avec des concurrents, plus avantagés par la régularité du gisement, les profits importants que la vente de ces mêmes fines procurent en période de forte activité métallurgique.

Avant l'ouverture des mines de Campine, les producteurs de charbons gras des bassins du Sud n'avaient à lutter que contre une concurrence étrangère, désavantagée par son éloignement et assez facile à combattre sur le marché intérieur qui pouvait d'ailleurs leur être réservé par une protection douanière ou contingentaie; actuellement la concurrence est dans la place et leur dispute même le marché intérieur; les fines à coke des bassins du Sud ne bénéficient plus que de la seule protection que leur donne une aptitude plus grande à la cokéfaction.

L'adaptation à une crise économique prolongée est donc sensiblement plus difficile pour les mines

du Borinage produisant des charbons gras que pour les mines de Campine produisant les mêmes qualités ou que les mines produisant une forte proportion de charbons à usages domestiques, telles que celles du bassin de Liège.

Cette différence apparaît nettement dans les diagrammes de la figure 11, donnant les variations des prix de revient et de vente pendant les années 1930-1937; 1° pour un groupe de quatre mines boraines produisant surtout des charbons gras; 2° pour les mines de Campine; 3° pour les mines du bassin de Liège.

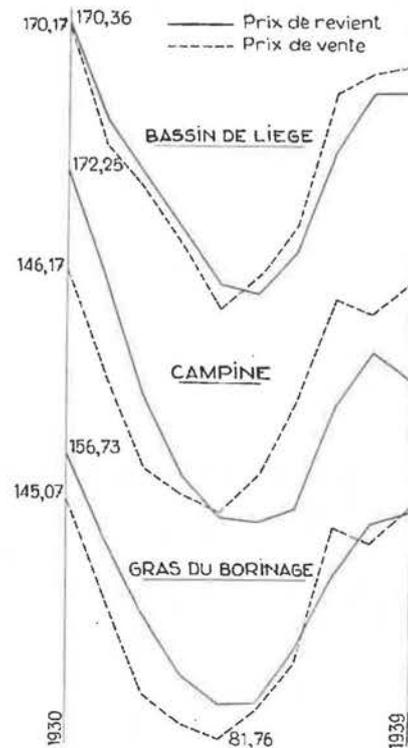


Fig. 11.

Pendant toute cette période, les quatre mines boraines n'ont connu qu'une seule année nettement bénéficiaire et une en très faible bénéfice; pendant la même période, les mines campinoises ont été en bénéfice pendant les cinq dernières années, les bénéfices ayant été légèrement supérieurs aux pertes antérieures; les mines liégeoises ont connu six exercices bénéficiaires, les bénéfices dépassant sensiblement le total des pertes. Il n'est pas douteux que si les mines de Campine avaient atteint leur plein développement pendant les cinq premières années du cycle, les résultats auraient encore été plus favorables; il en eut été de même si dans les résultats du bassin de Liège on n'avait tenu compte que des mines produisant exclusivement des charbons maigres.

Les mines à charbons gras du Borinage ont donc dû subir la guerre dans des conditions particulièrement difficiles, après avoir éprouvé des pertes importantes pendant une crise très profonde et prolongée, pertes qui n'ont pu être suffisamment compensées au cours des années de prospérité qui pré-

cédèrent la guerre. Il était donc indispensable que ces mines puissent bénéficier, pendant les premières années d'après-guerre, de la forte tendance haussière des prix que devait provoquer la grande famine de combustible, spécialement de fines à coke. C'est pourquoi, la fixation des prix à un niveau trop bas devait être particulièrement défavorable à ces mines qui ne peuvent subsister que si les pertes des années de dépression sont comblées par des exercices largement bénéficiaires.

Les prix imposés aux charbons gras depuis la libération ont permis aux charbonnages campinois d'équilibrer leurs résultats mais ont été particulièrement désastreux pour les mines boraines. Au moment où les conditions du marché auraient permis de fixer des prix suffisamment rémunérateurs pour permettre à ces dernières mines de réparer les pertes subies antérieurement, ces prix ont été maintenus à des niveaux trop bas, compte tenu des faibles rendements réalisés par la main-d'œuvre alors disponible.

Par la suite, le prix des fines à coke a été porté à un niveau qui aurait permis de résorber les pertes si le produit des ventes avait été entièrement attribué aux producteurs de cette catégorie de charbon, mais une notable partie de ce produit a été répartie entre toutes les mines déficitaires, par l'intermédiaire du Fonds de Solidarité. Actuellement, les conditions du marché ne permettent pas de dépasser les prix fixés par le barème du 1^{er} octobre 1949; le prix de 640 F par tonne, attribué aux fines à coke, ne peut que péniblement être maintenu et les fines vendues à l'étranger, comme celles livrées à Tertre, sont facturées à des prix très inférieurs à ceux du barème.

Privés, depuis octobre 1949, des ressources fournies par la compensation et par la prise en charge d'une partie des salaires par l'Etat, les producteurs de charbons gras n'ont pas obtenu les mêmes compensations que les producteurs de charbons d'autres catégories retirent de l'application du nouveau barème.

Une aide complémentaire aux mines des bassins du Sud produisant principalement des charbons gras présente un intérêt évident du point de vue social; le Borinage notamment possède une main-d'œuvre minière qualifiée difficilement déplaçable, qu'il importe d'employer sur place, même si la création de nouvelles mines devait être différée dans d'autres bassins. On peut toutefois se demander si une telle aide est justifiable du point de vue technique et économique et si les mines ainsi soutenues pourront connaître et maintenir une activité rentable après la période de soutien.

Le total des dépenses annuelles d'une mine peut se décomposer comme suit :

$$D = S + TP + F$$

où :

- S est le total des dépenses de salaires et des charges sociales;
- TP le total des dépenses variant directement avec la production, telles que la force motrice, les consommations, le matériel, etc...;
- F les dépenses fixes ou semi-fixes, ne variant

pas ou guère avec le volume de la production.

Si T est le tonnage de la production annuelle, le prix de revient par tonne sera le suivant :

$$PR = D/T = SI + P + F/T$$

où :

- S est le salaire journalier moyen augmenté des charges sociales correspondantes;
- I l'indice général du fond et de la surface.

La charge de salaire S est indépendante du volume de la production et des conditions d'exploitation; c'est un élément imposé à tout exploitant quels que soient le bassin et la nature du gisement; il en est sensiblement de même pour P; toute compression du prix de revient ne peut donc résulter que d'une action sur l'indice I et la charge des frais fixes F/T.

Une réduction sensible de F/T peut être obtenue par un accroissement de production annuelle, tandis que la réduction de l'indice I résultera de la concentration des sièges et surtout des chantiers, ainsi que, dans une moindre mesure, de l'accroissement de production annuelle qui réduira les indices de surface et de certains services généraux du fond.

Les deux conditions essentielles du redressement des mines boraines sont donc :

- 1) une augmentation notable de la production annuelle de chaque concession et de chaque siège;
- 2) une concentration des sièges et surtout une concentration interne des exploitations.

La première condition ne peut être réalisée par une augmentation de la production de charbons gras du bassin, car celle-ci est limitée par les difficultés cycliques d'écoulement de cette catégorie de produits et le grand écart qui existera toujours entre les prix de revient borains et campinois.

Une mine que les conditions d'exploitation placent à la limite de la rentabilité peut, moins que toute autre, supporter les restrictions de production qu'imposent les périodes de dépression, surtout aux producteurs de charbons gras. Si les mines boraines doivent être sauvées, il importe de leur assurer un volume de production aussi régulier et constant que possible, et par suite adapté aux besoins minima des périodes de crise; les réductions et les accroissements de production qu'exigent les variations de consommation dues aux cycles économiques doivent être demandés aux mines campinoises dont la production est rendue plus élastique par une meilleure rentabilité.

La production globale de charbons gras du Borinage étant ainsi limitée, les augmentations de production individuelle de chaque mine, indispensables à la compression de leur prix de revient et à leur maintien en activité, ne peuvent donc être obtenues qu'aux dépens de leurs voisines, dont les conditions d'exploitation sont plus défavorables encore et qui doivent être sacrifiées au salut commun.

Le sauvetage du Borinage et le maintien de son volume actuel de production exigent donc impérieusement la fermeture, aussi rapide que possible, de certains sièges et de certaines concessions, dont

les conditions d'exploitation et les rendements sont particulièrement désavantageux, les chances de relèvement minimales et la production de fines à coke relativement importante.

La fermeture de ces mines doit intervenir rapidement, non seulement pour réduire l'importance des subventions dégressives qu'elles absorbent sans aucun profit pour l'intérêt général, mais surtout pour permettre un plus rapide relèvement de leurs voisines, qui ont actuellement un impérieux besoin de la main-d'œuvre qualifiée que les mines condamnées immobilisent sans aucun profit; cette main-d'œuvre trouverait sans doute difficilement à s'embaucher rapidement si leur licenciement était différé jusqu'au moment où les effectifs des mines voisines auront été complétés et où les réductions saisonnières de production réduiront la demande de personnel.

La concentration interne des chantiers, dans la plupart des mines boraines produisant des charbons gras, a été freinée jusqu'à présent d'une part, par une situation financière désastreuse qui rendait impossible les investissements nécessaires et, d'autre part, par la nature très grisouteuse des couches exploitées qui limitait à l'extrême les possibilités d'accroissement des avancements journaliers.

Si ces deux obstacles ne pouvaient être écartés, aucun espoir de redressement n'existerait et il serait sans doute nécessaire d'envisager l'abandon progressif de toute exploitation dans la partie centrale du Borinage.

Les difficultés financières peuvent être écartées par les prêts à faible intérêt et à long terme dont il sera question plus loin; quant au grisou, sa présence ne constituera bientôt plus, grâce à son drainage préalable, qu'une source de recette supplémentaire pour les mines où il abonde. Les résultats obtenus dans quelques chantiers sont particulièrement encourageants et l'on y constate déjà un durcissement des veines qui accroît le rendement en gros et valorise la production par réduction du pourcentage d'un poussier dont l'écoulement est actuellement difficile et peu rentable.

La réduction du dégagement normal de grisou, que provoque son captage, et la plus grande régularité du gisement profond dans lequel pénètrent actuellement la plupart des sièges borains, permettront bientôt une plus grande concentration des chantiers par l'allongement de la longueur des tailles et l'accroissement des avancements journaliers; la réduction des indices du fond qui en résultera rendra possibles une réduction importante du prix de revient et le rétablissement d'une rentabilité satisfaisante, inconnue depuis longtemps.

L'exemple des mines du bassin du Centre, exploitant un gisement analogue à celui du gisement profond du Borinage, permet d'espérer un tel redressement. Les mines concentrées du Centre ont actuellement des rendements qui se rapprochent de ceux de Campine et atteignent des résultats bénéficiaires, malgré un faible prix de vente de leurs produits. Ces résultats ont été obtenus grâce à la concentration interne et à la création de sièges d'une capacité de production journalière de 1.000

à 1.500 tonnes, ce qui est actuellement réalisable dans le Borinage.

Cette longue discussion d'une question très controversée peut se résumer comme suit :

— le maintien en activité de certaines mines boraines, produisant des charbons gras, s'impose du point de vue social et est possible sous le rapport technique et économique;

— il nécessite une aide complémentaire plus importante et de plus longue durée que celle prévue pour toutes les mines déficitaires par la décision du 29-9-1949;

— il exige :

- a) l'attribution à l'ensemble des mines boraines d'un contingent de production aussi constant que possible et voisin de l'actuelle production de charbon gras de ce bassin;
- b) un accroissement notable de la production annuelle de chacune des concessions souterraines;
- c) la fermeture, aussi rapide que possible, des mines les moins rentables de ce bassin;

— le rétablissement d'une rentabilité suffisante de ces mines pourra être réalisé dans un délai de cinq ans, grâce à :

- a) une aide financière de rééquipement, sous forme de prêt à long terme et à faible intérêt;
- b) le captage du grisou qui assurera une notable augmentation de recette, tout en rendant possible une indispensable concentration interne;
- c) le maintien de prix de vente aussi voisins que possible de ceux actuellement fixés, ainsi que de la dotation spéciale de rééquipement.

Afin de permettre le maintien en activité des mines produisant principalement des charbons gras et particulièrement des mines boraines, un arrêté du Régent du 4 février 1950 a autorisé le Ministre des Affaires Economiques à conclure des conventions particulières de soutien avec les charbonnages répondant aux critères suivants :

- a) leur production d'ensemble de l'année 1949 doit comporter au moins 66 % de charbon gras, à plus de 22 % de matières volatiles;
- b) leur perte de référence, servant à la fixation des subventions dégressives, doit dépasser 100 F par tonne;
- c) leurs réserves de gisement exploitable, telles qu'elles ont été évaluées par les experts du Conseil National des Charbonnages, doivent permettre une exploitation de durée suffisante pour assurer l'amortissement des installations nouvelles nécessaires à leur redressement.

En plus des subventions dégressives, attribuées à toutes les mines dont la perte conventionnelle excède 10 F, les mines répondant aux critères ci-dessus reçoivent des subventions complémentaires, non récupérables, pendant une période maximum de cinq années, de manière à compenser les pertes dégressives réellement subies et qui doivent être entièrement résorbées à l'expiration de la période de soutien. Ces pertes ont été évaluées préalablement, en se basant sur la stabilité des prix

actuels des charbons et sur une évolution du prix de revient en fonction des améliorations de rendement escomptées d'une meilleure qualification de la main-d'œuvre, ainsi que la réalisation progressive d'un programme de concentration et de rationalisation des sièges existants.

Afin de pouvoir donner à ces subventions un caractère forfaitaire qui réduit au minimum les contrôles nécessaires et stimule l'amélioration des rendements, les pertes estimées ont été affectées d'un coefficient de réduction, variant pour chaque mine suivant ses possibilités d'amélioration escomptables mais non chiffrables avec exactitude et non retenues pour l'évaluation des réductions de pertes. De cette manière, il a été possible d'attribuer à chaque mine une subvention forfaitaire par tonne extraite, variable d'année en année, basée sur une production annuelle prédéterminée en partant de celle précédemment réalisée et constituant donc une production minimum.

Le produit de ce tonnage annuel minimum par la subvention forfaitaire par tonne est donc inférieur à la perte annuelle réelle présumée; pour compenser cette insuffisance et stimuler l'accroissement de production indispensable à l'amélioration des résultats, l'octroi de la subvention forfaitaire n'est pas limité au tonnage minimum prévu, mais à un tonnage égal à 110 % de ce dernier. C'est ainsi qu'une mine dont la production annuelle minimum prévue est de T tonnes et la subvention unitaire de S francs, pourra recevoir une subvention annuelle maximum égale à $T \times 1,10 \times S$ francs.

Cette subvention maximum pouvant encore être insuffisante pour compenser les pertes réelles, certaines mines peuvent en outre bénéficier de subventions supplémentaires, sous forme d'avances récupérables, mais sans intérêt. Ces subventions ne seront accordées que si un contrôle effectué par l'Administration des Mines établit que le prix de revient, calculé suivant une formule conventionnelle préétablie, dépasse celui ayant servi de base à la fixation des taux forfaitaires des subventions complémentaires ou que le montant de certaines recettes particulières n'atteint pas le niveau prévu.

Le mode d'attribution de ces subventions récupérables est calculé sur celui des subventions complémentaires.

Les taux forfaitaires des subventions complémentaires et supplémentaires sont variables suivant les fluctuations du prix de vente des fines à coke; il en est de même des plafonds que ne peuvent dépasser les montants annuels de ces subventions. Les taux forfaitaires sont majorés ou diminués de la réduction ou de l'accroissement V résultant de l'application de la formule suivante :

$$V = (635 - p) \times \frac{P_v}{P_n}$$

dans laquelle :

1) p est le prix standard des fines à coke, tel qu'il résulte de la moyenne pondérée de tous les marchés traités par Cobéchar, tant à l'intérieur qu'à l'exportation;

2) P_v est le tonnage de la production vendable;

3) P_n est le tonnage de la production nette extraite.

Les plafonds des subventions complémentaires annuelles sont multipliés par le rapport du taux nouveau, résultant de l'application de la formule ci-dessus, et du taux primitivement fixé; il en est de même du taux par tonne de la subvention récupérable.

Les conventions conclues pour un terme maximum de cinq ans, stipulent que les bénéficiaires ne pourront effectuer d'autres fermetures de sièges que celles prévues lors de l'étude, faite avec l'Administration des Mines, du programme de concentration devant amener la résorption complète de la perte. Elles pourront être révisées ou résiliées si le prix de revient réel par tonne dépasse de plus de 4 %, pendant une période de six mois, le prix de revient prévu pour la période, augmenté de la totalité des subventions octroyées.

3) Crédits de rééquipement.

Pendant les années de guerre et d'après-guerre, les charbonnages ont dû adapter leur prix de revient à un prix de vente maintenu artificiellement à un niveau insuffisant; l'impossibilité de comprimer les dépenses de salaires et de consommation, comme pendant la période de dépression de 1930 à 1935, a contraint les exploitants à réduire au minimum les dépenses de maintenance et de premier établissement; la réduction de ces deux postes a été particulièrement sévère dans les mines déficitaires; tandis que les mines bénéficiaires, afin de réduire leurs versements au Fonds de Solidarité, accrurent anormalement les dépenses de consommation et de matériel de service, admises en prix de revient, mais réduisirent aussi les dépenses de premier établissement, jusqu'au moment où fut créée la dotation spéciale de rééquipement.

L'insuffisance des prix de vente et des rendements ayant multiplié le nombre des mines déficitaires, l'industrie charbonnière se trouve actuellement dans un état de délabrement tel que la dotation de rééquipement prévue est à peine suffisante pour lui permettre de reconstituer l'outillage minimum, indispensable au maintien de son activité actuelle; il lui est encore impossible de prélever sur ses recettes ni de demander au crédit normal les sommes nécessaires à la réalisation des programmes de concentration et de modernisation, dont l'achèvement rapide lui permettrait les améliorations de rendement indispensables pour compenser les majorations permanentes des salaires et des charges sociales résultant de l'application du statut du mineur et de la classification des professions, ainsi que pour résister à une concurrence étrangère bénéficiant de gisements se prêtant mieux que les nôtres à l'adoption de procédés d'abatage mécanisés, réduisant l'intervention d'une main-d'œuvre de plus en plus rare et coûteuse.

Il est donc nécessaire de prévoir — outre la dotation actuelle de rééquipement qui doit être maintenue avec le bénéfice de l'exonération fiscale qui lui a été octroyée — la création d'un fonds d'investissement, permettant aux mines viables et déficitaires d'exécuter rapidement leur programme de

redressement et d'adaptation aux conditions nouvelles qui leur sont faites par l'abandon de la compensation et de la participation de l'Etat dans le paiement des salaires et des charges sociales.

L'octroi d'éventuels crédits de rééquipement, à long terme et faible taux d'intérêt, doit être réservé aux mines dont les besoins sont sensiblement supérieurs aux ressources prévues de leur fonds ordinaire de rééquipement et qui présentent des garanties certaines d'une exploitabilité durable et rentable.

Attribuer les crédits à des mines épuisées ou non viables serait non seulement rendre problématique leur recouvrement à long terme, mais surtout compromettre le relèvement des mines saines et momentanément en situation difficile.

Toutefois, si le montant des crédits disponibles ne permet pas de satisfaire tous les demandeurs répondant aux conditions ci-dessus, il convient de n'allouer des crédits à intérêt réduit qu'aux seules mines dont la situation financière, par suite des conséquences de la guerre et des prix insuffisants imposés à leur production, est particulièrement défavorable et ne leur permet absolument pas d'avoir recours aux sources normales de crédit.

Parmi les premiers bénéficiaires, il faut ranger les mines ayant obtenu la promesse d'un soutien complémentaire de l'Etat, car ces subventions ne seraient justifiables que si ces mines reçoivent en outre les crédits à long terme et à faible intérêt qui leur sont nécessaires pour réaliser les programmes d'investissements indispensables à la résorption de leurs pertes dans les délais prévus.

Viennent ensuite les mines qui, par suite de circonstances défavorables, telles que production notable de charbon gras — nature momentanément difficile de leur gisement — épuisement de leurs sources normales de crédit dû à la réalisation partielle d'un programme de rationalisation nécessaire et étendu — sont actuellement déficitaires ou financièrement obérées et ne pourraient compléter leur programme ou redresser leur situation dans le court délai d'allocation des subventions dégressives, que si elles disposent de crédits qu'elles ne peuvent trouver normalement à des conditions assez avantageuses.

Ne sont actuellement disponibles que les fonds « Marshall » dont un montant d'environ 730 millions a été attribué aux charbonnages par la loi budgétaire du 30 mai 1949, qui prévoit une dotation à un Fonds de Rééquipement auprès d'une institution publique de crédit, en vue d'accorder aux charbonnages des avances récupérables, sous forme de prêts à long terme, nécessaires à leur rééquipement.

Ce montant est insuffisant pour satisfaire aux demandes de toutes les mines dont la dotation ordinaire de rééquipement ne peut suffire au financement de leur programme d'investissements. Il a donc dû être réparti entre un petit nombre de mines prioritaires, parmi lesquelles se retrouvent toutes celles qui ont bénéficié d'une aide complémentaire; les crédits attribués à chacune d'elles sont destinés au financement des deux premières tranches annuelles (1950 et 1951) d'un programme

de rééquipement qui doit en fait s'étendre sur une période variant entre quatre et sept années.

Un arrêté du 10 mars 1950 a autorisé le Ministre des Affaires Economiques et des Classes Moyennes et le Ministre des Finances à passer avec la Société Nationale de Crédit à l'Industrie, une convention chargeant cette dernière, suivant des modalités à déterminer, de la gestion des crédits prévus.

* * *

Le système d'attribution et de dégressivité des subventions nouvelles est simple, d'application facile et ne nécessite qu'un minimum de contrôle; il a toutefois deux inconvénients :

1) celui de faire participer au bénéfice des subventions, pendant la totalité des vingt mois d'application du régime, un assez grand nombre de mines qui, ayant une faible perte de référence, recevront sans nécessité une subvention infime par tonne, pendant les derniers mois de la période;

2) de ne tenir aucun compte des grands écarts existant entre les pertes de référence des diverses mines et d'imposer aux mines en forte perte un effort mensuel de compression beaucoup plus important et difficile qu'à celles en faible perte.

Il est évident qu'une mine dont la perte est voisine du minimum compensé pourra plus rapidement devenir bénéficiaire qu'une autre dont la perte excède le maximum compensé.

Ces inconvénients auraient pu être évités en prévoyant une dégressivité non par paliers de pourcentage, mais par paliers d'une valeur absolue uniforme de l'ordre de 5 F par mois, ce qui aurait assez rapidement éliminé les mines à faible perte et aurait allongé la période de soutien des mines très déficitaires, sans accroissement de la subvention totale prévue.

Ce système de dégressivité, de durée variable suivant l'importance de la perte, est toutefois d'application moins simple que le précédent et l'avantage qu'il présente de favoriser toutes les mines en forte perte n'est pas souhaitable, ces dernières ne méritant un sauvetage définitif que si elles sont à même de redresser rapidement leurs résultats; les autres doivent être condamnées à la fermeture ou à la fusion avec des voisins plus favorisés et la période de vingt mois est largement suffisante pour étaler dans le temps les arrêts de sièges qui s'imposent.

Un troisième système de soutien temporaire, qui paraît plus avantageux à la fois pour le Trésor et pour l'ensemble de l'industrie charbonnière, était de faire précéder la période de dégressivité d'une période d'attente de quatre à six mois, pendant laquelle la subvention maximum d'octobre aurait été payée sur les mêmes bases de tonnage et de perte de référence, et à l'expiration de laquelle un triage aurait été fait parmi les mines bénéficiant de ces subventions.

L'accroissement de rendement que devaient et qu'ont effectivement provoqué le caractère forfaitaire de la subvention et la suppression de la compensation, pendant les mois de tendance haussière des rendements, aurait permis à un grand

nombre de mines à faible perte de devenir bénéficiaires et d'être ainsi écartées dans l'attribution des subventions subséquentes; par contre, certaines mines à forte perte, qui n'auraient pu améliorer leurs résultats dans une mesure comparable à celle de l'ensemble des mines de leur bassin, n'auraient pu bénéficier des subventions dégressives de la période suivante et auraient été contraintes à la fermeture; on ne peut en effet exiger du Trésor les lourds sacrifices financiers qu'impose la compensation des pertes pour permettre à des mines définitivement condamnées de prolonger une activité qui ne peut qu'être nuisible au relèvement des mines encore saines. Dans la période de pléthore

de charbon qui s'annonce, un soutien de l'État ne peut se concevoir qu'en faveur de mines viables mais temporairement en situation difficile du fait d'une politique charbonnière imprudente, qui n'a pas assez tenu compte des exigences de la maintenance et du rééquipement des mines.

Ce système de soutien aurait ainsi écarté du bénéfice des subventions dégressives bon nombre de mines dont la situation s'était déjà redressée au cours de la période d'attente ou qui auraient démontré, pendant cette même période, leur impuissance à rétablir, dans un avenir rapproché, une situation leur permettant de subsister sans aide extérieure.

III^{me} PARTIE : PERSPECTIVES D'AVENIR

La production charbonnière belge, extraite entièrement de mines souterraines de profondeurs toujours croissantes, est plus que toute autre très inélastique; elle doit pourtant s'adapter à une consommation subissant de fréquentes et notables variations. Il doit fatalement en résulter de grandes fluctuations de prix qui imposent de fréquentes et rapides accommodations des prix de revient.

Pendant les cycles économiques qui précéderent la première guerre mondiale, cette accommodation se faisait aisément par la seule adaptation des salaires, lesquels n'étaient alors liés par aucune convention collective et n'entraînaient à leur suite que des charges sociales extrêmement modiques.

Durant la profonde crise de 1930 à 1935, l'adaptation fut rendue plus difficile par l'existence de la convention de salaires de 1926, qui était toutefois plus souple que la convention précédente de 1920, puisqu'à l'encontre de cette dernière elle tenait compte des variations des prix du charbon. L'adaptation des prix de revient à la chute profonde des prix de vente exigea alors une rationalisation complète des exploitations qui aboutit à la fermeture de 56 sièges et aux améliorations des rendements individuels suivantes :

Ouvriers à veine	20,7 %
Ouvriers de l'intérieur	37,4 %
Ouvriers de surface	14,8 %
Fond et surface	34,8 %

Ces améliorations sont dues en partie à une meilleure qualification de la main-d'œuvre et à un accroissement de l'effort individuel, mais surtout à une rationalisation et à une concentration des exploitations, dont bénéficie encore un grand nombre de nos mines.

Quels sont maintenant les moyens dont l'industrie charbonnière dispose pour s'adapter à une nouvelle crise économique, ou tout au moins aux difficultés d'écoulement de production qui paraissent s'annoncer et à la réduction de prix qu'elles pourraient imposer ?

I — Réduction des prix de vente.

Le barème en vigueur depuis le 1^{er} octobre 1949 accorde à l'industrie charbonnière les prix les plus élevés actuellement compatibles avec la situation,

devenue précaire, des principales industries consommatrices. Il n'augmente pas sensiblement le prix moyen de vente unitaire, mais avantage assez largement certaines catégories de charbon, dont les producteurs, à rendements individuels assez faibles, étaient très désavantagés par les barèmes précédents, lesquels ne tenaient pas assez compte des écarts de prix ayant toujours existé entre les charbons à usages industriels et ceux à usages domestiques.

Le prix de vente moyen de référence, ayant servi à la répartition des subventions dégressives, était de 686 F pour l'ensemble des bassins; la dispersion des prix entre les bassins, avant et après la mise en vigueur du nouveau barème, était la suivante :

	Barème octobre 49	Ancien barème
Campine	677	730
Centre	657	654
Charleroi	701	690
Liège	748	740
Mons	642	654
ROYAUME ...	686	698

Le prix de revient moyen de septembre 1949 était de 755,30 F, pour un rendement moyen du fond et de la surface de 647 kg, ce qui laissait une perte moyenne de 57 F par tonne nette produite.

Le prix de revient moyen du quatrième trimestre 1949, après mise en vigueur du nouveau régime de prix et de subvention, est de 698,67 F, ce qui permet à l'ensemble de l'industrie charbonnière d'équilibrer à peu près ses résultats, mais laisse encore en perte sensible un assez grand nombre de mines défavorisées, soit par un prix de revient plus élevé que la moyenne, soit par un prix de vente plus faible. Pendant le quatrième trimestre 1949, la marge de dispersion des prix de revient était de 56 %, tandis que celle des prix de vente était de 34 %.

Les résultats provisoires, établis sur base des règles admises pour le calcul de la redevance, montrent que le prix de revient moyen par tonne a été de 717,20 F en 1949 et la valeur moyenne des produits de 668,06 F, laissant — avant compensation — une perte moyenne de 49,14 F.

Les résultats établis en suivant les règles du Comité de Contrôle des Houillères donnent un

prix de revient un peu plus élevé, d'environ 732 F. Cet écart est dû à ce que le prix de revient établi pour compte du C.C.H. est la somme des dépenses ordinaires d'exploitation et d'une charge forfaitaire de rééquipement qui était en 1949 de 37,88 F (45 F en Campine, 35 F dans les bassins du Sud); tandis que pour le calcul de la redevance, ne sont admises en dépenses que les immobilisations réelles propres à la mine, à l'exclusion des amortissements et habitations ouvrières que les règles du C.C.H. acceptent comme dépenses de rééquipement.

Compte tenu de la grande dispersion des rendements et des prix de vente, les pertes d'exploitation de certaines mines sont donc encore très élevées, tandis que certaines autres, plus favorisées par la valeur de leurs produits ou par leur rendements, peuvent réaliser de substantiels bénéfices.

Une réduction des prix du charbon, bien que souhaitable, n'est donc pas actuellement réalisable, car elle acculerait à la fermeture un assez grand nombre de mines dont le maintien en activité est encore nécessaire, non pour maintenir un volume de production qui pourrait être actuellement assuré par le recours aux importations, mais pour sauvegarder une part importante de nos réserves charbonnières dont nous aurons encore besoin pour alimenter nos industries consommatrices lorsque le recours aux importations sera impossible ou trop onéreux.

Les seules réductions de prix qui seraient admissibles ne pourraient intéresser que les catégories à usages domestiques; elles n'apporteraient aucun soulagement à nos industries exportatrices et le peu d'incidence de ces produits sur les budgets des consommateurs ne permet pas d'escompter une réduction du niveau général des prix, compensant les inconvénients graves qui pourraient encore résulter d'une baisse des prix sur l'exploitabilité de certaines mines et sur une complète utilisation de nos gisements de charbon maigre. Aucun signe de surproduction ne se manifeste encore sur le marché des catégories domestiques et il convient donc de maintenir en activité la totalité des sièges actuels; la fermeture de ceux d'entre eux qui ont les rendements les moins avantageux ne s'imposerait qu'en cas de surabondance de charbon maigre, de manière à permettre aux sièges plus favorisés de maintenir leur extraction à un niveau optimum.

Le maintien des prix actuels des charbons à usages domestiques s'impose donc; toutefois leur incidence sur le budget des « économiquement faibles » pourrait être atténuée par une réduction du prix de leurs succédanés qui sont les agglomérés domestiques. Les prix de ces derniers n'ont pas été modifiés par le nouveau barème et pourraient être sensiblement réduits, car ils ont été établis en tablant sur une incorporation de 10 % de brai à un prix très élevé, alors que les agglomérés domestiques ne comportent guère actuellement que 7 % de brai, d'un prix qui a subi une très importante réduction.

Les prix des charbons gras et des fines à coke ont subi de sensibles réductions depuis octobre 1949; la suppression du surpris sur fines à coke a ramené le prix de ces dernières de 720 F (départ mine) à

640 F. Bien que ce prix soit encore supérieur à ceux pratiqués, en marché intérieur, par la totalité des pays producteurs, une nouvelle réduction ne paraît pas actuellement supportable pour leurs producteurs; il en est de même de la plupart des autres catégories à usages industriels.

II. — Réduction des prix de revient.

Une telle réduction ne pourrait être réalisée que si elle était précédée par une réduction plus importante d'un prix de revient, déjà trop élevé pour permettre une exploitabilité rentable de la plupart des mines, car toutes les possibilités de compression du prix de revient, existant actuellement, seront nécessaires pour compenser les réductions de prix et les accroissements de charges, imposés par le régime d'octobre aux producteurs de charbons gras.

Il importe de rechercher sur quels éléments du prix de revient, une réduction est possible et rapidement réalisable.

A. — Salaires journaliers.

Une réduction des salaires journaliers serait évidemment le moyen le plus simple, le plus rapide et le plus uniforme de réduire le prix de revient.

En 1949, les salaires et les charges sociales représentaient respectivement 46 % et 16 % du prix de revient par tonne, soit un total de 62 %; ce pourcentage total était de 62,2 % en 1948 et de 58,5 % en 1938.

L'industrie charbonnière est donc l'une de celles où l'incidence des salaires sur le prix de revient est prépondérante.

Avant la deuxième guerre mondiale, cette prépondérance des charges de main-d'œuvre dans le prix de revient, jointe à un niveau assez bas des salaires journaliers, permettait à nos charbonnages de concurrencer leurs rivaux étrangers, malgré des conditions de gisement plus défavorables et des rendements très inférieurs à ceux réalisés par leurs principaux concurrents.

Actuellement cette situation est inversée, nos salaires sont sensiblement plus élevés que ceux payés dans les mines des pays voisins; par contre, nous avons bénéficié d'un relèvement plus rapide de nos rendements qui compense faiblement l'écart des salaires; toutefois nos rendements individuels restent encore nettement inférieurs à ceux de la plupart de nos voisins et ces derniers bénéficient de plus grandes possibilités de relèvement qui compenseront assez largement de futurs accroissements de leurs salaires.

Outre la hausse des salaires, nos charbonnages pâtissent d'une lourde augmentation des charges sociales qui représentent, en 1949, 35 % des salaires bruts, tandis qu'elles n'étaient que de 20 % en 1938. Cet important accroissement des charges sociales (légal, conventionnelles et volontaires) se justifiait en faveur des ouvriers du fond, qu'il importait d'attirer et de retenir à la mine à une époque où la main-d'œuvre était raréfiée par une prospérité intense des autres industries; mais il ne paraît pas opportun de le maintenir en faveur des ouvriers de la surface, actuellement en surnombre,

et dont l'activité ne se différencie pas de celle des ouvriers des autres industries. Si les charges sociales du personnel de surface étaient réduites au niveau de celles dues par les autres industries, il en résulterait, sur base des salaires de 1949, une économie d'environ 7,20 F par tonne, soit 1 % du prix de revient.

En dehors de cette réduction des charges sociales dues pour le personnel de surface, on ne peut actuellement envisager une réduction des salaires nominaux. La moyenne des salaires bruts est, en

1949, au coefficient 407 par rapport à ceux de 1930 et 426 par rapport à 1938; l'accroissement correspondant du coût de la vie ne permet pas de les réduire sensiblement, d'autant plus que les salaires les plus bas n'ont pas été accrus dans la même mesure que les salaires moyens. Les salaires de surface ne sont en effet qu'au coefficient 400 par rapport à 1938, tandis que ceux des ouvriers à veine sont au coefficient 449.

Une comparaison des salaires des années 1938 et 1949 donne les résultats suivants :

	1938		1949		Rapport 1949-1938
	F	% surface	F	% surface	
Ouvriers à veine	60,77	152 %	272,95	171 %	449
Ouvr. du fond (veine y compris)	53,75	134 %	234,98	147 %	438
Ouvriers de surface ...	40,02	100 %	160,19	100 %	400

La classification du personnel en diverses catégories a accru la dispersion des salaires et rendu plus difficile une contraction de ceux-ci, les salaires les plus bas atteignant rapidement un niveau auquel toute réduction devient impossible. Cette particularité supprime également un élément de compression du prix de revient utilisé pendant la crise de 1930 à 1935 et qui était la réduction des écarts de salaires entre ouvriers à veine et ceux d'autres catégories.

B. — Augmentation de la productivité.

Nous avons vu plus haut que l'augmentation de productivité peut provenir des éléments suivants :

- 1) d'une meilleure qualification du personnel;
- 2) d'une plus grande intensité du travail;
- 3) d'améliorations technologiques.

1) Meilleure qualification du personnel.

Une augmentation de rendement, due à une meilleure qualification du personnel, s'est déjà manifestée depuis plusieurs mois et peut encore être escomptée dans un avenir très rapproché. Des effectifs importants d'ouvriers étrangers ont été mis au travail pendant les années 1947 et 1948; leur importance numérique et l'insuffisance de moniteurs et de surveillants n'ont pas permis leur adaptation rapide au travail du fond, notamment au travail d'abatage que les mineurs belges abandonnent de plus en plus; la stabilisation de cette main-d'œuvre a également été rendue difficile par la pénurie de logements dans la plupart des centres miniers.

Actuellement une sélection s'est opérée parmi ces ouvriers, dont beaucoup étaient inaptes au travail de la mine; la qualification et l'adaptation des effectifs restants s'accroissent constamment et leurs rendements atteignent actuellement le niveau de ceux des ouvriers belges, dont le nombre tend heureusement à s'accroître.

Les améliorations de rendement constatées pendant l'année 1949 sont entièrement dues à cet accroissement de qualification de la main-d'œuvre, dont les effets, en partie masqués par les consé-

quences du régime de compensation, s'accroissent encore au cours de l'année 1950.

2) Plus grande intensité du travail.

Nous avons vu plus haut que les crises économiques, en réduisant le degré de plein emploi et en facilitant la sélection du personnel et l'élimination des moins aptes, favorisaient grandement les améliorations des rendements individuels.

Dans l'ensemble des bassins du Sud, on constate que pendant la période de 1930 à 1935 les indices des ouvriers à veine s'étaient réduits de 14,7 %, tandis que ceux des autres ouvriers du fond se sont réduits de 23,3 %. Le rendement des ouvriers à veine n'ayant que faiblement bénéficié d'un accroissement de la mécanisation et ayant plutôt souffert d'une plus grande concentration interne, nous pouvons admettre que le seul facteur ouvrier, sous l'effet de la crise économique, a réduit les indices de l'ensemble des ouvriers du fond d'environ 15 %, chiffre qui est d'ailleurs confirmé par les accroissements de rendements constatés dans les mines où aucun effort de mécanisation ou de concentration n'avait été fait pendant cette période.

Une amélioration de même importance pourrait encore survenir si une dépression économique rétablissait les mêmes conditions d'emploi que pendant la période 1930 à 1935.

Cet élément explique d'ailleurs les plus fortes améliorations de rendements constatées récemment dans le bassin du Borinage, où les menaces de fermeture et les licenciements de personnel ont été plus nombreux que dans les autres bassins; les augmentations de rendement, de septembre 1949 à février 1950, sont les suivantes, dans les divers bassins :

	Fond	Fond et surface
Borinage ...	10,1 %	11,5 %
Centre	7,7 %	7,2 %
Charleroi ...	3,95 %	5,66 %
Liège	4,45 %	7,15 %
Campine	8,7 %	9,3 %

Un accroissement de la productivité ouvrière, dû à une meilleure qualification et à une plus grande sélection du personnel, est d'autant plus intéressant qu'il avantage la totalité des mines et qu'il s'accompagne d'une réduction des autres dépenses d'exploitation, par compression de nombreux postes du prix de revient, tels que l'usure d'outillage, la consommation d'énergie, la translation du personnel, etc...

3) Améliorations technologiques.

Les améliorations technologiques — principalement la mécanisation et la concentration interne — ont, pendant la période 1930-1935, réduit les indices des autres ouvriers du fond d'environ 8 %; leur influence sur les indices des ouvriers à veine a été pratiquement nulle et l'on peut même admettre qu'en Campine la concentration a provoqué une sensible détérioration de ces indices, dès que les difficultés de recrutement n'ont plus permis de compenser l'usure rapide des abatteurs due à un travail trop intense et rendu plus pénible par une trop grande spécialisation du travail en taille.

A l'encontre des facteurs purement humains, les améliorations technologiques ont une influence durable et s'imposent, non seulement en vue d'une réduction du prix de revient en temps de crise, mais surtout pour mieux bénéficier des périodes de prospérité par la réduction d'une main-d'œuvre devenue alors plus rare et plus coûteuse.

Les possibilités d'améliorations technologiques des rendements sont encore très grandes dans la plupart des mines, mais leur champ d'application varie grandement suivant les bassins.

En Campine, les possibilités de concentration interne, favorable d'ailleurs à la seule amélioration des rendements des autres ouvriers du fond, paraissent à peu près épuisées. Seule une réduction de la puissance limite des couches exploitables, due à l'emploi de nouveaux moyens d'abatage et d'évacuation, pourrait accroître la concentration en augmentant la production par quartier, à la suite d'un accroissement de densité du gisement exploitable.

Par contre, la grande régularité et les ouvertures des couches du gisement campinois permettent d'escompter de grandes améliorations technologiques du travail d'abatage qui réduiraient sensiblement l'indice d'abatage, actuellement très élevé et dont l'intervention dans le prix de revient est encore accrue par les plus grands écarts de salaires entre les diverses catégories d'ouvriers.

Dans les bassins du Sud, des améliorations technologiques de plus grande ampleur qu'en Campine pourraient encore être réalisées, grâce à une plus grande concentration interne des travaux du fond et à la réduction du nombre des sièges en activité, avec accroissement de leur production unitaire.

Les accroissements de rendements qui en résulteraient pourraient être sensiblement supérieurs à ceux enregistrés pendant la période 1930-1935, si les crédits mis à la disposition des charbonnages permettent la réalisation rapide des programmes de rationalisation qui n'ont pu être conçus pendant

cette crise, faute de ressources financières suffisantes.

Une amélioration technologique des rendements est difficilement réalisable dans les mines exploitant un gisement dérangé ou voisin de l'épuisement, ne permettant pas un amortissement satisfaisant des importants investissements qu'elle impose. Sa nécessité implique donc la fermeture d'un certain nombre de mines où elle serait impraticable et dont le prix de revient et le prix de vente ne permettraient pas les réductions de prix qui s'imposeraient prochainement.

Dans la plupart des cas, les améliorations technologiques n'ont pas d'effets immédiats, présentent certains risques d'insuccès et entraînent des dépenses supplémentaires de force motrice, d'entretien et d'amortissement.

Les réductions des indices qui pourraient être escomptées, en cas de crise économique, pourraient donc se répartir comme suit :

- 1) qualification de la main-d'œuvre :
Fond : 10 %;
- 2) plus grande intensité du travail :
Fond : 15 %. Surface : 5 %;
- 3) améliorations technologiques :
Fond : 10 %. Surface : 10 %.

Sur base du prix de revient et des charges sociales des neuf premiers mois de 1949, il en résulterait les réductions de prix de revient suivantes :

- 1) 34,90 F soit 4,8 % du P.R. total;
- 2) 57,20 F soit 7,8 % »
- 3) 44,50 F soit 6,1 % »

La réduction reprise sous 1) est déjà réalisée en majeure partie et sera acquise entièrement dans un délai assez rapproché; celle sous 2) ne peut être escomptée que très partiellement et ne serait complète qu'en cas de forte crise économique; celle sous 3) exigera de long et coûteux efforts et ne peut être attendue que dans des délais variant de un à cinq ans.

Les améliorations technologiques des rendements exigent des investissements importants que la plupart des mines, débilitées par le régime déprimant de la compensation et des prix de vente insuffisants, ne pourront réaliser par leurs propres moyens. Leur réalisation rapide et complète exige une aide importante et peu onéreuse de la part de l'Etat, qui doit constituer, en faveur des charbonnages appauvris, un fonds de rééquipement complétant la dotation de 35 ou 45 F par tonne actuellement prévue et les crédits « Marshall » parcimonieusement et tardivement mis à la disposition des mines les moins favorisées par les barèmes des prix.

C. — Autres dépenses d'exploitation.

Le régime de compensation et de subvention a amené bon nombre d'exploitants à gonfler leurs dépenses ordinaires d'exploitation et leur travaux préparatoires, particulièrement pendant les derniers mois d'application, à un moment où l'on pouvait entrevoir sa suppression et où il était prudent de constituer des réserves facilitant l'adaptation à un régime plus sain mais imposant de nouvelles charges.

Il s'est ainsi constitué une réserve de bénéfices différés, sous forme de matériel de service surabondant, d'avance de travaux préparatoires ou de ménagement des réserves exploitables dans les couches les plus favorables du gisement. Cette réserve, jointe à une amélioration des rendements, a permis une assez facile adaptation du prix de revient aux nouvelles conditions d'exploitation établies par le régime d'octobre 1949; les dépenses d'exploitation du quatrième trimestre 1949 ont ainsi pu être réduites d'environ 47 F par tonne, par rapport à

celles des neuf premiers mois de la même année, soit une réduction de 7,1 %, alors que la réduction des charges de salaires n'était que de 19 F par tonne. La réduction des « autres dépenses d'exploitation » a donc été de 28 F par tonne, soit 9,75 % de leur montant et 3,83 % du prix de revient total.

Le tableau ci-dessous donne la décomposition du prix de revient en 1949 et en 1938, ainsi que celle qui aurait été obtenue en 1938 si l'indice général et le pourcentage des charges sociales avaient été les mêmes qu'en 1949.

	1938 (indice 1,328)		1949		1938 (indice 1,552)	
	F	% P.R.	F	% P.R.	F	% P.R.
Salaires	65,81	48,5	329,67	46,0	77,00	44,8
Charges sociales	13,27	10,0	116,00	16,2	27,60	20,2
Salaires + charges	79,08	58,5	445,67	62,2	104,60	65,0
Autres dépenses	56,20	41,5	271,53	37,8	56,20	35,0
Prix de rev. (redevance)	135,28	100,0	717,20	100,0	160,80	100,0

On constate qu'une réduction des « autres dépenses » de 2,8 % du P.R. pourrait être réalisée sans nuire à l'exploitation, si l'on admet que les matériaux et matériels consommés ont été valorisés dans la même mesure que les salaires, ce qui ne paraît plus vrai actuellement.

Si l'on tient compte de la réduction des prix de ces produits et de l'influence des compressions déjà réalisées au cours du dernier trimestre 1949, on peut admettre que les « autres dépenses » pourraient, sans aucun dommage, subir une réduction égale à environ 4 % du P.R., par rapport aux dépenses correspondantes des neuf premiers mois de 1949.

Une réduction plus importante des « autres dépenses » peut encore être escomptée par une amélioration des installations du fond et de la surface et une plus grande concentration des chantiers et des sièges. Comme les améliorations technologiques des rendements, cette réduction ne pourra être acquise qu'après de longs efforts et moyennant des immobilisations qui ne seront réalisables que grâce à une aide financière de l'Etat.

Enfin, une crise économique profonde, en provoquant une notable dépression des prix, permettra une réduction des « autres dépenses » dont l'importance pourrait être d'environ 15 % du prix de revient.

III. — Conclusions : Répartition des réductions possibles du prix de revient.

Les réductions du prix de revient qui peuvent être escomptées peuvent donc se répartir en trois groupes distincts.

A. — Salaires.

Le premier comprend les réductions des charges de salaires dues à une meilleure qualification de la main-d'œuvre et les réductions des « autres dé-

penses » qui ramèneraient l'intervention de ces dernières dans le prix de revient au même niveau relatif qu'en 1938.

Leur importance relative totale pourrait être de 9 à 10 % du P.R. des neuf premiers mois de 1949, lequel peut être évalué à 732 F en suivant les règles fixées pour le calcul de la redevance. Leur valeur absolue serait donc de 66 à 73 F par tonne, ce qui permettrait de compenser la part des salaires anciennement à charge de l'Etat (56 F par tonne) et la cotisation de 2,5 % des salaires, actuellement due par les charbonnages pour le payement du double pécule de vacances (7,80 F par tonne).

Cette réduction du prix de revient, sensiblement uniforme pour la plupart des mines, laisse en léger bénéfice l'ensemble de l'industrie charbonnière, mais ne permet pas à un assez grand nombre de mines de résorber la totalité de leurs pertes. Elle n'est pas encore entièrement acquise et n'est pas suffisante pour rendre supportable une réduction du prix des charbons industriels et des fines à coke, la plupart de leurs producteurs étant parmi ceux qui n'ont encore pu réaliser l'équilibre de leurs résultats.

B. — Améliorations technologiques : Répartition des mines en trois catégories.

Le deuxième groupe comprend les réductions qui pourraient résulter des améliorations technologiques des exploitations, permettant des accroissements de rendements et des réductions des « autres dépenses ».

Leur importance peut être évaluée à un minimum de 10 % du prix de revient des neuf premiers mois de 1949.

A l'encontre des réductions du premier groupe, les réductions dues aux améliorations technologiques auront des importances très variables suivant les mines; elles dépendront dans une large mesure des améliorations déjà réalisées et de la na-

ture du gisement. Sous ce rapport les mines peuvent être réparties en trois catégories :

a) la première groupe les mines dont la disposition et le gisement — par sa nature ou son épuisement — ne permettent pas de réaliser des améliorations suffisamment rentables; elles devront être fermées dès que leur condamnation pourra être prononcée sans trop de craintes d'erreur, c'est-à-dire immédiatement pour certaines d'entre elles, dont l'inadaptation est évidente, à la fin de la période d'attribution des subventions dégressives pour certaines autres. La fermeture de ces mines réduira la dispersion des résultats et permettra aux mines plus saines de développer leur production et d'atteindre leur niveau optimum d'extraction;

b) dans la seconde catégorie, on peut ranger bon nombre de mines encore saines des bassins du Sud, où des concentrations de chantiers ou de sièges sont possibles et n'ont encore pu être faites faute de moyens financiers. Ce sont ces concentrations qui permettront les plus importantes compressions du prix de revient, lesquelles réduiront sensiblement la marge de dispersion des rendements et des résultats existant actuellement. Les réductions de prix de revient qui peuvent être escomptées des améliorations technologiques, dans certaines mines du Borinage varient entre 12 à 28 % de leur prix de revient de 1949;

c) la troisième catégorie comprend les mines ayant déjà réalisé un grand effort de concentration, telles que celles de Campine, ainsi que celles où cet effort n'est pas justifié par des réserves suffisantes de gisement, mais qui peuvent toutefois être exploitées avec profit, grâce à un prix de vente élevé.

Dans leur ensemble, les améliorations technologiques pourraient amener une réduction supplémentaire du prix de revient moyen, d'environ 75 F, tout en réduisant sensiblement les écarts existant actuellement entre les résultats des différents bassins; jointes à la fermeture des mines à faible rendement et à bas prix de vente, elles permettraient une réduction assez sensible du prix des charbons; cette réduction ne peut toutefois être réalisée avant la fin de la période de soutien ni avant que les améliorations technologiques n'aient commencé à faire sentir leurs effets.

C. — Réduction due à une crise économique.

Les réductions du troisième groupe ne pourraient survenir qu'au cours d'une profonde crise économique; elles permettraient une certaine adaptation des prix de vente, que la réduction des salaires journaliers permettrait seule de rendre suffisante.

Le total de ces réductions pourrait atteindre, si les salaires restent inchangés, 20 % du prix de revient des neuf premiers mois de 1949; l'adaptation à la chute des prix survenue en 1930-1935 a exigé une réduction de 45,5 % du prix de revient.

IV. — Mesures préconisées dans le cas du maintien des salaires au niveau actuel.

Si le niveau des salaires actuels doit être maintenu, il sera toutefois impossible à notre industrie

charbonnière de réduire ses prix de vente au niveau des prix intérieurs des pays voisins, ni même à celui des prix que ces derniers pourraient atteindre sur notre marché. Il ne lui sera donc possible de subsister que grâce à une protection spéciale et à des accroissements de recettes que pourrait lui procurer la multiplication d'industries annexes de meilleure rentabilité.

1°) L'industrie charbonnière doit être protégée, tout au moins temporairement, contre la concurrence extérieure, par une sévère limitation des importations de charbons étrangers. La libération de ces dernières provoquerait un brusque accroissement du chômage minier, ainsi que la fermeture prématurée d'un grand nombre de mines avant qu'une période d'application, suffisamment longue, du nouveau régime des prix n'ait permis de distinguer, parmi les mines déficitaires, celles qui doivent être condamnées de celles qui peuvent encore être sauvées et dont la situation défavorable est uniquement attribuable aux erreurs de la politique charbonnière antérieurement suivie.

La plupart de nos industries, grandes consommatrices de combustibles, n'ont pu se développer et se maintenir que grâce à l'existence d'une industrie charbonnière qui leur assurait un approvisionnement en charbon, non pas seulement à un prix réduit, mais surtout d'une constante régularité. Supprimer ces sources d'approvisionnement entraînerait inéluctablement le déplacement de ces industries vers les centres charbonniers étrangers, où leurs conditions d'exploitation seraient plus avantageuses et plus sûres que dans un pays dépendant entièrement des importations; le maintien de certaines de ces industries dans notre pays ne serait possible que grâce à une protection douanière ou contingente qui serait encore plus onéreuse et plus dangereuse que celle que nous devons accorder à notre industrie charbonnière.

La suppression ou même une réduction notable de nos exploitations charbonnières ne serait possible que moyennant une transformation profonde de nos industries de base, lesquelles devraient, comme dans les pays non charbonniers, s'orienter vers des fabrications permettant l'incorporation de beaucoup de main-d'œuvre et de peu de matières premières.

2°) L'Etat doit accorder à l'industrie charbonnière une aide financière, non plus sous forme de subventions compensatoires des pertes, mais sous celle de crédits récupérables à long terme et à très faible intérêt.

Les améliorations technologiques ne pourront permettre une réduction sensible du prix de revient que moyennant des investissements importants et massifs, dont les montants, indépendamment de la dotation actuelle dite de rééquipement, atteindront un total d'environ 5 milliards.

Il est actuellement impossible à la plupart des mines de recourir aux sources privées de crédit, pour le financement de leur indispensable programme de rationalisation, surtout si les réductions qu'elles entraîneront doivent servir à compenser les abaissements des prix de vente; non seulement ces sources de crédit sont trop onéreuses et les charges résul-

tantes annuleraient la majeure partie des réductions prévues du prix de revient, mais les menaces de nationalisation qui pèsent encore sur l'industrie charbonnière détournent le crédit privé des investissements charbonniers.

Une intervention de l'Etat s'impose donc et est largement justifiée par les sacrifices considérables exigés de nos charbonnages, pendant les premières années d'après-guerre, en vue du relèvement rapide des autres industries et de l'ensemble de notre économie.

3°) Il importe de réserver à notre industrie charbonnière l'exploitation ou tout au moins l'alimentation de certains services qui exigent une grosse consommation de combustible et prospèrent grâce à des monopoles qui leur permettent le prélèvement de véritables impôts indirects sur l'ensemble de leurs consommateurs.

Une exploitation aussi complète que possible de notre gisement et la nécessité de livrer des charbons très peu cendreux, qu'exigent à nouveau les industries consommatrices, entraînent la production d'un volume croissant de bas-produits cendreux, dont l'écoulement devient de plus en plus difficile. Une exploitation économique impose l'utilisation sur place de ces bas-produits, ce qui serait réalisable dans des centrales électriques annexées aux mines, si les réseaux de distribution leur facilitaient la vente par priorité de l'énergie électrique excédentaire.

Les liaisons par lignes à haute tension rendent actuellement possible et économique une distribution du courant à longue distance et permettraient à des centrales charbonnières, éventuellement alimentées par les bas-produits de plusieurs mines voisines, de fournir l'énergie nécessaire à un grand nombre de réseaux de distribution.

La même politique devrait être suivie pour les distributions gazières, actuellement en grande partie alimentées par des cokeries mieux placées pour traiter des charbons étrangers — dont l'importation est actuellement et pour assez longtemps indésirable — que pour enfourner des charbons indigènes. Il conviendrait donc de réserver l'alimentation des distributions de gaz à des cokeries charbonnières déjà établies au voisinage même des mines ou qui pourraient encore être créées dans certains bassins; cette mesure faciliterait en outre l'écoulement du grisou actuellement capté dans un nombre croissant de nos mines.

4°) L'activité de Cobéchar comme vendeur unique devrait être étendue à la totalité des écoulements, y compris la répartition d'éventuelles importations; cela permettrait la suppression totale des grossistes charbonniers, dont les services rendus à l'industrie charbonnière sont actuellement nuls et qui réduisent par leurs prélèvements la marge bénéficiaire des mines, marge qu'il convient d'étendre dans toute la mesure compatible avec les exigences du prix de revient des industries consommatrices.

Une extension des services de vente au comptant des charbonnages producteurs de charbons à usages domestiques devrait également être facilitée.

5°) Une réduction du prix de revient devrait être recherchée, en dehors des fusions qu'exigent cer-

tains concentrations internes, dans une centralisation des services de surface, par l'exploitation en commun de certaines dépendances ou industries annexes, telles que les centrales électriques, les ateliers de grosses réparations ou de reconfiguration des cadres, les fabriques de claveaux, etc...

6°) Des mesures devraient être prises pour faciliter l'exploitation la plus économique et la plus complète du gisement, particulièrement au voisinage des limites communes.

Outre le projet de loi facilitant la reprise rapide des massifs encore exploitables des concessions inactives, diverses mesures ont été prises en vue de faciliter une exploitation plus rationnelle du gisement :

- un projet de loi sera prochainement déposé, facilitant les amodiations de peu d'importance au voisinage des limites;
- un arrêté modifiant le Règlement général de Police des Mines rendra possible, sans longues formalités administratives, l'exploitation complète des esportes séparatives des concessions.

Les taux des salaires étant maintenus à leur niveau actuel, l'industrie charbonnière belge, dans son ensemble, ne pourra donc subsister sans une protection et une aide de l'Etat, qui imposeront à l'ensemble de notre économie des sacrifices assez lourds. En contre-partie, les exploitants charbonniers devront s'efforcer de mettre tout en œuvre pour réduire leur prix de revient et admettre au besoin des limitations au droit de propriété des concessions que leur accordent les actuelles lois minières.

En fait, la concession est une propriété conditionnelle, dont l'octroi et le maintien ne se justifient plus que si son bénéficiaire est à même de la mettre à fruit dans les conditions les plus économiques et les plus avantageuses pour l'intérêt général. Le refus de concessionnaires voisins de réaliser volontairement une fusion de leurs concessions, qui serait largement profitable à leur exploitation commune et à l'intérêt général, devrait pouvoir entraîner le retrait pur et simple de leurs droits de concession. De même, si des accords amiables ne pouvaient permettre — sans redevance excessive — une exploitation plus judicieuse et plus économique des parties de gisement voisines des limites communes, il serait justifié d'envisager la dépossession d'une bande d'une certaine largeur, de part et d'autre de ces limites, et d'en permettre l'exploitation à celui des concessionnaires le mieux placé pour la déhouiller le plus économiquement.

L'Etat doit aussi contribuer à une meilleure exploitation du gisement campinois, en rendant dès à présent concessibles les parties des réserves qui ne sont économiquement exploitables que par les sièges existant actuellement.

Certaines parties de ces réserves pourraient devenir prochainement inexploitables, si elles n'étaient rapidement concédées à des concessionnaires voisins dont les travaux approchent de leurs limites.

Par contre, il ne paraît pas opportun d'envisager actuellement la concession de réserves dont la mise à fruit exigerait la création d'un siège nouveau; avant de prévoir un nouveau siège en Campine, il conviendrait au contraire de faciliter, par un accroissement de production, une exploitation plus écono-

mique des sièges existants dont la capacité d'extraction n'est pas encore saturée.

La capacité actuelle d'extraction des sièges de Campine est de 44.600 tonnes/jour et pourrait être sensiblement accrue sans immobilisations importantes; la production journalière moyenne n'était que de 28.700 t en mars 1950, avec une production journalière de pointe de 32.567 t fin 1949.

* * *

Les possibilités de réduction du prix de revient ne permettent pas d'entrevoir une réduction notable et immédiate des prix des charbons gras qui sont la principale matière première d'industries dont les conditions d'exploitation, récemment très favorables, sont devenues tellement difficiles que leur maintien en activité est déclaré impossible, s'il ne leur est pas permis de recourir aux importations de charbons étrangers ou de recevoir des charbons indigènes aux mêmes prix que les charbons importés.

Il s'agit surtout d'industries exportatrices, ayant bénéficié très largement des bas prix des charbons pendant les années qui suivirent la guerre et qui ont donc pu constituer des réserves leur permettant de recourir à l'autofinancement pour le renouvellement de leurs installations.

Il paraît inadmissible d'autoriser ces industries à recourir aux importations de charbons étrangers à un moment où nos charbonnages font un pénible et considérable effort de redressement pour s'adapter à la suppression de l'aide de l'Etat; d'autant plus que le relèvement de ces derniers a été trop longtemps différé pour faciliter celui des autres industries et doit maintenant s'opérer dans des conditions économiques moins favorables. Il appartient au contraire à ces industries consommatrices de faire en faveur des charbonnages, pendant la période d'adaptation nécessaire, l'effort que ces derniers ont dû fournir eux-mêmes pendant plusieurs années.

Cet effort amènera, dans certaines industries transformatrices, le même nécessaire assainissement que devra s'imposer l'industrie charbonnière, mais avec des inconvénients moins graves et moins durables que pour cette dernière, car une industrie de surface peut suspendre son activité sans d'irrémé-

diabiles dommages, tandis que la fermeture d'une mine est irrévocable et entraîne la perte d'une part importante du patrimoine national.

On pourrait d'ailleurs envisager de permettre à certaines d'entre elles de maintenir le volume de leurs exportations en leur fournissant, aux prix intérieurs des producteurs étrangers, un tonnage de charbons indigènes correspondant à la quote-part de leurs exportations; une subvention compensatoire serait payée aux charbonnages fournisseurs. Cette aide devrait toutefois être limitée aux entreprises qui, grâce à leurs récents profits, ont réalisé les efforts de modernisation et de compression de prix de revient qui s'imposaient.

Cette solution permettrait, avec un minimum de subventions, de mettre ces industries dans la même situation que leurs concurrents étrangers sur les marchés d'exportation, tout en assurant aux charbonnages des prix suffisants, pour la vente de leurs produits aux industries alimentant le marché intérieur.

L'ensemble de notre industrie souffre moins des prix élevés des charbons que des taux relativement élevés des salaires dus à un niveau excessivement haut des prix intérieurs, dont les industries non-charbonnières ont d'ailleurs largement bénéficié au cours des dernières années.

L'expérience faite au cours des premières années d'après-guerre a démontré que les bas prix des charbons, imposés à cette époque, n'ont pu prévenir ni même freiner une forte hausse des prix intérieurs, mais l'ont au contraire facilitée en provoquant une trop grande expansion des industries exportatrices; il serait donc vain d'attendre une réduction du niveau général des prix d'un abaissement des prix actuels des charbons; cette réduction doit plutôt être recherchée dans un effort de la part des autres industries. Le maintien des prix actuels des charbons stimulera au contraire les efforts de compression des prix de revient tout en accélérant l'élimination des moins aptes; l'assainissement qui en résultera permettra aux industries transformatrices de reprendre plus rapidement leur expansion, dès qu'une réduction des prix des produits charbonniers sera devenue possible, grâce à un effort analogue de la part des charbonnages.

Considérations sur le couplage des ventilateurs de mines

par R. LEFEVRE

Ingénieur en Chef-Directeur des Mines.

RESUME

Le recours de plus en plus grand au dispositif d'aéragé par ventilateurs souterrains a mis en relief des problèmes importants de pression relative entre puits ou entre chantiers. Il convient de donner à ces problèmes une solution favorable à la sécurité et à l'économie de l'exploitation. Pour obtenir une ventilation suffisante et rationnelle des divers ateliers de travail, il est souvent indispensable d'utiliser plusieurs turbomachines placées, les unes au fond, les autres à la surface et associées en série, en parallèle ou en série parallèle. C'est pourquoi nous avons cru intéressant de rassembler et de condenser les règles pratiques de couplage des ventilateurs de mines et de déterminer les conditions nécessaires et suffisantes à réaliser, à priori, pour obtenir un fonctionnement sûr et économique de ces appareils. C'est l'objet de la présente note.

Elle comprend tout d'abord un rappel des notions générales sur les pertes de pression dans les circuits parcourus par un courant d'air, sur les relèvements de pression provoqués par les ventilateurs, sur l'influence de l'aéragé naturel, sur l'incidence des fuites par les clapets obturateurs de puits, les by-pass, les communications entre puits et, enfin, elle développe quelques considérations sur les actions antagonistes de la perte de pression dans un circuit et du relèvement de cette pression par un ventilateur et sur le solde, positif ou négatif, de ces deux actions opposées.

La note expose ensuite, en détail, quelques cas-types de couplage de ventilateurs, après avoir rappelé les règles élémentaires d'association de ces turbomachines travaillant sur un même circuit. Les cas examinés sont les suivants :

- 1) deux circuits de travaux en parallèle, influencés chacun par un ventilateur, en série avec un circuit de puits libre, sans ventilateur;
- 2) un circuit unique, puits et travaux, avec un ventilateur au fond et un ventilateur en surface;
- 3) deux circuits de travaux en parallèle, l'un influencé par un ventilateur, l'autre libre, en série avec un circuit de puits influencé par un ventilateur superficiel;
- 4) deux circuits de travaux en parallèle, influencés chacun par un ventilateur, en série avec un circuit de puits influencé par un ventilateur superficiel;
- 5) un circuit de travaux, influencé par un ventilateur souterrain, en série avec deux circuits de puits de retour en parallèle, influencés chacun par un ventilateur superficiel.

La note se termine par un large résumé de l'exposé précédent et par quelques conclusions d'ordre général.

AVANT-PROPOS

L'utilisation des ventilateurs souterrains dans l'aéragé des mines prend de plus en plus d'extension dans les bassins miniers belges et notamment dans les bassins du Sud. Les raisons de cette extension sont multiples. Les deux principales sont la possibilité de réduction au minimum des fuites d'aéragé et l'extrême souplesse qu'ils permettent dans la répartition adéquate des débits d'air entre les différents quartiers de la mine.

Ce dispositif d'aéragé auquel est étroitement attaché le nom de M. CANIVET, ancien Directeur-Gérant du Charbonnage de Monceau-Fontaine,

comporte, soit un seul engin, soit plusieurs turbomachines, associées au fond en parallèle, soit un ou plusieurs éléments souterrains en parallèle, associés en série avec un ou plusieurs ventilateurs superficiels.

Le recours aux ventilateurs souterrains et leur association en parallèle entre eux et en série avec des ventilateurs superficiels posent des problèmes de pression relative entre puits et entre bornes de circuits parallèles qu'il importe de résoudre complètement et correctement, à priori, si l'on veut éviter des rentrées d'air vicié dans les circuits col-

lecteurs d'air frais et des renversements de sens du courant d'air dans certains chantiers.

Dans une note parue dans les « Annales des Mines » (tome 36, 2^e livraison), M. LAURENT, Ingénieur principal des Mines, a traité remarquablement l'étude graphique du fonctionnement de plusieurs ventilateurs souterrains en parallèle. M. Laurent avait déjà antérieurement présenté au Congrès technique interfacultaire tenu à Mons, en 1928, un mémoire sur l'application des courbes caractéristiques à l'étude des régimes de fonctionnement des turbomachines, dans lequel il traitait du groupement des appareils et des circuits. Ce mémoire a été reproduit dans la Revue des Elèves des Ecoles Spéciales de l'Université de Louvain.

D'autre part, M. DESSALLES, Directeur-Gérant du Charbonnage du Bois d'Avroy, a publié dans la Revue Universelle des Mines (N^{os} 5-6 de 1941) une étude très fouillée sur la marche en parallèle des ventilateurs souterrains et sur leur fonctionnement en série avec le ventilateur de surface. Nous avons, pour notre part, traité dans les « Annales des Mines » (tome 42, 4^e livraison) de la question des différences de pression entre puits dans les mines aérées par ventilateurs souterrains.

Il nous a paru présenter quelque intérêt de rassembler et de condenser les règles pratiques de couplage des ventilateurs de mines et de déterminer les conditions nécessaires et suffisantes à réaliser, à priori, pour obtenir un fonctionnement correct et sûr de ces engins. C'est l'objet de la présente note. Elle est spécialement destinée, dans notre esprit, aux techniciens de l'exploitation proprement dite. C'est pourquoi nous avons eu recours entièrement et uniquement à la méthode graphique, la plus propre, à notre avis, à la réalisation d'une conception simple et adéquate des problèmes posés. Ce désir de simplification nous a amené à dépouiller nos considérations du caractère rigoureusement scientifique que devrait comporter une étude théorique détaillée de la question.

Cette absence de rigueur scientifique ne compromet pas gravement l'exactitude des solutions apportées aux problèmes traités, étant donné les approximations que l'on est forcé de tolérer dans la pratique courante de la ventilation des mines. C'est aussi dans l'intention de ne pas créer d'entraves à une compréhension aisée de l'exposé que nous avons cru devoir recourir à des dénominations qui sont d'un emploi usuel et général dans le langage des mineurs, mais qui ne répondent pas exactement aux définitions théoriques. C'est ainsi, par exemple, que nous avons désigné par « perte de charge » la perte de pression corrélatrice à la perte d'énergie de l'air, dissipée par frottements au cours de sa circulation dans les travaux, ce qui ne correspond pas au sens original donné par Bernouilli à cette expression, attendu que pour passer de la perte de charge exprimée en m (ou de la perte d'énergie, exprimée en kgm par kg de fluide) à la perte de pression, exprimée en kg/m² ou en mm d'eau, il faut multiplier la première (ou la deuxième) par le poids spécifique du fluide. Ainsi que l'a fait remarquer M. DAUBRESSE, l'éminent Professeur de l'Université de Louvain, la déno-

mination « perte de pression » serait plus exacte. De même, nous avons opposé à la perte de charge, la « force aéromotrice », c'est-à-dire la compensation de la perte de pression réalisée par le ventilateur. Mais dans le cadre de cette étude de vulgarisation, les expressions employées ne peuvent prêter à ambiguïté ni confusion.

1. — GENERALITES

1. — Circulation de l'air dans les travaux.

La circulation de l'air dans les travaux souterrains entraîne une perte d'énergie compensée par le travail moteur des ventilateurs. La perte de pression correspondant à cette perte d'énergie sera désignée par le vocable courant de « perte de charge ». Le relèvement de cette pression par le ventilateur sera appelé force aéromotrice. Le tirage ou aérage naturel est considéré comme une force aéromotrice qui s'ajoute à la force aéromotrice du ou des ventilateurs. Les pertes de pression et les forces aéromotrices sont évaluées en kg/m² ou mm d'eau.

On admet, dans la pratique, que les « pertes de charges » sont égales aux forces aéromotrices.

2. — Pertes de charges.

Elles sont de la forme $h = rq^2$; r = résistance, exprimée en kilomurgues (correspondant au mm d'eau); q = débit en m³/sec; h = pertes de charges en mm d'eau.

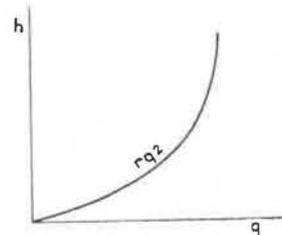


Figure 1

Fig. 1.

La représentation graphique de $h = rq^2$ est une parabole (fig. 1). Quand deux circuits sont associés en série, les pertes de charges des deux circuits s'ajoutent. La courbe :

$$S \sum_{r_1}^{r_2} rq^2$$

de l'ensemble est obtenue en ajoutant les ordonnées des deux courbes pour différentes abscisses successives (fig. 2). Par exemple pour le volume OA :

$$AB + AC = AD.$$

Quand deux circuits sont associés en parallèle, la courbe des pertes de charges correspondant à l'ensemble est obtenue en ajoutant les abscisses des deux courbes pour différentes ordonnées successives (fig. 3). Par exemple, pour la perte de charge OA :

$$AB + AC = AD.$$

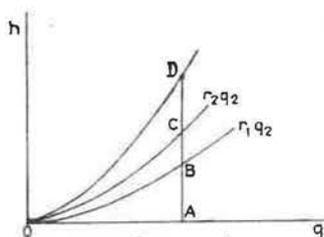


Figure 2

Fig. 2.

Lorsque, comme c'est le cas normal d'une mine, les circuits sont associés en série parallèle, la courbe des pertes de charge de l'ensemble du groupe est

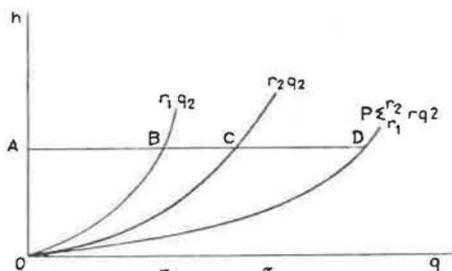


Figure 3

Fig. 3.

une combinaison des différentes courbes de pertes de charges des circuits en série et en parallèle.

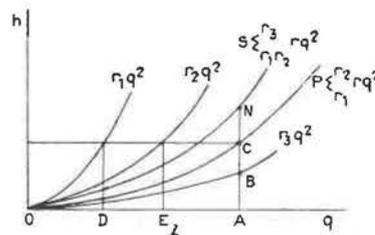
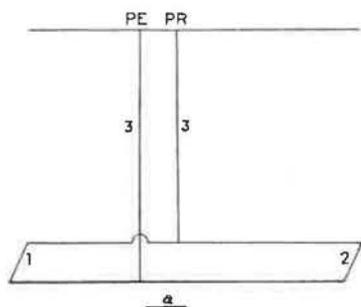


Figure 4

Fig. 4.

Par exemple, dans le schéma de la figure 4a il existe, à un seul étage d'exploitation, un quartier midi et un quartier nord, formant respectivement circuits 1 et 2, associés en parallèle, reliés à la surface par les puits, formant circuit 3, associé en série avec le groupe 1-2 des deux circuits en dérivation.

Dans la figure 4b, $r_1 q^2$ et $r_2 q^2$ représentent les courbes des pertes de charges respectives des circuits 1 et 2. La courbe :

$$P \sum_{r_1}^{r_2} r q^2$$

représente les pertes de charges dans l'association 1-2 en parallèle. La courbe $r_3 q^2$ représente les pertes de charges dans le circuit 3. La courbe :

$$S \sum_{r_1 r_2}^{r_3} r q^2$$

représente les pertes de charges dans l'association série de 3 avec le groupe parallèle 1-2. Pour un volume d'air OA circulant dans la mine, il y a une perte de charge totale de AN.

Cette perte de charge se divise en AB dans le circuit 3 des puits et en BN = AC dans le groupe parallèle 1-2 en série avec 3. Le volume OA, passant dans le circuit 3 collecteur, se divise en OD, passant dans le circuit 1, et en OE = DA, passant dans le circuit 2.

3. — Force aéromotrice.

La force aéromotrice, qui compense la perte de charge du circuit, est fournie par le ventilateur. Ce dernier est caractérisé par une courbe V (fig. 5) qui indique la pression motrice en fonction du débit. Le point de rencontre de la courbe des pertes de charges totales de la mine $r q^2$ avec la courbe débit-pression V du ventilateur donne le point de fonctionnement N du dispositif d'aérage. Ce point définit le volume d'air OA passant dans la mine, la perte de charge AN occasionnée par le passage du volume OA dans la mine et la force aéromotrice AN qui équilibre cette perte de charge.

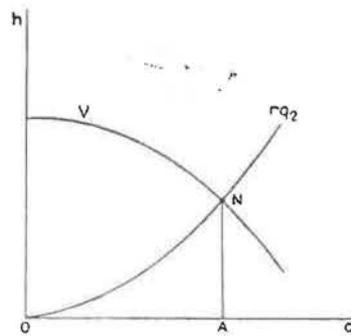


Figure 5

Fig. 5.

4. — Influence des fuites par les by-pass ou les clapets.

Les caractéristiques effectives débit-pression des ventilateurs diffèrent légèrement des caractéristiques théoriques données par le constructeur (*). En effet, il faut tenir compte d'un certain débit de fuite par les by-pass pour les ventilateurs souterrains et par les clapets obturateurs des puits pour les ventilateurs superficiels. Ce débit de fuite, qui n'intéresse pas la mine, parcourt un circuit dérivé en parallèle sur le circuit général de la mine. Il faudra donc soustraire de la courbe des pertes de charges totales rq^2 de la mine, la courbe des pertes de charges fq^2 du circuit de fuite, pour obtenir la courbe des pertes de charges réelles Rq^2 de la mine. Les deux circuits étant en parallèle, on obtiendra Rq^2 en déduisant les abscisses de fq^2 de celles de rq^2 pour des ordonnées successives (voir paragraphe 2 ci-avant).

Par exemple, pour l'ordonnée OC, on aura :

$$CA = CD - CB \text{ (fig. 6).}$$

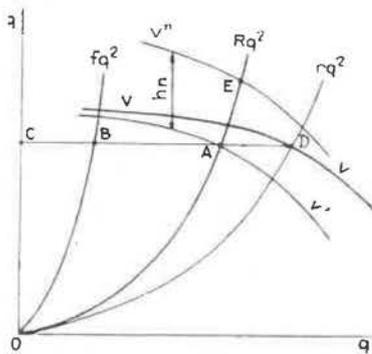


Figure 6

Fig. 6.

Le point de fonctionnement D du ventilateur est donné par la rencontre de sa courbe débit pression V avec la courbe totale rq^2 , comprenant le circuit de fuite. Ce point est caractérisé par une pression motrice OC et un débit total CD. Mais en réalité, pour cette pression OC, il ne passe réellement dans la mine que le débit CA, le débit AD parcourant uniquement le court-circuit du by-pass ou des clapets. Le point de fonctionnement effectif du système, intéressant la mine, est donc A et non D. Ce point A se trouve à la rencontre de la courbe Rq^2 des pertes de charges réelles de la mine et de la courbe V'; cette courbe V' est obtenue en soustrayant des abscisses de V, pour différentes ordonnées successives, les abscisses correspondantes de la courbe fq^2 des pertes de charges du circuit de fuite. Comme c'est la courbe Rq^2 des pertes de charges de la mine proprement dite qui nous intéresse, nous devons donc, pour le tracé des dia-

(*) Ces caractéristiques diffèrent d'ailleurs pour un même ventilateur, selon qu'il est placé au fond ou à la surface quand les débits sont donnés en volume, mais ceci est affaire de spécialistes, que nous ne pouvons traiter dans le cadre de la présente note de vulgarisation.

grammes, prendre en considération la courbe V' et non la courbe V, pour ce qui concerne le ventilateur.

5. — Influence de l'aéragé naturel.

En réalité, pour tracer le diagramme de fonctionnement réel du dispositif d'aéragé à un moment donné, ce n'est pas encore la courbe V' qui devra être prise en considération. Il faut en effet tenir compte de l'aéragé naturel, qui fournit un appoint de pression aéromotrice, en série avec la pression aéromotrice du ventilateur. Les ordonnées de la courbe V' devront donc être majorées d'une quantité hn , correspondant à l'aéragé naturel du moment. On obtient ainsi la courbe caractéristique réelle V'', intéressant directement la mine. C'est la rencontre de V'' et Rq^2 qui fournit le point E de fonctionnement réel du moment (voir fig 6).

6. — Influence des fuites par les communications entre puits.

Les fuites par les communications entre puits sont susceptibles de modifier assez sensiblement le régime de ventilation théorique, lorsqu'elles ont une certaine importance. Aussi dans ce cas, est-il nécessaire d'en tenir compte pour établir la résistance globale de la mine, dont la courbe des pertes de charges en fonction du débit détermine, par sa rencontre avec la courbe débit-pression du ventilateur, le point de fonctionnement du dispositif de ventilation. Les circuits de fuite sont associés aux circuits utiles en parallèle, série ou série parallèle. Connaissant leur résistance, de même que celle des circuits utiles, on peut déterminer graphiquement, en les combinant, la courbe définitive des pertes de charges de la mine.

Les figures 7 et 8 donnent des exemples de ces associations, respectivement pour un ventilateur superficiel et un ventilateur souterrain, compte non tenu de l'aéragé naturel. Dans le premier cas, le puits d'entrée d'air est en surpression. Les fuites d'air frais sont dirigées du puits d'entrée vers le puits de retour. Les volumes d'air circulant dans les puits décroissent progressivement de haut en bas. Dans le deuxième cas, le puits de retour d'air est en surpression. Les fuites d'air vicié sont dirigées du puits de retour vers le puits d'entrée. Les volumes d'air circulant dans les puits croissent progressivement de haut en bas.

Le schéma supérieur des figures indique les circuits :

1. partie supérieure des puits;
- a. communication entre puits;
2. partie inférieure des puits;
- b. communication entre puits;
3. circuit des travaux.

Dans la figure 7, l'association est la suivante : en parallèle : 3—b; en série avec 3—b : 2; en parallèle avec le groupe précédent : a; en série avec l'ensemble précédent : 1. Suivant les règles énoncées au chapitre I, paragraphe 2, nous formerons les différents groupements dans l'ordre indiqué et nous obtiendrons finalement la courbe R des pertes de charges de la mine. Cette courbe rencontre la courbe débit-

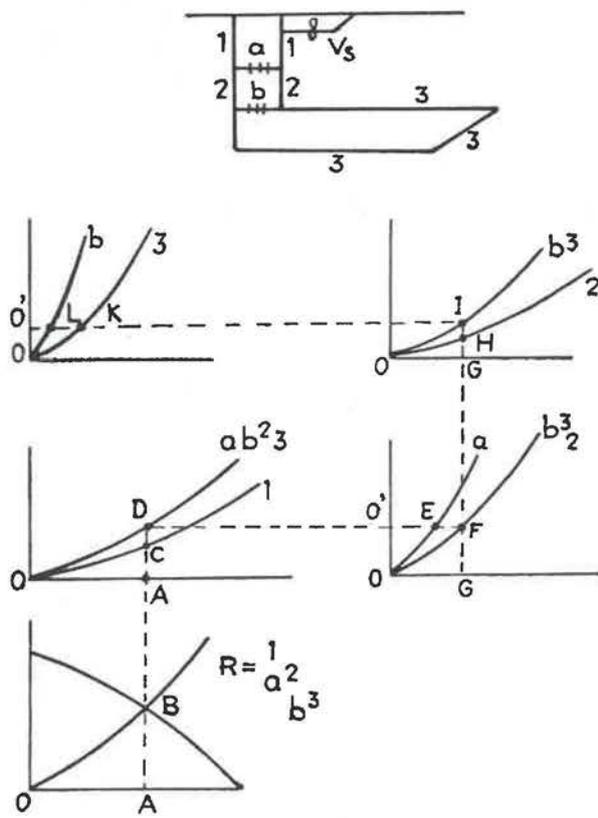


Fig. 7.

pression du ventilateur en B. L'ordonnée AB est la perte de charge totale de la mine, égale à la pression motrice du ventilateur. L'abscisse OA est le

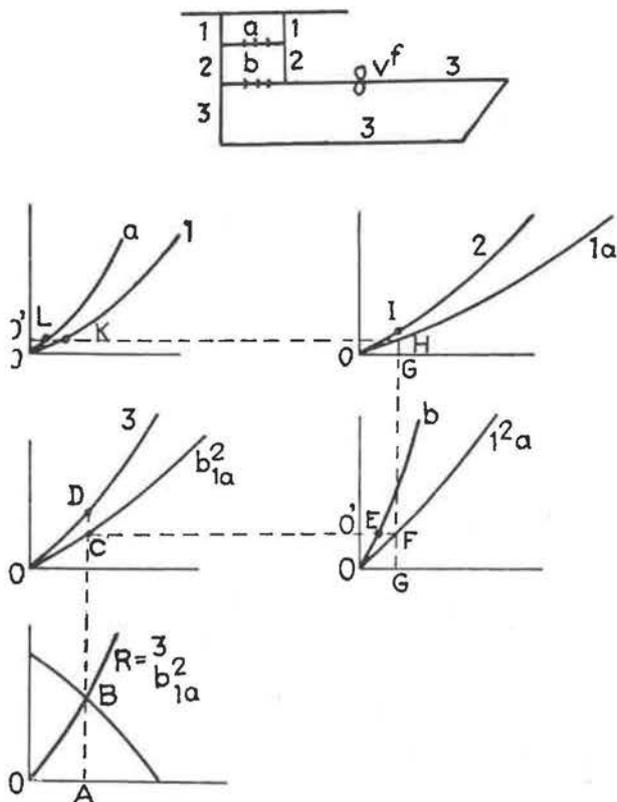


Fig. 8.

volume débité au ventilateur. Cette pression et ce débit se décomposent comme suit. Dans 1 : volume OA, pression absorbée AC; dans le groupe restant : pression absorbée AD; volume global OA, se décomposant en OG = O'F pour le groupe

$\left\{ \begin{matrix} b-3 \\ 2 \end{matrix} \right.$ et O'E pour le circuit de fuite a; dans le groupe $\left\{ \begin{matrix} b-3 \\ 2 \end{matrix} \right.$, volume OG, pression absorbée GH dans 2 et GI dans b-3. Cette pression GI aux bornes communes de b-3 fait passer le volume O'K dans 3 et O'L dans le circuit de fuite b.

Dans la figure 8, le processus d'association est le suivant : en parallèle : a-1; en série avec a-1 : 2; en parallèle avec le groupe précédent : b; en série avec l'ensemble précédent : 3. En groupant suivant les règles énoncées ci-avant, nous obtenons finalement R, courbe des pertes de charges de la mine, qui rencontre la courbe débit-pression du ventilateur en B. Le ventilateur débite le volume OA sous la pression AB. Cette pression et ce débit se répartissent comme suit : dans 3 : volume OA, pression absorbée AD; dans le groupe restant : pression absorbée AC; volume global OA, se décomposant en OG = O'F dans le groupe

$\left\{ \begin{matrix} 1-a \\ 2 \end{matrix} \right.$ et O'E pour le circuit de fuite b. Dans le groupe $\left\{ \begin{matrix} 1-a \\ 2 \end{matrix} \right.$, volume OG, pression absorbée GI dans 2 et GH dans 1-a. Cette pression GH, aux bornes communes de 1-a, fait passer le volume O'K dans 1 et O'L dans le circuit de fuite a.

7. — Courbe de force aéromotrice résiduelle.

Dans la figure 9 :

h = force aéromotrice ou pertes de charges en mm d'eau;

q = débit en m³/sec;

V = caractéristique débit-pression du ventilateur;

rq² = courbe des pertes de charges du circuit en fonction du débit q.

Si le ventilateur travaillait seul dans un circuit unique, son point de fonctionnement serait N, à la rencontre de V avec rq². Il fournirait un débit OA sous une pression motrice AN. Si d'autres circuits entrent en ligne de compte, le régime de fonctionnement est modifié. Ainsi si, le ventilateur débite concurremment avec un autre ventilateur, desservant un circuit parallèle, dans un circuit commun, en série avec les deux circuits en dérivation, son débit et sa pression seront influencés par ce deuxième ventilateur et son point de fonctionnement ne sera plus N, car sa pression motrice devra compenser, non seulement les pertes de charges provoquées dans son circuit propre par le passage d'un certain volume d'air, mais en outre les pertes de charges provoquées dans le circuit commun, en série avec son circuit propre, par le passage du courant d'air parcourant ce circuit commun.

Par exemple, si son point de fonctionnement est B, le ventilateur débitera, dans son circuit propre et dans le circuit commun, le volume OD. Ce volume OD sera une partie du débit passant dans le circuit commun, l'autre partie étant fournie par le

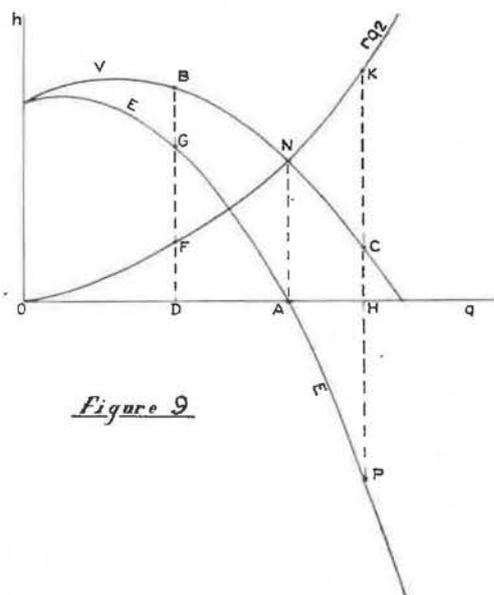


Figure 9

Fig. 9.

deuxième ventilateur. Pour le volume OD, le ventilateur fournira une pression motrice DB. Cette pression DB peut se décomposer en DF + FB. La part DF servira à compenser la perte de charge, provoquée dans le circuit propre du ventilateur par le passage d'un volume OD. En effet, au volume OD correspond la perte de charge DF sur la courbe rq^2 . La part FB servira à compenser la perte de charge provoquée dans le circuit commun, en série avec le circuit propre, par le passage du courant d'air qui circule dans le dit circuit commun.

Il s'ensuit que la pression motrice disponible pour le circuit commun, à gauche du point N sur la courbe V, est constituée par la différence d'ordonnées de la courbe V et de la courbe rq^2 . A gauche du point N, cette différence est positive.

Au point N, la pression motrice AN donnée par le ventilateur est exactement la même que la perte de charge AN provoquée par le passage, dans le circuit propre du ventilateur, du débit correspondant OA. Il s'ensuit qu'à ce point N, il n'y a aucun solde de pression motrice disponible pour le circuit commun.

A droite du point N, sur la courbe V, on voit que cette courbe est en dessous de la courbe des pertes de charges rq^2 du circuit propre. Cela signifie que, pour un volume d'air de OH par exemple, circulant dans le circuit propre, le ventilateur ne peut fournir que la pression HC, alors que la pression HK est nécessaire pour compenser les pertes de charges occasionnées dans ce circuit propre par le passage du volume OH. Dans ce cas, non seulement il n'y aura pas de force aéromotrice disponible au ventilateur pour le circuit commun, mais au contraire ce circuit commun devra fournir un appoint de force aéromotrice CK pour suppléer à l'insuffisance du ventilateur à compenser les pertes de charges de son circuit propre, celui-ci ne disposant que d'une pression HC alors qu'une pression HK lui est nécessaire. Cette situation n'est possible évidemment que pour autant que le circuit commun soit susceptible de fournir de la pres-

sion motrice, c'est-à-dire lorsqu'un ventilateur y est inséré, par exemple lorsqu'un ventilateur de surface travaille en série avec des ventilateurs souterrains. Cette disposition doit être envisagée pour connaître, dans son intégralité, l'évolution de la courbe complète des excédents et des insuffisances de pression motrice d'un ventilateur travaillant dans un circuit propre, à l'égard d'un circuit commun, associé en série avec ce circuit propre et avec d'autres circuits dérivés sur celui-ci.

Il découle, des conditions de fonctionnement du ventilateur à droite du point N sur la courbe V, que l'appoint de pression motrice à fournir par le circuit commun au circuit propre du ventilateur est constitué par la différence d'ordonnées de la courbe rq^2 et de la courbe V. Si l'on utilise, par analogie avec les conditions de fonctionnement du ventilateur à gauche du point N sur la courbe V, la notion de pression motrice disponible pour le circuit commun, on voit que, dans le cas de fonctionnement à droite du point N, cette pression motrice disponible est négative, étant donné que, dans cette région, la différence des ordonnées de V et de rq^2 est négative.

Nous désignerons, dans l'exposé qui va suivre, sous le terme général conventionnel de force aéromotrice résiduelle, la pression motrice disponible du circuit propre du ventilateur pour le circuit commun. Cette force aéromotrice résiduelle pourra être positive (à gauche de N sur la courbe V) ou négative (à droite de N sur la courbe V). Elle sera constituée par les ordonnées de la courbe V par rapport à la courbe rq^2 considérée comme axe des abscisses. Pour la confection des diagrammes, nous établirons cette courbe de force motrice résiduelle par rapport à l'axe des abscisses horizontal Oq et nous aurons ainsi la courbe E.

Les différents points de cette courbe seront obtenus en portant, à partir de l'axe Oq, les différences d'ordonnées entre V et rq^2 , au-dessus de Oq à gauche de AN et en dessous de Oq à droite de AN (par exemple, le point G de la courbe de force aéromotrice résiduelle, correspondant au débit OD, sera tel que :

$$DG = DB - DF$$

et le point P, correspondant au débit OH, sera tel que :

$$HP = HC - HK.$$

La courbe E coupera l'axe Oq au point A (pression motrice résiduelle nulle), correspondant au point N d'équilibre des pertes de charges AN du circuit propre du ventilateur et de la force aéromotrice AN fournie par ce ventilateur, débitant le volume d'air OA dans son circuit et dans le circuit commun.

II. — COUPLAGE DES VENTILATEURS TRAVAILLANT SUR UN MEME CIRCUIT

1. — Couplage de deux ventilateurs en série sur le même circuit.

Dans la figure 10 :

h = forces aéromotrices ou pertes de charges en mm d'eau;

- q = débits en m³/sec;
- V_1 = caractéristique débit-pression du ventilateur n° 1;
- V_2 = caractéristique débit-pression du ventilateur n° 2;
- V_{1+2} = caractéristique totale des ventilateurs 1 et 2 associés en série sur le même circuit. Cette caractéristique est obtenue en ajoutant les ordonnées de V_1 et V_2 pour une même abscisse;
- rq^2 = courbe des pertes de charge du circuit en fonction du débit q ;
- X = point de fonctionnement des ventilateurs;
- OA = débit identique des deux ventilateurs;
- AB = force aéromotrice du ventilateur 1 pour le débit OA ;
- AC = force aéromotrice du ventilateur 2 pour le débit OA ;
- $AX = AB + AC$ = force aéromotrice totale des ventilateurs 1 et 2 associés en série sur le circuit, pour le débit OA ;
- B = point de fonctionnement du ventilateur 1;
- C = point de fonctionnement du ventilateur 2.

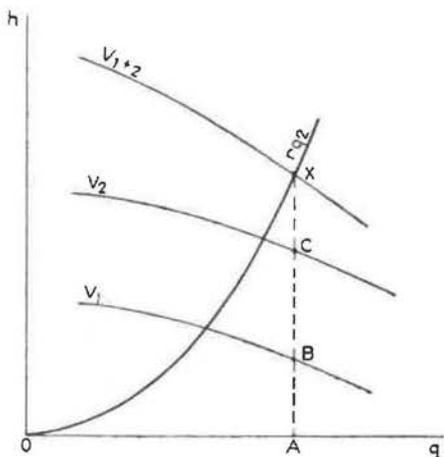


Figure 10

Fig. 10.

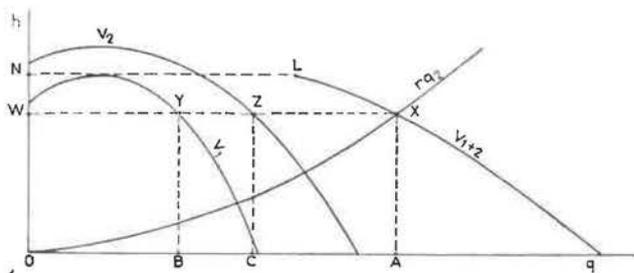


Figure 11

Fig. 11.

2. — Couplage de deux ventilateurs en parallèle sur le même circuit.

Dans la figure 11 :

- h = forces aéromotrices ou pertes de charges en mm d'eau;
- q = débits en m³/sec;
- V_1 = caractéristique débit-pression du ventilateur n° 1;
- V_2 = caractéristique débit-pression du ventilateur n° 2;
- V_{1+2} = caractéristique totale des ventilateurs 1 et 2 associés en parallèle sur le même circuit. Cette caractéristique est obtenue en ajoutant les abscisses de V_1 et V_2 pour une même ordonnée;
- rq^2 = courbe des pertes de charges du circuit en fonction du débit q ;
- X = point de fonctionnement des ventilateurs;
- $OB + OC = OA$ = débit total fourni par les deux ventilateurs 1 et 2 associés en parallèle sur le même circuit;
- OB = débit partiel fourni par le ventilateur 1 dans le débit total OA ;
- OC = débit partiel fourni par le ventilateur 2 dans le débit total OA ;
- $AX = CZ = BY = OW$ = pression motrice commune des deux ventilateurs;
- Y = point de fonctionnement du ventilateur 1;
- Z = point de fonctionnement du ventilateur 2;

L = point de fonctionnement limite des deux ventilateurs en association stable. Ce point correspond à l'ordonnée maxima ON du ventilateur 1. Pour un régime stable, la courbe des pertes de charges $r_1 q^2$ du circuit commun doit rencontrer la courbe V_{1+2} à droite du point L. Nous verrons ultérieurement ce qu'il en est lorsque la courbe $r_1 q^2$ passe à gauche du point limite L.

Figure 12

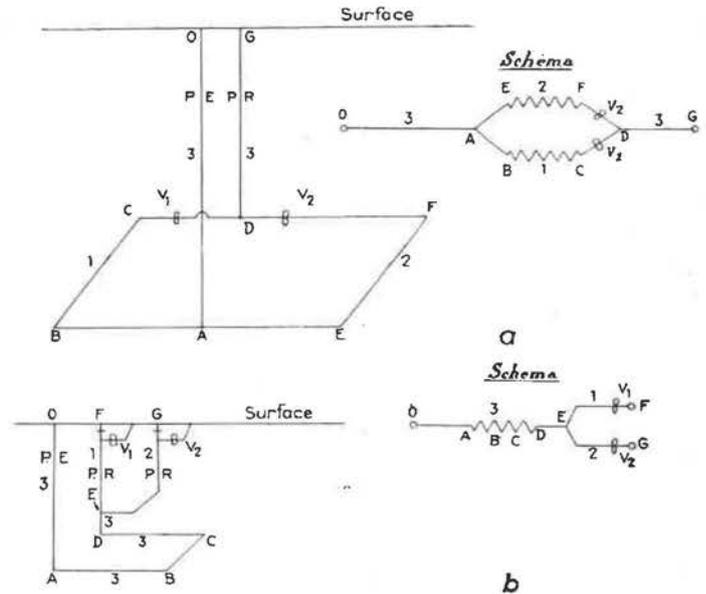


Fig. 12a et b.

III. — COUPLAGE DE DEUX VENTILATEURS FONCTIONNANT CHACUN SUR UN CIRCUIT, LES DEUX CIRCUITS ETANT DERIVES SUR UN CIRCUIT COMMUN EN SERIE AVEC EUX

1. — Exemples.

Dans la figure 12a :

- OA = puits entrée d'air;
- DG = puits retour d'air;
- OA + DG = circuit commun 3;
- ABCD = circuit dérivé 1 en série avec 3;
- AEFD = circuit dérivé 2 en série avec 3;

- V_1 = ventilateur travaillant seul sur le circuit 1 et débitant dans le circuit commun 3, en série avec 1;
- V_2 = ventilateur travaillant seul sur le circuit 2 et débitant dans le circuit commun 3, en série avec 2.

Dans la figure 12b :

- OA = puits entrée d'air;
- EF = puits retour d'air;
- EG = puits retour d'air;
- OABCDE = circuit commun 3;
- EF = circuit dérivé 1 en série avec 3;
- EG = circuit dérivé 2 en série avec 3;
- V_1 = ventilateur travaillant seul sur le circuit 1 et aspirant sur le circuit commun 3, en série avec 1;
- V_2 = ventilateur travaillant seul sur le circuit 2 et aspirant sur le circuit commun 3, en série avec 2.

2. — Couplage des deux ventilateurs (fig. 13).

Considérons deux ventilateurs souterrains V_1 et V_2 , travaillant dans des circuits propres 1 et 2 associés en parallèle et débitant tous deux dans un circuit commun 3, en série avec les circuits 1 et 2 (fig. 12a).

Traçons respectivement les courbes $V_1, r_1 q^2$ et E_1 , relatives au ventilateur V_1 (fig. 13a), et $V_2, r_2 q^2$ et E_2 , relatives au ventilateur V_2 (fig. 13b); V_1 et V_2 sont les caractéristiques des ventilateurs, $r_1 q^2$ et $r_2 q^2$, les courbes des pertes de charges des circuits propres de chacun d'eux, E_1 et E_2 , les courbes de pression motrice résiduelle disponible pour le circuit commun (partie positive). Reportons ces courbes E_1 et E_2 sur le diagramme 13c. Les deux ventilateurs débitant en parallèle dans le circuit commun, la courbe totale débit-pression dans ce circuit commun sera donnée par la courbe :

$$E_1 + E_2.$$

obtenue en ajoutant les abscisses de E_1 et E_2 pour une même ordonnée (voir II-2 ci-avant).

Le point limite L d'association stable des deux ventilateurs est donné par l'ordonnée de la courbe E_1 . Ce point est situé sur la courbe E_2 . Il correspond à un débit nul du ventilateur V_1 et au débit LN du ventilateur V_2 . Pour des ordonnées supérieures à celles du point L, seul le ventilateur V_2 peut fournir une différence de potentiel pneumatique adéquate aux bornes du circuit commun. Cette différence étant supérieure à celle que le ventilateur V_1 est capable de donner, il se produira un renversement du courant d'air dans le circuit 1. Le passage de l'air dans ce circuit provoquant des pertes de charges suivant $r_1 q^2$ en fonction de q , nous tracerons à partir de N, à gauche de l'axe des ordonnées h, donc dans la région des abscisses négatives, la courbe $r_1 q^2$. Pour tracer le prolongement de la courbe $E_1 + E_2$ à gauche de L, nous retrancherons pour chaque ordonnée supérieure à ON (correspondant à celle du point L) l'abscisse correspondante de $r_1 q^2$ de celle de E_2 .

Traçons maintenant la courbe $r_3 q^2$ des pertes de charges du circuit commun. Cette courbe rencontre la courbe $E_1 + E_2$ de la pression motrice résiduelle disponible pour le circuit commun en A.

Figure 13

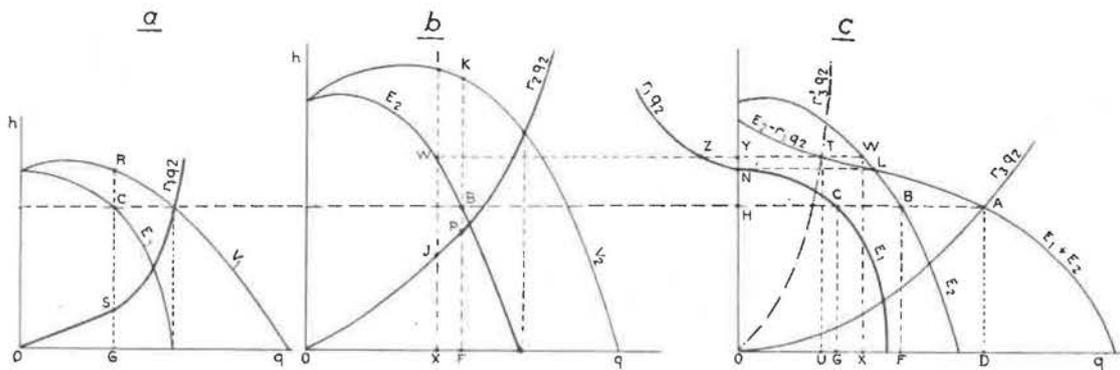


Fig. 13.

Ce point est dans la zone d'association stable de la courbe $E_1 + E_2$ (à droite de L). Dans le circuit commun, le volume d'air OD circule sous la pression motrice DA. Ce volume d'air est fourni par V_2 , à concurrence de OF, et par V_1 , à concurrence de OG. En effet, de par le tracé même de la courbe $E_1 + E_2$,

$OD = HA = HB$ (ou OF) + HC (ou OG).

La parallèle à l'axe des débits, menée suivant l'ordonnée DA de la pression motrice du circuit commun, sur les diagrammes 13a et 13b, nous permet de trouver les points de fonctionnement respectifs R et K des ventilateurs V_1 et V_2 . Ces points se trouvent sur les courbes V_1 et V_2 , à l'intersection des verticales menées par C et B, points de rencontre de l'horizontale d'ordonnée DA avec les courbes E_1 et E_2 . Le ventilateur V_1 fournit le débit OG, dans son circuit propre et dans le circuit commun, sous la pression motrice GR. La fraction GS de cette pression motrice est utilisée dans le circuit propre, pour compenser la perte de charge provoquée par le passage dans ce circuit du volume OG. La fraction $SR = GC = DA$ est utilisée dans le circuit commun, pour compenser les pertes de charges provoquées par le passage dans ce circuit du volume d'air OD, débité en partie par V_1 (OG) et par V_2 (OF). Le ventilateur V_2 fournit le débit OF sous la pression de FK. La part FP de FK est absorbée par le circuit propre et la part PK = FB = DA, par le circuit commun. Si la résistance du circuit commun augmente, il pourra se faire que la courbe $r_3'q^2$ des pertes de charges du circuit commun rencontre la courbe de pression résiduelle $E_1 + E_2$, à gauche du point limite L, en T par exemple (fig. 13c). Dans ce cas, la pression motrice UT du circuit commun ne peut plus être fournie que par le ventilateur V_2 , puisque UT est $>$ que ON, ordonnée maxima de V_1 . L'horizontale menée par T nous montre que le ventilateur V_2 fournit le débit $YW = OX$.

Ce débit se décompose en YT et $TW = ZY$. Seul le débit YT sort par le circuit commun, sous l'action de la pression motrice UT. Le débit $TW = ZY$ repasse à contre-courant dans le cir-

cuit 1 et rentre ensuite dans le circuit 2, en cycle continu, sans jamais s'échapper par le circuit 3. Ce débit $TW = ZY$ franchit le circuit 1 à contre-courant, sous l'action d'une pression motrice $YN = OY - ON$. OY est la différence de potentiel pneumatique aux bornes communes des circuits 1 et 2 en parallèle et ON est la pression du ventilateur V_1 travaillant, en débit nul, dans son circuit propre. Quant au ventilateur V_2 , nous trouverons son point de fonctionnement en reportant sur le diagramme 13b l'ordonnée XW de E_2 et en prolongeant la verticale jusqu'à V_2 . On voit que ce ventilateur débite OX sous la pression XI. La partie XJ de cette pression compense les pertes de charges, provoquées par le passage du volume OX dans le circuit 2, et la partie $JI = XW$ compense les pertes de charges, provoquées par le passage du volume OU dans le circuit commun. On peut remarquer que le problème se traite exactement de la même façon et donne une solution identique à la précédente lorsqu'on a affaire au cas de la figure 12b : deux ventilateurs superficiels aspirant chacun par un puits de retour d'air distinct, les deux puits associés en parallèle étant en série avec le puits d'entrée d'air et le circuit des travaux.

On peut conclure de ce qui précède que, lorsque des ventilateurs sont associés en parallèle et débitent dans un circuit commun en série avec leurs circuits propres, il faut, pour qu'il n'y ait pas de renversement de courant d'air, que la perte de charge du circuit commun soit inférieure au maximum de la force aéromotrice résiduelle du ventilateur le plus faible.

Nous verrons ci-après que l'aéragé naturel exerce une influence favorable parce qu'il étend la limite de la zone d'association stable. Toutefois, comme cette force aéromotrice complémentaire est très variable dans le temps pour une même mine et qu'elle peut même être nulle à certains moments, on ne peut la prendre en considération, a priori, lorsqu'on détermine les conditions de fonctionnement des ventilateurs à installer pour obtenir des débits imposés dans des chantiers bien définis.

3. — Exemple d'application.

Prenons un exemple concret basé sur un schéma analogue à celui de la figure 12a : deux circuits 1 et 2 en parallèle, reliés en série avec le circuit 3 des puits. On a déterminé, par des mesures de débit et de pression, la résistance des circuits 1, 2 et 3.

Ces résistances sont les suivantes :

- Circuit 1 : $r_1 = 0,45$ kilomurgue.
- Circuit 2 : $r_2 = 0,11$ kilomurgue.
- Circuit 3 : $r_3 = 0,04$ kilomurgue.

Ces données nous permettent de tracer, sur les diagrammes respectifs a, b, c de la figure 14, les courbes r_1, r_2, r_3 des pertes de charges des circuits en fonction des débits. Nous nous imposons un débit de $20 \text{ m}^3/\text{sec}$ dans chacun des deux circuits dérivés, soit $40 \text{ m}^3/\text{sec}$ au total dans le circuit 3. L'aérage naturel compense, le plus souvent, d'une manière importante les pertes de charges dans les puits, qui sont peu résistants, de sorte qu'il n'y a que peu de différence de pression entre les puits, ce qui rend pratiquement négligeables les fuites d'air par les communications entre puits. Nous ne tiendrons cependant pas compte de l'aérage naturel dans la détermination a priori des conditions de fonctionnement des ventilateurs.

Ainsi qu'on le voit sur le diagramme 14c, le passage de $40 \text{ m}^3/\text{sec}$ dans le circuit des puits occasionne une perte de charge de 64 mm d'eau. Les diagrammes 14a et 14b nous montrent d'autre part que les pertes de charges respectives des circuits 1 et 2, pour un débit de $20 \text{ m}^3/\text{sec}$, sont de 172 mm et 44 mm . Les ventilateurs devront donc répondre aux conditions suivantes :

- Ventilateur V_1 :
 $20 \text{ m}^3/\text{sec}$ sous $172 + 64 = 236 \text{ mm}$ d'eau;
- Ventilateur V_2 :
 $20 \text{ m}^3/\text{sec}$ sous $44 + 64 = 108 \text{ mm}$ d'eau.

Nous choisirons des ventilateurs dont les courbes caractéristiques débit-pression V_1 et V_2 sont figurées respectivement aux diagrammes 14a et 14b. Nous tracerons, sur chacun de ces diagrammes, les courbes aéromotrices résiduelles E_1 et E_2 , dans leur partie positive, de la manière indiquée ci-avant. Nous associerons sur le diagramme 14c les courbes E_1 et E_2 en parallèle, ce qui fournit la courbe $E_1 + E_2$. Cette courbe rencontre la courbe r_3 des pertes de charges du circuit commun au point ($66 \text{ mm} - 40,5 \text{ m}^3/\text{sec}$), qui est le point de fonctionnement du dispositif d'aérage, sans tirage naturel. L'ordonnée de 66 mm , reportée sur les courbes E_1 et E_2 des diagrammes 14a et 14b, détermine les points de fonctionnement des ventilateurs V_1 et V_2 .

Ces points ont les coordonnées suivantes :

- V_1 : $20,5 \text{ m}^3/\text{sec} - 246 \text{ mm}$ d'eau;
- V_2 : $20 \text{ m}^3/\text{sec} - 110 \text{ mm}$ d'eau.

Le ventilateur V_1 va donc débiter, dans son circuit propre et dans le circuit commun, $20,5 \text{ m}^3/\text{sec}$. Sa pression motrice de 246 mm servira à vaincre la perte de charge de son circuit propre, à raison de 180 mm , et la perte de charge occasionnée par le passage de $40,5 \text{ m}^3/\text{sec}$ dans le circuit commun en série avec lui, à raison des 66 mm restants.

Le ventilateur V_2 débitera, dans son circuit propre et dans le circuit commun, $20 \text{ m}^3/\text{sec}$. Sa pression motrice de 110 mm vaincra la perte de charge de son circuit propre, à raison de 44 mm , et la perte de charge du circuit commun en série avec lui, à raison de 66 mm .

On voit que le point de fonctionnement du dispositif d'aérage est bien situé dans la zone d'association stable. Cette zone est limitée par le point L de la courbe $E_1 + E_2$ du diagramme 14c. Les coordonnées de ce point L sont $15,5 \text{ m}^3/\text{sec}$ et 144 mm d'eau.

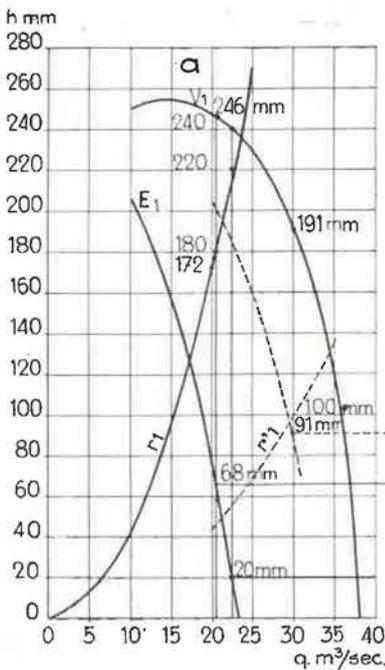


Fig. 14a.

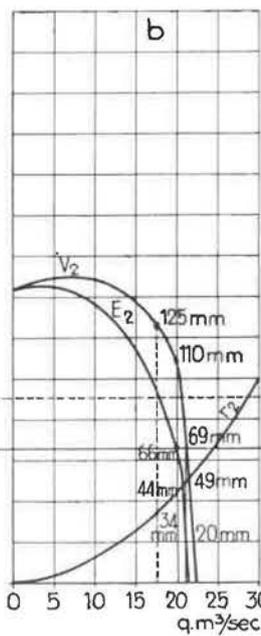


Fig. 14b.

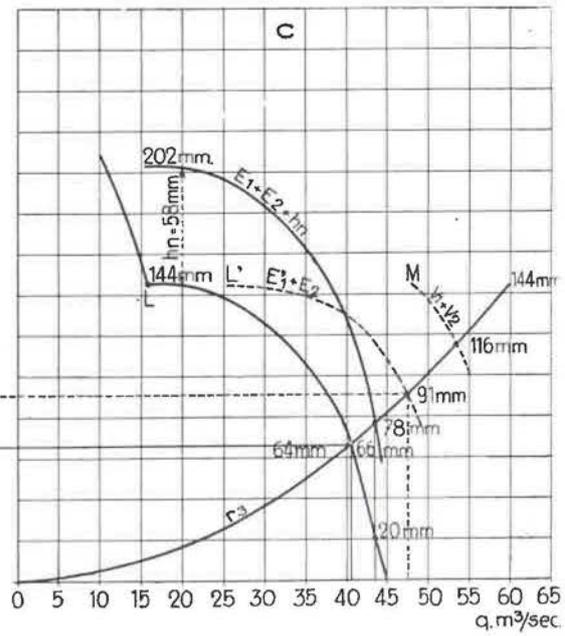


Fig. 14c.

Cette dernière ordonnée est l'ordonnée maxima de la courbe E_2 (diagramme 14b) pour un débit nul du ventilateur V_2 . La résistance des puits peut être considérée comme invariable dans le temps, sauf modification apportée à l'état de ces puits. La courbe r_3 des pertes de charge des puits, en fonction des débits, peut donc être regardée comme constante dans le temps. D'autre part, l'ordonnée de 144 mm correspondant au débit nul du ventilateur V_2 restera aussi constante, quelle que soit la variation de résistance, dans le temps, du circuit 2. Il en résulte que, dans l'association des deux ventilateurs pouvant rester stable jusqu'au moment où la perte de charge du circuit commun 3 atteint la pression maxima du ventilateur V_2 pour un débit nul de ce dernier, la stabilité du régime sera toujours assurée, quelle que soit la variation de résistance des circuits 1 et 2, dans le cas envisagé. En effet, la pression de 144 mm, égale à l'ordonnée maxima de la courbe V_2 , correspond, pour une perte de charge identique du circuit 3, au passage de 60 m³/sec dans ce circuit. Ce débit est irréalisable, attendu que le total des débits maxima de V_1 et V_2 atteint au maximum $38 + 22,5 = 60,5$ m³/sec pour une pression nulle de ces deux engins, ainsi qu'on le voit sur les diagrammes 14a et 14b.

En cas de variation de résistance des circuits 1 et 2, le point limite d'association stable se déplace sur une parallèle à l'axe des débits, d'ordonnée 144 mm au diagramme 14c. Si la résistance des circuits 1 et 2 augmente, les courbes E_1 et E_2 se redressent en se rapprochant de l'axe des pressions, mais E_2 conserve toujours son ordonnée maxima constante. La courbe $E_1 + E_2$ se rapproche donc également de l'axe des pressions et le point limite d'association stable se déplace vers la gauche dans le diagramme 14c. Le point de fonctionnement du dispositif d'aérage se déplace également vers la gauche. Comme ce point est situé sur la courbe r_3 , il y a réduction du débit et de la perte de charge dans le circuit commun et la stabilité est renforcée. Si la résistance des circuits 1 et 2 diminue, les courbes E_1 et E_2 s'aplatissent et s'écartent de l'axe des pressions, mais E_2 conserve toujours son ordonnée maxima constante. La courbe $E_1 + E_2$ du diagramme 14c s'écarte également de l'axe des pressions et le point limite d'association stable se déplace vers la droite. Le point de fonctionnement du dispositif d'aérage se déplace également vers la droite. Ce déplacement correspond à une augmentation du débit et de la perte de charge du circuit commun et à une diminution de la stabilité. Par exemple, si la résistance du circuit 1 est réduite au quart de sa valeur ancienne, par suite de l'ouverture de nouveaux chantiers à proximité des puits, sa courbe de perte de charge deviendra r_1' et la courbe de force aéromotrice résiduelle de V_1 deviendra E_1' (diagramme 14a). L'association en parallèle de $E_1' + E_2$, au diagramme 14c, donne une courbe qui rencontre la courbe r_3 au point d'ordonnée 91 mm et d'abscisse 47,5 m³/sec.

Le point limite d'association stable L' correspond à un débit de 26 m³/sec pour 144 mm de

pression motrice. Les ventilateurs travaillent au régime suivant :

- V_1 : débit de 30 m³/sec;
pression motrice de 191 mm dont
(100 mm pour le circuit 1).
(91 mm pour le circuit 3).
- V_2 : débit de 17,5 m³/sec;
pression motrice de 125 mm dont
(34 mm pour le circuit 2).
(91 mm pour le circuit 3).

A la limite, si les résistances des circuits 1 et 2 étaient nulles, les courbes E_1 et E_2 se confondraient avec les courbes V_1 et V_2 et la courbe $V_1 + V_2$ rencontrerait la courbe r_3 au point de fonctionnement : 116 mm — 53,5 m³/sec.

L'association serait encore stable. Le point limite de stabilité serait en M , caractérisé par les coordonnées 144 mm — 48 m³/sec. Ce point est encore au-dessus de r_3 , condition indispensable à l'association stable. Toutes autres choses égales, cette stabilité sera toujours d'autant mieux et plus facilement assurée que la courbe r_3 est aplatie, ce qui se produit lorsque la résistance du circuit commun est faible.

Envisageons maintenant l'influence de l'aérage naturel sur le régime de ventilation caractérisé par les courbes r_1 , r_2 , r_3 , V_1 , V_2 , E_1 , E_2 , $E_1 + E_2$. L'aérage naturel agit comme une force aéromotrice en série avec la force aéromotrice des ventilateurs. Son ordonnée doit donc s'ajouter à l'ordonnée des courbes débit-pression des ventilateurs pour une abscisse déterminée. Il aura donc pour effet de remonter les différents points de la courbe $E_1 + E_2$ d'une hauteur correspondant à l'aérage naturel. Ce dernier, pour l'ordre de grandeur des débits en cause, peut être considéré comme indépendant des dits débits. Pour une valeur $h_n = 58$ mm de l'aérage naturel, la courbe totale de force aéromotrice résiduelle, disponible pour le circuit collecteur 3, sera figurée par $E_1 + E_2 + h_n$ au diagramme 14c. La rencontre de cette courbe avec la courbe r_3 détermine le point de fonctionnement du dispositif d'aérage. Ce point est localisé par les coordonnées suivantes : pression 78 mm — débit : 43,5 m³/sec. La perte de charge de 78 mm du circuit 3 est équilibrée, pour 58 mm, par l'aérage naturel et, pour 20 mm, par la force aéromotrice résiduelle des ventilateurs, ainsi qu'il apparaît au diagramme 14c. En reportant l'ordonnée de 20 mm sur les courbes $E_1 + E_2$ des diagrammes 14a et 14b, nous obtenons les conditions de fonctionnement des ventilateurs V_1 et V_2 . Ces conditions sont les suivantes :

- ventilateur V_1 : 22,5 m³/sec sous 240 mm,
dont 220 mm absorbés dans son circuit propre et 20 mm dans le circuit commun;
ventilateur V_2 : 21 m³/sec sous 69 mm, dont
49 mm absorbés dans son circuit propre et 20 mm dans le circuit commun.

L'aérage naturel a donc pour effet d'augmenter les débits respectifs des circuits 1 et 2 de 2,5 m³/sec et 1 m³/sec et le débit total de 3,5 m³/sec. La stabilité du régime de ventilation est augmentée, car le point limite d'association stable voit son ordonnée

passer de 144 mm à $144 + 58 = 202$ mm, tandis que la perte de charge du circuit commun 3 n'est augmentée que de 12 mm, passant de 66 mm à 78 mm.

L'aérage naturel a donc une action favorable sur la stabilité de l'association des ventilateurs souterrains, insérés dans des circuits groupés en parallèle entre eux et en série avec un circuit commun. Il permet de renforcer la réalisation de la condition de stabilité d'association énoncée ci-avant, à savoir que la perte de charge du circuit commun doit être inférieure à la force aéromotrice maxima du ventilateur le plus faible en pression. En effet, l'aérage naturel relève la pression de la dite force aéromotrice maxima d'une hauteur égale à sa totalité, puisqu'il s'ajoute à elle en verticale, tandis qu'en raison de l'allure inclinée des courbes (descendante pour les forces aéromotrices résiduelles, montante pour la courbe des pertes de charges du circuit commun), il ne provoque qu'un relèvement moindre du point de fonctionnement du système sur la courbe des pertes de charges du circuit commun.

IV. — COUPLAGE D'UN VENTILATEUR DE SURFACE EN SERIE AVEC UN VENTILATEUR DU FOND SUR CIRCUIT UNIQUE

Ce cas est schématisé par la figure 15. Les ventilateurs V_1 et V_2 sont en série sur un circuit unique pour toute la mine. Le circuit 1 — 2 — 1, constitué par les puits, est en série avec le circuit 3 constitué par les travaux d'exploitation. Le schéma de couplage est donné par la figure 16.

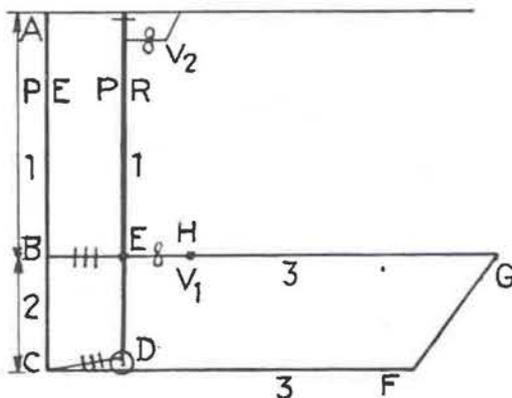


Fig. 15.

Les courbes $r_1 q^2$, $r_2 q^2$, $r_3 q^2$ représentent les pertes de charges en fonction des débits dans les circuits respectifs 1, 2, 3. Ces circuits étant en série, la courbe :

$$S \sum_{r_1}^{r_3} r q^2$$

obtenue en ajoutant leurs ordonnées pour une même abscisse, représente leur association et forme la courbe des pertes de charges totales.

Les courbes V_1 et V_2 représentent les caractéristiques débits-pressions des ventilateurs respectifs 1

et 2. Ces ventilateurs travaillant en série, la courbe $V_1 + V_2$, obtenue en ajoutant les ordonnées de V_1 et V_2 pour une même abscisse, représente la courbe caractéristique totale des deux ventilateurs.

Le point de rencontre N de la courbe :

$$S \sum_{r_1}^{r_3} r q^2$$

et de la courbe $V_1 + V_2$ donne le point de fonctionnement du dispositif de ventilation. On voit que les deux ventilateurs débitent le même volume OA sous une pression motrice totale AN. Cette pression est fournie, pour la part AB, par le ventilateur V_1 et, pour la part AC, par le ventilateur V_2 .

On peut se demander quelle sera la pression relative des puits l'un par rapport à l'autre, pour ce point de fonctionnement, et quel est le point de fonctionnement limite pour obtenir une surpression continue du puits d'entrée d'air sur toute sa profondeur. Avant de répondre à ces questions, nous remarquerons tout d'abord que du point C, fond du puits d'entrée d'air (fig. 15), jusqu'au point H, immédiatement à l'amont du ventilateur V_1 , dans le circuit 3 des travaux, il y a chute de pression due à la perte de charges dans le circuit. La pression remonte ensuite au point E, sous l'action de la force aéromotrice du ventilateur V_1 . Comme il n'y a pratiquement aucune circulation d'air dans le puits de retour, sous le niveau de retour entre E et D, la pression en D, au fond du puits de retour, est la même qu'en E. Si la chute de pression, c'est-à-dire la perte de charge, dans le circuit 3 des travaux, est plus grande que la force aéromotrice du ventilateur V_1 , la pression en C, au fond du puits d'entrée, sera plus grande que la pression en E ou en D au fond du puits de retour, au niveau inférieur et, à plus forte raison, à n'importe quel autre niveau supérieur. Si, au contraire, la perte de charge du circuit des travaux est inférieure à la pression motrice du ventilateur, la pression en C sera plus petite que la pression en E ou en D et il y aura surpression du puits de retour au niveau inférieur. L'équilibre des pressions entre puits, au niveau inférieur, sera réalisé lorsque la perte de charge du circuit des travaux sera égale à la pression aéromotrice du ventilateur V_1 sur ce circuit.

Sur la figure 16, nous voyons que le ventilateur V_1 , pour un débit OA, développe une pression motrice AB. Le passage du débit OA dans le circuit 3 provoque une perte de charge AC, supérieure à AB. La chute de pression AC dans le circuit étant supérieure au relèvement de pression AB, dû au ventilateur, il en résulte que la borne E ou D du circuit 3 (fig. 15) est à un potentiel inférieur à celui de la borne C et que, par conséquent, le puits d'entrée est en surpression, au fond, par rapport au puits de retour. L'état correspondant à l'égalité des pertes de charges du circuit 3 des travaux et de la force aéromotrice du ventilateur V_1 inséré dans ce circuit, c'est-à-dire à l'équilibre des pressions entre les deux puits, est donné par le point de rencontre des courbes des pertes de charges $r_3 q^2$ et de débit-pression du ventilateur V_1 .

Figure 16

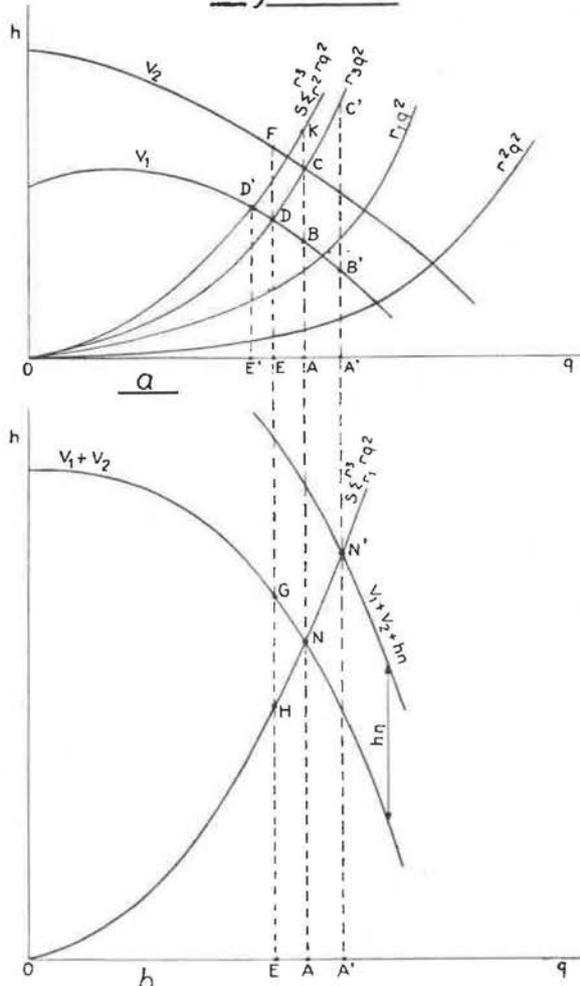


Fig. 16.

Pour une résistance r_3 inchangée de ce circuit et une caractéristique non modifiée de V_1 , ce point de fonctionnement limite est D. Il correspond à une perte de charge $r_3 q^2$ égale à ED et à une force aéromotrice de V_1 égale aussi à ED. Le volume débité par les ventilateurs V_1 et V_2 , en série, est OE. Dans le cas envisagé de constance de r_3 et V_1 , la réduction de la perte de charge $r_3 q^2$ de AC à ED et l'élévation de la force aéromotrice de AB à ED ont pu provenir, soit de l'augmentation des résistances des puits r_1 et r_2 (dans ce cas le point de fonctionnement du système est G), soit de l'abaissement de la courbe V_2 (dans ce cas le point de fonctionnement du système est H). Si, comme il est plus normal, les caractéristiques V_1 et V_2 et les résistances des puits r_1 et r_2 restent inchangées, le déplacement du point de fonctionnement limite, correspondant à l'équilibre des pressions entre puits, sera conditionné par la résistance r_3 du circuit 3 des travaux. Si celle-ci augmente, le point limite se déplacera vers la gauche, sur la courbe V_1 et sur la courbe $V_1 + V_2$, en corrélation avec une réduction du volume débité. Si cette résistance diminue, le point limite se déplacera vers la droite sur la courbe V_1 et sur la

courbe $V_1 + V_2$, en corrélation avec un accroissement du volume débité.

De toute façon, le point de fonctionnement limite, correspondant à l'équilibre des pressions, sera donné par la rencontre de la courbe $r_3 q^2$ des pertes de charges du circuit 3 des travaux et de la courbe V_1 caractéristique du ventilateur qui y est inséré. La région de V_1 , à droite du point limite, correspond à une surpression du puits d'entrée; la région de V_1 , à gauche de ce point, à une surpression du puits de retour.

Remarques.

1°) S'il y a surpression du puits d'entrée au niveau inférieur, à plus forte raison il y a surpression de ce puits aux niveaux supérieurs. Par exemple au niveau de retour BE (fig. 15), il y a chute de pression de B à H, dans le circuit 3. Cette chute de pression, égale à la perte de charge dans les circuits 2 et 3 en série, est donnée par l'ordonnée AK (fig. 16) de la courbe :

$$S \sum_{r_2}^{r_3} r q^2$$

formée par l'addition en série des courbes $r_2 q^2$ et $r_3 q^2$, ordonnée correspondant au volume OA passant dans les circuits. La courbe :

$$S \sum_{r_2}^{r_3} r q^2$$

étant au-dessus de $r_3 q^2$, ses ordonnées seront toujours plus grandes que celles de cette dernière. Les pertes de charges de B à H (fig. 15) seront donc toujours plus grandes que celles de C à H. Comme le relèvement de pression dû à V_1 est toujours égal à AB (fig. 16), on aura plus facilement $AK > AB$ que $AC > AB$. Il pourrait même se faire que :

$$AK > AB > AC,$$

si le point B de la caractéristique V_1 tombait entre K et C. Dans ce cas, il y aurait dépression du puits d'entrée au niveau inférieur d'entrée et surpression de ce puits au niveau supérieur de retour.

2°) Rappelons que l'aéragé naturel, provoquant une pression du puits d'entrée vers le puits de retour, est favorable à la surpression du puits d'entrée. Sur les diagrammes de la figure 16, cette constatation se traduit de la façon suivante; si h_n est l'aéragé naturel, nous l'ajoutons en série à :

$$V_1 + V_2$$

pour former la courbe :

$$V_1 + V_2 + h_n$$

des forces aéromotrices totales. Cette courbe rencontre la courbe :

$$S \sum_{r_1}^{r_3} r q^2$$

des pertes de charges totales en N' , correspondant à un débit :

$$OA' > OA.$$

Ce débit OA' provoque, dans le circuit 3, une chute de pression :

$$A'C' > AC.$$

Il correspond par contre à une pression motrice :

$$A'B' < AB$$

pour le ventilateur V_1 . L'inégalité $AC > AB$, nécessaire à l'obtention d'une surpression du puits d'entrée, est donc singulièrement renforcée du fait de l'aéragé naturel.

5°) L'action de l'aéragé naturel se développe dans un sens favorable à l'obtention de l'équilibre des pressions entre puits, dans le cas de la ventilation souterraine unique. Malheureusement, cette action est très instable et fort variable dans le temps. On peut se demander s'il n'est pas possible de régulariser cette action en lui adjoignant une force aéromotrice complémentaire variable, produite par un ventilateur superficiel, de telle façon que la somme des deux forces aéromotrices variables (aéragé naturel et force aéromotrice superficielle) soit toujours constante et égale à la perte de charge des puits pour un débit constant, ce qui réaliserait un équilibre permanent des pressions entre puits au niveau inférieur, et ce, sans l'intermédiaire de relais mécanique, électrique ou pneumatique.

Remarquons tout d'abord que l'on peut énoncer la condition nécessaire à l'obtention de l'équilibre des pressions entre puits au niveau inférieur en utilisant la notion de force aéromotrice résiduelle, que nous avons définie au début comme étant l'excédent positif, nul ou négatif de force aéromotrice d'un ventilateur sur les pertes de charges du circuit dans lequel il est inséré.

Supposons un ventilateur unique au fond, inséré dans un circuit de travaux 3, en série avec le circuit 1 des puits. Traçons, sur la figure 17a, la courbe de sa force aéromotrice résiduelle E_r , par rapport à son circuit propre 3. Cette courbe représente, en fonction des débits q , l'évolution des pressions disponibles pour le circuit des puits 1. Nous voyons qu'elle comporte une partie positive, au-dessus de l'axe des q , et une partie négative, en dessous de cet axe.

Au point de rencontre C avec l'axe q , $E_r = 0$, ce qui signifie que la force aéromotrice du ventilateur équilibre exactement les pertes de charges de son circuit propre 3 et qu'il n'y a aucun excédent disponible pour le circuit des puits 1. En cas d'aéragé naturel nul, le point de fonctionnement du dispositif d'aéragé est donné par la rencontre de la courbe E_r avec la courbe $r_1 q^2$ des pertes de charges du circuit des puits 1. Ce point est B. Il correspond à un débit OA et à une perte de charge AB dans le circuit 1, perte de charge compensée par l'excédent de même valeur de la force aéromotrice du ventilateur sur son circuit propre. Cette force aéromotrice dépasse donc, de AB, la perte de charge du circuit 3 des travaux; il y a par conséquent surpression du puits de retour, au niveau inférieur, égale à AB. Pour qu'il y ait équilibre des pressions entre puits au fond, il faut que la perte de charge du circuit 3 soit égale à la force aéromotrice, c'est-à-dire que $E_r = 0$, ce qui est réalisé au point C, correspondant au débit OC. Mais ce débit OC, passant dans le circuit des puits 1, provoque une perte de charge CD.

Pour compenser cette perte de charge, on ne dispose pas d'excédent de force aéromotrice du ventilateur. On ne peut trouver une compensation que par l'aéragé naturel et pour une valeur $h_n = CD$ de celui-ci. Pour cette valeur de h_n , la courbe des forces aéromotrices totales disponibles pour le circuit 1 des puits est $E_r + h_n$ et il y a équilibre des pressions au fond entre puits. Si l'aéragé naturel augmente et atteint h'_n , la courbe des forces aéromotrices totales disponibles pour 1 devient :

$$E_r + h'_n.$$

Cette courbe rencontre la courbe $r_1 q^2$ en F, correspondant à un débit OE et à une perte de charge EF dans le circuit 1 des puits. On constate ici un déficit EG de force aéromotrice pour le circuit 3 des travaux. Cela signifie que la perte de pression dans ce circuit est supérieure de FG au relèvement de pression provoqué par le ventilateur. Le fonds du puits d'entrée d'air est donc en surpression de EG par rapport au fond du puits de retour. La force aéromotrice d'appoint $h'_n = EG$ compense, pour une fraction EG, l'insuffisance de pression motrice du ventilateur dans son circuit propre et, pour la fraction EF, la perte de charge occasionnée dans le circuit des puits 1 par le passage du débit OE. Par contre, si l'aéragé naturel est réduit à la valeur $h''_n = IJ$, la courbe des forces aéromotrices totales disponibles pour 1 devient :

$$E_r + h''_n.$$

Cette courbe, par sa rencontre avec $r_1 q^2$, détermine le point J de fonctionnement du système, correspondant au débit OH. Ce débit OH occasionne dans le circuit 1 des puits une perte de charge HJ compensée, pour HI, par l'excédent de force aéromotrice du ventilateur sur son circuit propre, disponible pour le débit OH et, pour $IJ = h''_n$, par l'aéragé naturel. Comme la force aéromotrice du ventilateur est supérieure de HI à la perte de pression dans son circuit 3, il y a excédent de relèvement de pression par rapport à la perte, dans ce circuit, et le puits de retour d'air est en surpression de HI sur le puits d'entrée, au niveau inférieur.

Si l'on pouvait séparer l'action de l'aéragé naturel de celle de la pression motrice du ventilateur et si les deux puits avaient une même résistivité sur toute leur profondeur, on pourrait déterminer, sur le diagramme 17a, la profondeur du point d'équilibre des pressions entre puits. En effet, dans ce cas, la perte de pression dans les puits serait proportionnelle à la profondeur.

Si nous figurons le puits par HJ, H étant le fond et J la surface, nous voyons que la pression motrice, égale à la perte de charge, de valeur HJ au fond en H, diminue progressivement pour atteindre une valeur nulle à la surface en J. En I, la pression motrice n'est plus que de IJ, la fraction HI de la pression maxima initiale HJ étant absorbée. Or, cette fraction HI représente l'excédent de force aéromotrice du ventilateur sur les pertes de charges de son circuit, c'est-à-dire la surpression du puits de retour au niveau inférieur H. Au niveau I, cette surpression est annulée et il y a équilibre des pressions entre puits. Au-dessus de I, jusqu'à la surface en J, la perte de charge des puits est compensée par l'aéragé naturel seul et le puits

d'entrée est en surpression. Or, le point I, pour l'aéragé naturel h''_n , donnant la courbe $E_r + h''_n$, qui fournit par sa rencontre avec $r_1 q^2$ le point de fonctionnement J, est situé sur E_r à une distance de $r_1 q^2 IJ = h''_n$.

On pourrait donc dire qu'entre les points de fonctionnement correspondant à l'aéragé naturel nul (B) et à l'aéragé naturel donnant l'équilibre des pressions entre puits au fond (D), le lieu géométrique de la profondeur du point d'équilibre des pressions entre puits est la courbe E_r , pour des valeurs de l'aéragé naturel variant de O à h_n . Pour le point D, le point d'équilibre est au fond en C (profondeur du puits figurée par CD). Pour le point B, le point d'équilibre est à la surface en B (profondeur du puits figurée par AB). Pour une valeur h''_n de l'aéragé naturel, comprise entre O et h_n , le point d'équilibre est en I, à une profondeur égale à :

$$\frac{IJ}{HJ} \times \text{profondeur des puits en mètres.}$$

Remarquons cependant que ces considérations sont toutes théoriques. Il est extrêmement rare en effet que les puits aient une résistivité identique et constante sur toute leur profondeur. En outre, l'action de l'aéragé naturel ne peut être dissociée de celle de la pression motrice résiduelle du ventilateur. Le tirage naturel varie d'ailleurs avec la profondeur et est, de plus, fonction de nombreux facteurs de perturbation locaux.

Voyons maintenant si l'on peut maintenir automatiquement constante la somme des forces aéromotrices d'appoint destinées à compenser des pertes de charges constantes, occasionnées par le passage d'un volume d'air dans le circuit des puits.

Nous avons dit que l'équilibre des pressions entre puits, au niveau inférieur, était réalisé par l'égalité des pertes de charges du circuit des travaux 3 et de la force aéromotrice du ventilateur souterrain. Cet état est obtenu au point nul C de la courbe E_r de la force aéromotrice résiduelle du

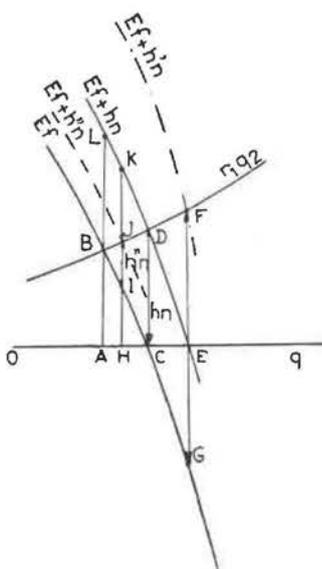


Fig. 17a.

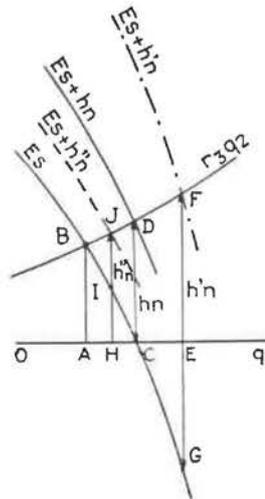


Fig. 17b.

ventilateur, disponible pour le circuit 1 des puits. Pour ce point, le débit est OC et la perte de charge du circuit collecteur 1 est CD. Il faut donc disposer en permanence d'une force aéromotrice de même valeur pour maintenir constant l'équilibre des pressions entre puits au niveau inférieur. Cette force aéromotrice sera fournie par l'aéragé naturel et un ventilateur superficiel, dont nous allons déterminer la caractéristique.

La courbe $r_1 q^2$ étant invariable et le point de fonctionnement du système, en équilibre de pression, devant être D, correspondant à un volume OC, il faut que la courbe des forces aéromotrices totales soit toujours $E_r + h_n$. Si h_n diminue et devient égal à h''_n par exemple, il faut ajouter à la courbe $E_r + h''_n$ une pression motrice complémentaire superficielle V_s telle que :

$$E_r + h''_n + V_s = E_r + h_n.$$

D'où :

$$V_s = h_n - h''_n = JK.$$

Si l'aéragé naturel est nul, il faut ajouter à E_r une force V_s telle que :

$$E_r + V_s = E_r + h_n.$$

D'où :

$$V_s = h_n = BL.$$

Quand l'aéragé naturel atteint h_n , on devra avoir :

$$E_r + h_n + V_s = E_r + h_n.$$

D'où :

$$V_s = 0.$$

En fait, entre les limites d'aéragé naturel nul et d'aéragé naturel optimum, h_n , correspondant à l'équilibre des pressions, la caractéristique débit-pression du ventilateur superficiel d'appoint doit être figurée par la courbe $E_r + h_n$, rapportée à la courbe $r_1 q^2$ prise comme abscisse. L'axe des abscisses qui nous intéresse sera donc BJD et la caractéristique du ventilateur superficiel DKL. Pour le point D de pression nulle de cette caractéristique, le débit sera OC. Pour les points K et L, ce débit devrait également être OC. Il sera en réalité inférieur à OC, la caractéristique n'étant pas verticale, mais en fait il s'écartera peu de OC, si l'on a soin de choisir un type de ventilateur à caractéristique très redressée dans sa partie inférieure. Il y aura toujours ainsi, automatiquement, de la part du ventilateur de surface, fourniture d'un appoint de pression motrice approprié, tel que l'aéragé naturel du moment, augmenté de cet appoint, sera toujours à peu près constant et approximativement égal à la perte de charge des puits, quasi constante également, puisque le débit sera très peu variable.

On objectera que, la résistance de la mine variant dans le temps avec la situation des travaux, la courbe E_r subira de ce fait des modifications qui entraîneront un déplacement du point de fonctionnement optimum, correspondant à l'équilibre des pressions entre puits, et par conséquent un défaut d'adaptation de la caractéristique du ventilateur superficiel au nouveau régime. Cette objection n'est pas dénuée de fondement. Toutefois, on doit noter que des variations importantes et brusques de la résistance de la mine ne se produisent pas avec une grande fréquence. De plus, en ayant re-

cours aux ventilateurs hélicoïdes, tant au fond qu'à la surface, on peut obtenir les modifications adéquates des caractéristiques en agissant sur le nombre de pales de l'hélice, ce qui permet de maintenir des débits presque constants pour une gamme variée de valeurs de la pression motrice.

Pour en terminer avec la question du rôle de l'aérage naturel dans les différences de pression entre puits, il ne nous paraît pas dénué d'intérêt d'illustrer par des diagrammes l'influence discordante de l'aérage naturel sur le régime des pressions relatives entre puits, selon que le ventilateur est placé au fond ou à la surface. Nous reprendrons, pour ce faire, le diagramme 17a relatif au ventilateur au fond et nous établirons le diagramme 17b, relatif au ventilateur à la surface. Afin de mettre en relief ces discordances, nous avons adopté pour le ventilateur de surface une caractéristique débit-pression identique à celle du ventilateur souterrain et une résistance du circuit 3 des travaux égale à celle du circuit 1 des puits.

Dans le diagramme 17b, la courbe E_s est la courbe des forces aéromotrices résiduelles du ventilateur de surface sur les pertes de charges de son circuit propre, en l'occurrence le circuit 1 des puits. Cette courbe E_s est identique à la courbe E_f du diagramme 17b, représentant la courbe de force aéromotrice résiduelle du ventilateur du fond sur son circuit 3. En l'absence d'aérage naturel, le point de fonctionnement du système d'aérage par ventilateur superficiel sera donné par B, point de rencontre de la courbe E_s avec la courbe $r_3 q^2$ des pertes de charges des travaux. Le volume débité est OA. L'excédent de pression motrice du ventilateur sur la perte de charge de son circuit 1 est AB. Cet excédent constitue la force aéromotrice du circuit 3 des travaux. Il y a donc une différence de pression positive égale à AB entre la borne d'entrée du circuit 3 et la borne de retour de ce même circuit. Le puits d'entrée d'air est donc en surpression de AB par rapport au puits de retour. Pour des valeurs croissantes h''_n , h_n , h'_n de l'aérage naturel, en série avec la force aéromotrice du ventilateur, la courbe E_s devient respectivement $E_s + h''_n$, $E_s + h_n$, $E_s + h'_n$ et les points de fonctionnement, obtenus par la rencontre de ces courbes avec $r_3 q^2$, deviennent J, D, F. A ces points correspondent les débits respectifs OH, OC, OE et les pertes de charges HJ, CD, EF dans le circuit 3 des travaux. Ces pertes de charges donnent la valeur de la surpression du puits d'entrée au niveau inférieur pour les différents régimes d'aérage naturel.

On voit que la surpression du puits d'entrée au fond augmente avec l'aérage naturel. Cette surpression est minimum au fond et elle augmente au fur et à mesure que la profondeur diminue, jusqu'à atteindre la force aéromotrice totale du ventilateur à proximité de la surface, tandis qu'avec le ventilateur souterrain, une surpression éventuelle du puits de retour diminue du fond à la surface, pour être nulle à ce dernier endroit.

En résumé, on peut établir la comparaison suivante entre la ventilation souterraine et la ventilation superficielle, pour différentes valeurs crois-

santes de l'aérage naturel, en se référant aux diagrammes 17a et 17b.

Aérage naturel	Ventilation souterraine	Ventilation superficielle
O	surpression puits retour = AB	surpression puits d'entrée = AB
h''_n	surpression puits retour = HI	surpression puits d'entrée = HJ
h_n	égalité de pression entre puits	surpression puits d'entrée = CD
h'_n	surpression puits d'entrée = EG	surpression puits d'entrée = EF

V. — COUPLAGE D'UN VENTILATEUR PRINCIPAL DE SURFACE, EN SERIE AVEC UN VENTILATEUR AUXILIAIRE PLACE DANS UN CIRCUIT EN PARALLELE AVEC D'AUTRES CIRCUITS

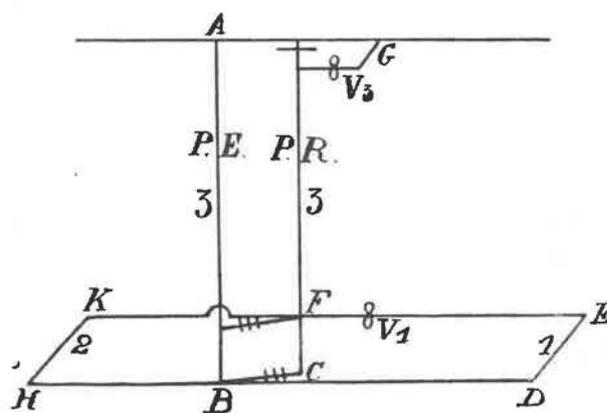


Fig. 18.

Le cas peut être schématisé par le croquis de la figure 18, deux quartiers, formant circuit 1 et 2, reliés aux puits formant circuit 3, en série avec le groupe parallèle 1-2. Un ventilateur V_1 travaille sur le seul circuit 1 et sur le circuit 3. Le ventilateur de surface V_3 travaille sur l'ensemble.

Les diagrammes de couplage des deux ventilateurs sont donnés à la figure 19. Dans la partie positive des h et des q , nous traçons la courbe $r_1 q^2$ des pertes de charges dans le circuit 1, les courbes V_1 et V_3 de débit-pression des ventilateurs V_1 et V_3 , la courbe $r_3 q^2$ des pertes de charges du circuit collecteur 3.

Nous établirons par points la courbe de force aéromotrice résiduelle E_1 du ventilateur V_1 . On sait que cette courbe est constituée par la différence des ordonnées de V_1 et $r_1 q^2$. Les valeurs de cette courbe sont positives jusqu'au volume OA, déterminé par le point de rencontre B de V_1 et $r_1 q^2$. Pour des volumes supérieurs à OA, les valeurs de E_1 sont négatives. Dans la région des h négatifs et q positifs, nous traçons la courbe $r_2 q^2$ des pertes de charges dans le circuit 2. Nous associons en parallèle, dans cette région des h négatifs, les courbes $r_2 q^2$ et E_1 , ce qui nous fournit, à partir de A, la courbe : $E_1 + r_2 q^2$, qui donne les pressions

en fonction des débits dans le groupe parallèle 1-2. Nous associons ensuite en série la courbe $E_1 + r_2 q^2$ et la courbe V_3 . A droite du point A, les ordonnées de $E_1 + r_2 q^2$ étant négatives, la courbe résultant de l'association en série de $E_1 + r_2 q^2$ avec V_3 sera obtenue en soustrayant des ordonnées de V_3 les ordonnées de $E_1 + r_2 q^2$, ce qui donne la courbe :

$$V_3 - (E_1 + r_2 q^2),$$

qui représente la courbe des pressions motrices disponibles pour le circuit collecteur 3, commun à 1 et 2. La rencontre de la courbe $r_3 q^2$ des pertes de charges de ce circuit 3 avec la courbe $V_3 - (E_1 + r_2 q^2)$ donne le point C de fonctionnement du système d'aérage. Ce point correspond à un volume OD passant dans la mine. Ce volume est débité par le ventilateur V_3 , sous la pression DF. La part DC de cette pression sert à compenser les pertes de charges provoquées par le passage du volume OD dans le circuit 3. La part restante CF = DG de la pression DF sert à compenser les pertes de charges provoquées par le passage du volume OD dans le groupe parallèle 1-2. DG est donc la différence de potentiel pneumatique aux bornes communes des chantiers 1 et 2, en parallèle. Du volume total OD = KG, le volume KI passe dans le circuit 2, dépourvu de ventilateur auxiliaire, et le

volume IG = KH passe dans le circuit 1, muni du ventilateur V_1 . Ce ventilateur débite, dans son circuit, le volume KH = OM, sous la pression MN. Pour ce débit OM, la perte de charge dans le circuit 1 est MP, supérieure de NP à la force motrice MN du ventilateur V_1 . L'appoint de force motrice NP, nécessaire pour faire passer le débit OM dans le circuit 1, est fourni par le ventilateur V_3 en série avec V_1 . On a, en effet :

$$NP = MH = DG.$$

Envisageons maintenant ce qui se passe à gauche du point A, correspondant aux valeurs positives de la courbe de force aéromotrice résiduelle E_1 du ventilateur V_1 . Pour l'association en parallèle des courbes E_1 et $r_2 q^2$ dans cette région, nous tracerons la courbe $r_2 q^2$ dans la région des h positifs et des q négatifs. Nous soustrairons des abscisses de E_1 les abscisses correspondantes de $r_2 q^2$ et nous obtenons la courbe :

$$E_1 - r_2 q^2,$$

à gauche de A, dans la région des h et des q positifs. Nous combinerons ensuite, en série, les courbes $E_1 - r_2 q^2$ et V_3 , en ajoutant aux ordonnées de V_3 , à partir du point L (correspondant à A) et vers la gauche, les ordonnées de $E_1 - r_2 q^2$; nous obtenons la courbe :

$$V_3 + E_1 - r_2 q^2.$$

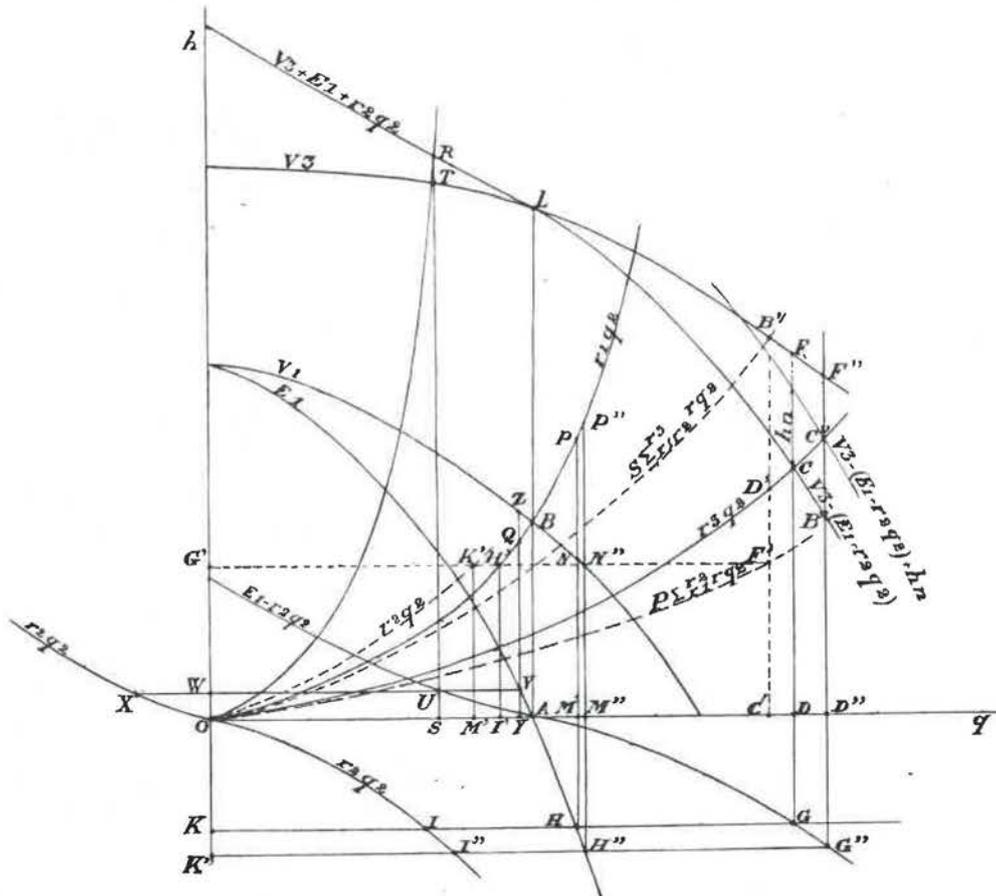


Figure 19

Fig. 19.

Si le circuit 3, au lieu d'une résistance r_3 , avait une résistance r'_3 beaucoup plus grande, la rencontre de $r'_3 q^2$ et de $V_3 + E_1 - r_2 q^2$, donnant le point de fonctionnement du système d'aérage, se ferait en R, à gauche de L. Au point R correspond le débit OS du ventilateur de surface V_3 . Ce dernier donne, pour ce débit, une force aéromotrice ST. Pour vaincre les pertes de charges SR provoquées par le passage de OS dans le circuit 3 de résistance r'_3 , on voit que cette force aéromotrice ST est insuffisante. Il faut y ajouter un appoint RT = SU (ordonnée de $E_1 - r_1 q^2$ pour OS). C'est donc la force aéromotrice résiduelle positive de V_1 qui constitue cet appoint. Au point U de la courbe $E_1 - r_1 q^2$ correspondent, pour une même ordonnée, le point V sur la courbe E_1 et le point X sur la courbe $r_2 q^2$ de la région des h positifs et des q négatifs.

Le point V correspond au volume OY, débité par le ventilateur V_1 dans le circuit 1, sous une pression motrice YZ. On voit que cette pression motrice YZ est supérieure à la perte de charge YQ provoquée par le passage du volume OY dans le circuit 1. L'excédent de force aéromotrice ZQ = YV = SU compense l'insuffisance de pression motrice de V_3 . Cet état de fait a pour conséquence que la chute de pression YQ de la borne amont à la borne aval du circuit 1 est plus que compensée par le relèvement de pression YZ, dû au ventilateur V_1 . Il en résulte que la borne d'aval est à une pression supérieure de QZ = YV à la pression de la borne amont. Or, les bornes du circuit 1 sont communes aux bornes du circuit 2, ces deux circuits étant en parallèle.

Il en résulte que, dans ce circuit 2, l'air va s'écouler de la borne théorique d'aval vers la borne théorique d'amont, donc en sens inverse de l'aérage normal, sous l'effet d'une différence de potentiel pneumatique YV. Le renversement du courant d'air dans le circuit 2 aura, sous l'influence de la pression YV, une intensité WX. Le processus de la ventilation sera donc le suivant : le ventilateur V_1 débitera dans son circuit 1 le volume OY = WV. A l'extrémité aval du circuit, commune aux circuits 1 et 2, une partie UV = WX de ce volume circulera dans le circuit 2 en sens inverse de l'aérage normal et rentrera, à la borne d'amont commune aux deux circuits, dans le circuit 1, suivant un cycle continu. Seule, la partie restante WU = OS du volume OY circulera dans le circuit commun 3 et sera aspirée par le ventilateur de surface V_3 .

On voit ainsi que, lorsqu'on place un ventilateur souterrain dans un chantier en parallèle avec d'autres chantiers, ce ventilateur travaillant en série avec le ventilateur de surface, la condition nécessaire et suffisante pour qu'il n'y ait pas renversement d'aérage dans les chantiers dépourvus de ventilateurs est que le dispositif de ventilation fonctionne dans la partie négative de la courbe de force aéromotrice résiduelle du ventilateur auxiliaire. Autrement dit, il faut que la perte de charge du circuit muni du ventilateur auxiliaire soit supérieure à la force aéromotrice développée par ce dernier.

Remarques.

1°) Nous pouvons examiner quelles modifications le placement du ventilateur V_1 dans le circuit 1 a provoquées dans le régime de la ventilation. Traçons dans la région des h et des q positifs la courbe $r_2 q^2$ des pertes de charges dans le circuit 2. Associons en parallèle les courbes $r_1 q^2$ et $r_2 q^2$, ce qui nous donne la courbe :

$$P \sum_{r_1}^{r_2} r q^2$$

Associons en série avec cette dernière courbe la courbe $r_3 q^2$ des pertes de charges dans le circuit 3. Nous obtenons la courbe :

$$S \sum_{r_1 r_2}^{r_3} r q^2$$

Le point de rencontre B' de cette courbe avec la courbe V_3 donne le point de fonctionnement du ventilateur. Celui-ci débite un volume OC' sous une pression motrice C'B'. Le volume OC' passe dans le circuit 3, collecteur de 1 et 2. La pression C'B' est utilisée comme suit : la partie C'D' compense les pertes de charges dans le circuit 3 collecteur. La partie restante D'B' = C'F' compense les pertes de charges du groupe parallèle 1-2, en série avec 3. Sous l'action de cette force motrice C'F', appliquée aux bornes communes de 1 et 2, il passe, dans 1, un débit G'H' = OI' et, dans 2, un débit H'F' = G'K' = OM'.

Après placement du ventilateur, la situation est la suivante :

débit total OD > OC'. Pression motrice de V_3 : DF < C'B'
 débit dans 1: OM > OI' } Différence de potentiel
 débit dans 2: KI < OM' } aux bornes communes
 de 1 et 2: OK < OG'.

Il y a donc eu accroissement du débit dans 1 et diminution dans 2.

2°) Nous pouvons, à priori, déterminer les caractéristiques du ventilateur auxiliaire que nous devons placer dans un chantier pour obtenir un débit déterminé, sans abaisser le débit des autres chantiers en dessous d'un minimum donné.

Reprenons le schéma de la figure 18 et les diagrammes de la figure 19. Nous disposons des courbes $r_1 q^2$, $r_2 q^2$, $r_3 q^2$ et V_3 . Nous tracerons, dans la région des q positifs et des h négatifs, la courbe $r_2 q^2$. Le volume minimum imposé pour ce chantier étant KI, nous en déduisons que nous devons disposer, aux bornes communes, d'une force aéromotrice OK. D'autre part, nous assignant un volume OM = KH pour le circuit 1, nous pouvons trouver le point H de la courbe E_1 à la rencontre de KH et de MH et déterminer le point G de la courbe $E_1 + r_2 q^2$ en ajoutant KI à KH. En soustrayant DG de DF (ordonnée de V_3), nous devons trouver le point C sur la courbe $r_3 q^2$ de telle façon que FC = DG. Il en sera rarement ainsi. Nous devons donc procéder par tâtonnements, en déplaçant le point G suivant une horizontale (modifi-

cation du débit imposé dans 1) ou suivant la verticale (modification du débit imposé dans 2) ou suivant une orientation quelconque (modification des débits imposés dans 1 et 2). Si la chose est nécessaire, nous agirons sur la courbe V_3 en modifiant la vitesse du ventilateur V_3 . Ayant réalisé l'égalité $FC = DG$, nous tracerons la verticale HP , passant par M , fixant le débit OM de 1. La rencontre de cette verticale avec $r_1 q^2$ donnera la perte de charges MP du circuit 1 pour le débit OM . Soustrayant MH de MP à partir de P , nous obtiendrons le point N de la caractéristique de V_1 . Nous saurons ainsi que, pour les conditions imposées, nous devons placer un ventilateur auxiliaire qui débite le volume OM sous la pression MN . Il appartiendra alors au constructeur de fournir le ventilateur adéquat.

Prenons, comme cas d'application pratique, le schéma des deux quartiers 1 et 2, en parallèle, reliés en série avec les puits formant circuit 3. Le débit du quartier 1 est $14 \text{ m}^3/\text{sec}$ sous une pression motrice de 43 mm d'eau. Le débit du quartier 2 est $18 \text{ m}^3/\text{sec}$, sous la même pression motrice. Le débit dans le puits est $32 \text{ m}^3/\text{sec}$, pour une pression de 110 mm au ventilateur. La perte de charge des puits est donc, pour ce volume, $110 - 43 = 67 \text{ mm}$. Les éléments ci-avant nous permettent de dresser,

Nous désirons obtenir, dans le quartier 1, un débit de $20 \text{ m}^3/\text{sec}$ au lieu de $14 \text{ m}^3/\text{sec}$. Le débit de $18 \text{ m}^3/\text{sec}$ du quartier 2 peut être quelque peu abaissé sans inconvénient. Ayant tracé la courbe $r_2 q^2$ dans la région des h négatifs et des q positifs, nous trouvons, après quelques tâtonnements, que le volume de $15 \text{ m}^3/\text{sec}$ dans le quartier 2 permet d'obtenir une solution convenable du problème. Au volume de $15 \text{ m}^3/\text{sec}$ correspond, dans 2, une perte de charge de 30 mm d'eau. Traçant l'horizontale -30 mm et la verticale correspondant à un débit de $20 + 15 = 35 \text{ m}^3/\text{sec}$, nous constatons que, pour ce volume total, la différence entre V et $r_3 q^2$ est justement de $108 - 78 = 30 \text{ mm}$. Il nous restera donc à élever la verticale passant par le débit $20 \text{ m}^3/\text{sec}$. Cette verticale rencontre la courbe $r_1 q^2$ au point d'ordonnée 82 mm , qui représente la perte de charge provoquée dans le circuit 1 par le passage de $20 \text{ m}^3/\text{sec}$. Cette perte de charge est compensée en partie, pour 30 mm , par l'excédent de pression motrice du ventilateur de surface sur le circuit des puits. Le reste doit être équilibré par la pression motrice du ventilateur auxiliaire souterrain qui devra être, pour $20 \text{ m}^3/\text{sec}$, $82 - 30 = 52 \text{ mm}$. Le ventilateur auxiliaire devra donc donner, pour un point de sa caractéristique, $20 \text{ m}^3/\text{sec}$ sous 52 mm de pression.

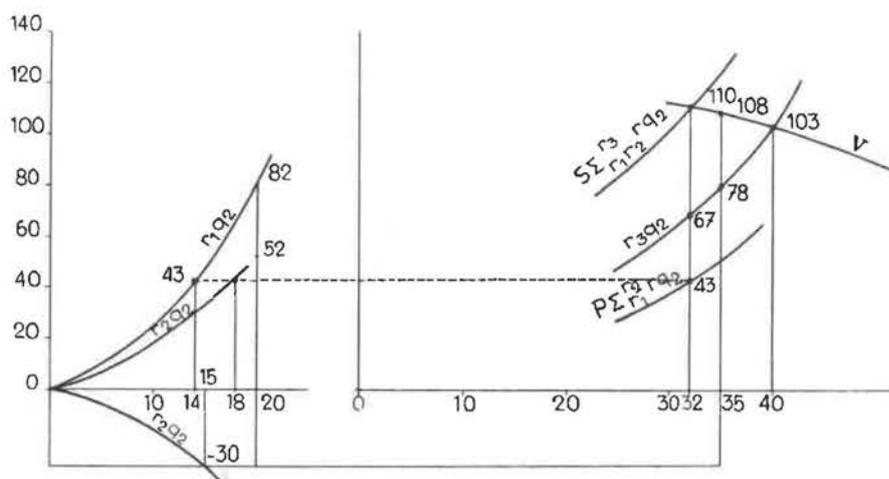


Fig. 20.

à la figure 20, les diagrammes de la ventilation. Connaissant r_1, r_2, r_3 , nous tracerons les courbes $r_1 q^2$ et $r_2 q^2$ que nous associerons en parallèle suivant :

$$P \sum \frac{r_2}{r_1} r q^2$$

courbe à laquelle nous ajouterons, en série, $r_3 q^2$, ce qui nous donnera finalement la courbe :

$$S \sum \frac{r_3}{r_1 r_2} r q^2$$

des pertes de charges totales de la mine. Cette courbe rencontre la courbe débit pression du ventilateur V au point de coordonnée 110 mm d'eau — $32 \text{ m}^3/\text{sec}$.

On voit que, tant qu'il y aura un excédent positif de force aéromotrice du ventilateur superficiel sur les pertes de charges de son circuit propre, c'est-à-dire les puits, on pourra obtenir des débits plus élevés dans le circuit 1, au détriment du circuit 2, sans provoquer de renversement d'aéragé dans le circuit 2. La limite est déterminée par le point de rencontre $r_3 q^2$ et V , de coordonnée $103 \text{ mm} - 40 \text{ m}^3/\text{sec}$. Pour ce point, il passe $40 \text{ m}^3/\text{sec}$ dans le quartier 1 et dans les puits et le débit dans le quartier 2 est nul, puisqu'il n'y a aucune différence de potentiel pneumatique entre ses bornes, attendu que la force aéromotrice du ventilateur superficiel équilibre exactement la perte de charge des puits et que, par conséquent, la force aéromotrice du ventilateur auxiliaire inséré dans le circuit 1 équilibre également la perte de charge provoquée par le passage de $40 \text{ m}^3/\text{sec}$ dans

son circuit. Ce débit correspondra pour le ventilateur auxiliaire du chantier 1 au point d'ordonnée nulle de sa courbe résiduelle de force aéromotrice, déplacée sur l'axe des débits jusqu'à sa position limite maxima. La sécurité de marche du dispositif d'aérage ne peut donc être obtenue que pour des points de fonctionnement correspondant, sur la courbe débit-pression du ventilateur de surface, à des points situés à gauche du point de rencontre de cette courbe avec la courbe des pertes de charges des puits.

3°) Il y a lieu de noter ici encore l'influence favorable de l'aérage naturel. S'il existe, dans le diagramme figure 19, un tirage naturel h_n , nous devons ajouter une ordonnée égale à h_n , à la courbe :

$$V_3 - (E_1 + r_2 q^2),$$

ce qui nous donnera la courbe totale de force aéromotrice disponible pour le circuit commun :

$$V_3 - (E_1 + r_2 q^2) + h_n.$$

Cette courbe rencontre la courbe $r_3 q^2$ en C'' (au lieu de C sans aérage naturel). Ce point correspond au débit OD'' (plus grand que OD). Pour ce débit, la perte de charge dans le circuit 3 des puits est D''C''. La pression motrice du ventilateur de surface est D''F''. Il y a un excédent C''F'' qui, ajouté à C''B'' = h_n , donne une valeur D''G'', pour la force aéromotrice disponible aux bornes du groupe parallèle 1-2. Cette force aéromotrice donne un débit de K''I'' (plus grand que KI) dans le circuit libre 2 et un débit K''H'' (plus grand que KH) dans le circuit 1, pourvu du ventilateur auxiliaire. Ce débit K''H'' = OM'' provoque une perte de charge M''P'' dans le circuit 1. Cette perte de charge est équilibrée en partie par la force aéromotrice M''N'' du ventilateur auxiliaire et, pour le reste, par la force aéromotrice N''P'' = M''H'', disponible aux bornes communes des deux circuits et provenant du ventilateur de surface et de l'aérage naturel.

L'action de l'aérage naturel a pour résultat de rendre plus étendue la zone de fonctionnement normal du dispositif d'aérage, dans laquelle il n'y a pas à craindre de renversement d'aérage dans les chantiers non munis de ventilateurs auxiliaires. Le tirage naturel rend même possible le fonctionnement normal d'un dispositif d'aérage tel que celui envisagé ici, comprenant des circuits libres et des circuits pourvus de ventilateurs auxiliaires, avec ventilateur superficiel, en cas d'arrêt de ce dernier, pourvu que cette force aéromotrice naturelle atteigne une certaine valeur, que nous déterminerons ci-après.

Reprenons à la figure 21 les diagrammes de la figure 19, sans y faire intervenir le ventilateur superficiel V_3 . Nous tracerons les courbes suivantes : dans la région des q et des h positifs, V_1 = courbe débit-pression du ventilateur auxiliaire inséré dans le circuit 1.

$r_1 q^2$ = courbe des pertes de charges du circuit 1;

$r_3 q^2$ = courbe des pertes de charges du circuit 3 commun;

E_1 = courbe des forces aéromotrices résiduelles du ventilateur auxiliaire $V_1 = (V_1 - r_1 q^2)$. Cette courbe est prolongée dans sa partie négative, dans la région des h négatifs et des q positifs.

Dans cette même région, nous avons tracé la courbe $r_2 q^2$ des pertes de charges du circuit libre 2 et, dans la région des h positifs et des q négatifs, cette même courbe $r_2 q^2$.

Nous associons en parallèle E_1 et $r_2 q^2$ pour former la courbe :

$$E_1 + r_2 q^2 \text{ (partie négative)}$$

ou :

$$E_1 - r_2 q^2 \text{ (partie positive).}$$

Cette courbe représente la force aéromotrice résiduelle disponible ou exigée pour le circuit commun des puits 3. Cette courbe rencontre la courbe $r_3 q^2$ au point C, correspondant au débit OD = GC pour le circuit commun, au débit GF pour le circuit 1 et au débit GH (sens du courant d'air inversé) pour le circuit 2. Le débit GF dans le circuit 1 avec ventilateur est fourni sous une pression motrice IJ. Il occasionne une perte de charge IK, inférieure de JK = IF à la force aéromotrice. Cet excédent IF constitue une différence de potentiel aux bornes du circuit 2, communes aux circuits 1 et 2. La perte de pression dans le circuit 1 (IK) étant inférieure au relèvement de celle-ci (IJ) par le ventilateur, la borne théorique d'aval est à plus forte pression que la borne théorique d'amont et il circule dans le circuit 2, sous cette différence de pression (IF) inversée, un courant d'air GH de sens opposé au sens normal. Du débit GF circulant dans le circuit 1, seule la partie GC circule dans les puits, la partie GH rentrant dans le circuit 2 par le retour d'air théorique en formant ainsi un circuit fermé sur lui-même.

Si l'on dispose d'un aérage naturel h_n , égal à la perte de charge AB du circuit 3 pour un débit OA passant dans les puits et dans le circuit 1 et correspondant pour le ventilateur V_1 au point d'ordonnée nulle de sa courbe de force aéromotrice résiduelle ($V_1 = r_1 q^2 = AL$), nous voyons qu'il y aura un débit nul dans le circuit 2 et un débit OA dans les circuits 1 et 3 des puits. La force aéromotrice de V_1 compensera exactement la perte de charge $r_1 q^2$ dans le circuit 1 (bornes communes à 1 et 2 au même potentiel) et l'aérage naturel $h_n = AB$ compensera exactement la perte de charge $r_3 q^2$ du circuit 3 des puits.

Si l'aérage naturel a une valeur h'_n (inférieure à h_n), nous obtiendrons la force aéromotrice résiduelle totale, disponible pour le circuit commun 3 en ajoutant la valeur de h'_n à la courbe $E_1 \pm r_2 q^2$. Nous obtiendrons ainsi la courbe :

$$E_1 \pm r_2 q^2 + h'_n.$$

Cette courbe rencontre la courbe $r_3 q^2$ des pertes de charges du circuit commun 3 en C', qui est le point de fonctionnement du dispositif d'aérage. Le point C' correspond au débit OD' = G'E dans le circuit des puits 3. Le passage de ce débit dans 3 occasionne une perte de charge D'C', qui est

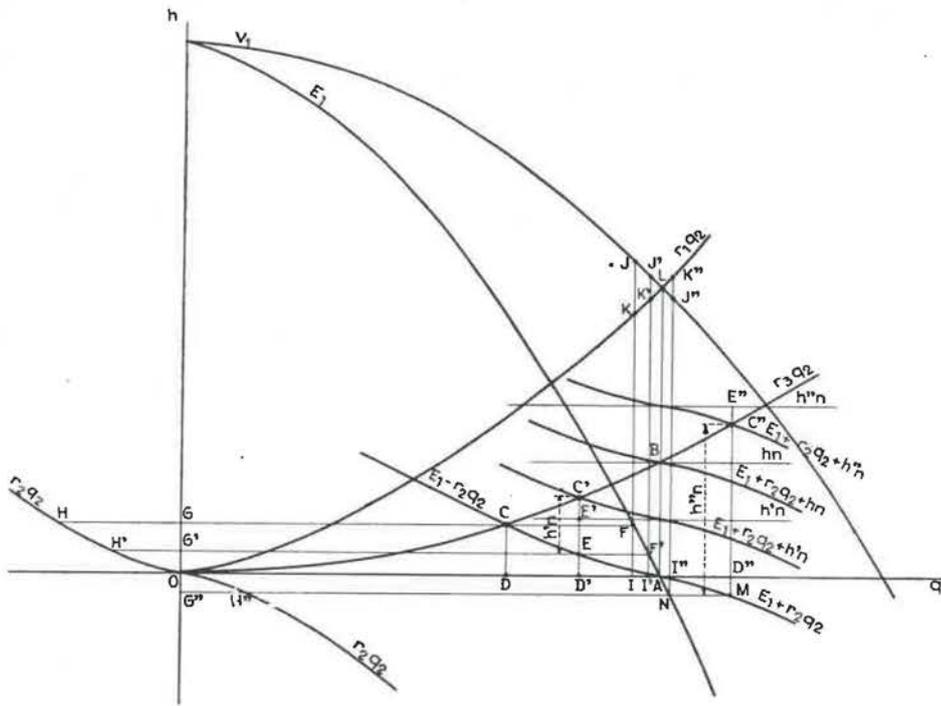


Fig. 21.

compensée pour la fraction EC' par h''_n et pour la fraction $D'E$ par la force aéromotrice résiduelle du ventilateur V_1 , disponible pour le circuit commun. En effet :

$$D'E = I'F' = K'J' = I'J' - I'K' = V_1 - r_1 q^2.$$

Comme la perte de pression dans le circuit 1 pour le débit OI' ($I'K'$) est plus faible que le relèvement de pression provoqué par le ventilateur ($I'J'$), la borne théorique d'aval de 1, commune à 2, est à plus forte pression que la borne théorique d'amont, également commune à 2. Il y a donc renversement du courant d'air dans 2, sous l'action de la différence de pression $I'F' = D'E$. Ce renversement a une intensité $G'H'$. La répartition des courants d'air est donc la suivante : un débit $G'E$ d'air frais descend par le puits d'entrée. A la borne commune d'amont des deux quartiers, le débit d'air frais $G'E$ s'ajoute au débit d'air vicié $G'H'$, ayant parcouru le circuit 2 en sens inverse du sens normal; le débit total $H'E = G'F'$ passe en sens normal dans le circuit 1. A la borne commune d'aval des deux quartiers, le débit total se scinde en deux parties : le volume $G'E$ remonte par le puits de retour; le volume $G'H'$ emprunte le circuit 2, qu'il parcourt en sens inverse du sens normal.

Si l'aéragé naturel a une valeur h''_n (supérieure à h_n), nous obtiendrons également la force aéromotrice résiduelle totale, disponible pour le circuit commun 3, en ajoutant la valeur de h''_n à la courbe $E_1 \pm r_2 q^2$. Nous obtiendrons ainsi la courbe :

$$E_1 \pm r_2 q^2 + h''_n.$$

Cette courbe rencontre la courbe des pertes de charges $r_3 q^2$ du circuit commun 3 en C'' , qui est le point de fonctionnement du dispositif d'aéragé.

Le point C'' correspond au débit $OD'' = G''M$ dans le circuit commun 3. Le passage de ce débit dans 3 occasionne une perte de charge $D''C''$, qui est compensée entièrement par l'aéragé naturel :

$$h''_n = D''E''.$$

Il reste un solde positif de force aéromotrice naturelle $C''E'' = D''M$, disponible pour les circuits parallèles 1-2, en série avec 3. Sous l'action de cette force aéromotrice, il passe un débit $G''H''$ en sens normal dans le circuit 2. L'action de cette pression, conjuguée à celle du ventilateur V_1 , fait passer dans le circuit 1 le volume $G''N = OI''$. En effet, pour ce volume OI'' , la perte de charge de 1 est $I''K''$, compensée pour $I''J''$ par la force aéromotrice de V_1 et pour $J''K'' = NI''$ par le reliquat de force aéromotrice naturelle due à h''_n .

On voit par ces quelques exemples qu'une situation normale peut être maintenue, dans le cas envisagé, même en cas d'arrêt du ventilateur de surface, grâce à l'aéragé naturel. Il suffit que la valeur de ce dernier soit supérieure à la valeur de la perte de charge des puits pour un débit égal au débit du ventilateur souterrain auxiliaire, correspondant à l'équivalence de la force aéromotrice et de la perte de charge du circuit dans lequel il est inséré (point d'ordonnée nulle de la courbe de force aéromotrice résiduelle). Dans ce cas en effet, suivant le principe général énoncé antérieurement, la perte de pression dans ce circuit est supérieure au relèvement de pression provoqué par le ventilateur et la différence de potentiel aux bornes communes des deux circuits en parallèle est de signe normal. Cette différence de potentiel est fournie par l'excédent de l'aéragé naturel sur la perte de charge des puits.

**VI. — COUPLAGE
D'UN VENTILATEUR PRINCIPAL
DE SURFACE EN SERIE
AVEC PLUSIEURS VENTILATEURS DU FOND,
PLACES DANS DES CIRCUITS
GROUPES EN PARALLELE**

Le cas peut être schématisé par la même disposition des circuits que celle indiquée à la figure 18, un ventilateur V_2 étant en plus inséré dans le circuit 2 et travaillant en parallèle avec le ventilateur V_1 du circuit 1, les deux ventilateurs débitant en série avec le ventilateur de surface V_3 .

Nous disposons des éléments habituels suivants :

Figure 22a. — Courbes des pertes de charges $r_1 q^2$ du circuit 1 et débit-pression V_1 ; à l'aide de ces courbes, nous pouvons construire, suivant la méthode indiquée précédemment, la courbe E_1 des forces aéromotrices résiduelles de V_1 , affectées au circuit 3.

Figure 22b. — Courbes des pertes de charges $r_2 q^2$ du circuit 2 et débit-pression V_2 du ventilateur V_2 ; nous déduisons la courbe E_2 des forces aéromotrices résiduelles de V_2 , affectées au circuit 3.

Figure 22c. — Courbes des pertes de charges $r_3 q^2$ du circuit collecteur 3 et débit-pression V_3 du ventilateur V_3 de surface. Traçons, sur la figure 22c, la courbe d'association en parallèle des forces aéromotrices résiduelles E_1 et E_2 . Cette courbe comporte des valeurs négatives pour des débits supérieurs à OA, correspondant à l'ordonnée nulle de E_1 et de E_2 . Pour des volumes inférieurs à OF, correspondant à l'ordonnée maxima OC de E_1 (volume nul pour cette courbe), la courbe des forces aéromotrices résiduelles associées en parallèle sera obtenue, ainsi que nous l'avons vu précédemment, en déduisant des abscisses de E_2 les abscisses correspondantes de $r_1 q^2$, tracée dans la région des q négatifs à partir du point C sur la figure 22a. La courbe totale des forces aéromotrices résiduelles comporte donc trois parties : partie négative, à droite de A, partie positive en association stable de V_1 et V_2 , entre A et D, et partie instable de courant d'air renversé dans 1, à gauche de D.

Nous combinerons en série, sur la figure 22c, la courbe des forces aéromotrices résiduelles et la courbe V_3 , en ajoutant algébriquement leurs ordonnées. Nous obtiendrons la courbe :

$$V_3 - (E_1 + E_2)$$

à droite de B (correspondant à A), la courbe :

$$V_3 + (E_1 + E_2)$$

entre B et G (correspondant à A et D) et la courbe :

$$V_3 + (E_2 - r_1 q^2)$$

à gauche de G. Ces courbes donnent les valeurs de la force aéromotrice disponible pour le circuit collecteur 3, en série avec le groupe parallèle 1-2. La rencontre de cette courbe avec la courbe $r_3 q^2$ des pertes de charges de ce circuit fournit le point de fonctionnement H du système d'aérage. Le volume OI passe dans le circuit 3, aspiré par le ventilateur V_3 . Ce ventilateur donne pour OI une pression motrice IJ. La partie IH de IJ compense les pertes de charges du circuit 3 pour le volume OI. La partie restante HJ = IK constitue un complément de pression motrice pour le groupe paral-

lèle 1-2, en série avec 3. L'ordonnée IK, ramenée sur les figures 22a et 22b, donne les points de fonctionnement des ventilateurs V_1 et V_2 . En effet, l'ordonnée négative IK = OL correspond, sur les courbes E_1 et E_2 , respectivement aux points M et N. Le point M donne, pour V_1 , un débit OP et une pression motrice PS. Ce débit OP passant dans le circuit 1, provoque la perte de charge PR. Cette perte de charge est compensée par la force aéromotrice PS de V_1 et par l'appoint :

$$SR = PM = IK = HJ,$$

fourni par V_3 . Le point N donne, pour V_2 , un débit OQ et une pression motrice QU. Ce débit OQ, passant dans le circuit 2, provoque la perte de charge QT. Cette perte de charge est compensée par la force aéromotrice QU de V_2 et par l'appoint $TU = QN = IK = HJ$, fourni par V_3 .

Les débits OP du circuit 1 et OQ du circuit 2 s'ajoutent dans le circuit 3 pour donner le volume total OI passant dans ce circuit. On voit que le puits d'entrée d'air est en surpression car les forces aéromotrices de V_1 et V_2 , qui relèvent la pression dans les circuits 1 et 2, sont inférieures aux pertes de charges qui en provoquent la chute. La borne d'amont commune des deux circuits (fond du puits d'entrée) est à une pression supérieure à celle de la borne d'aval, commune également aux deux circuits (niveau de retour d'air du puits de retour ou fond de ce puits puisqu'il ne passe théoriquement pas d'air entre les niveaux d'entrée et de retour dans ce puits). La surpression de la borne d'amont est égale à :

$$OL = PM = QN = IK = HJ.$$

Elle correspond à l'excès de pression motrice IJ de V_3 sur la perte de charge IH du circuit 3, pour le volume total OI passant dans le circuit 3. Cette situation existera lorsque le système d'aérage fonctionnera dans la partie négative des forces aéromotrices résiduelles E_1 et E_2 .

La situation serait différente si, par exemple, la résistance du circuit 3 étant $r'_3 > r_3$, la courbe des pertes de charges $r'_3 q^2$ rencontrait en H' la courbe des forces aéromotrices totales disponibles pour ce circuit à gauche du point B. Ce point de fonctionnement donne un débit OI' et une perte de charge IH' dans le circuit 3. Le ventilateur V_3 , débitant OI', donne une pression motrice I'J', inférieure de J'H' à la perte de charge IH'. Cette insuffisance doit être comblée par l'appoint I'K' fourni par les ventilateurs V_1 et V_2 . En reportant l'ordonnée positive I'K' = OL' sur les figures 22a et 22b, on trouve sur E_1 et E_2 respectivement les points M' et N'. Ces points correspondent respectivement dans 1 et 2 à des débits OP' et OQ' pour des pressions motrices P'S' et Q'U' et à des pertes de charges P'R' et Q'T'. On voit que les pertes de charges de 1 et 2 sont inférieures aux pressions motrices de V_1 et V_2 de $S'R' = P'M' = Q'N' = T'U' = K'T' = J'H'$. La chute de pression de la borne d'amont à la borne d'aval, bornes communes aux deux circuits 1 et 2, est donc inférieure au relèvement de pression provoqué par les ventilateurs V_1 et V_2 . La borne d'aval est à une pression supérieure à la borne d'amont; il y a donc surpression du puits de retour au fond, par rapport au puits d'entrée.

Figure 22

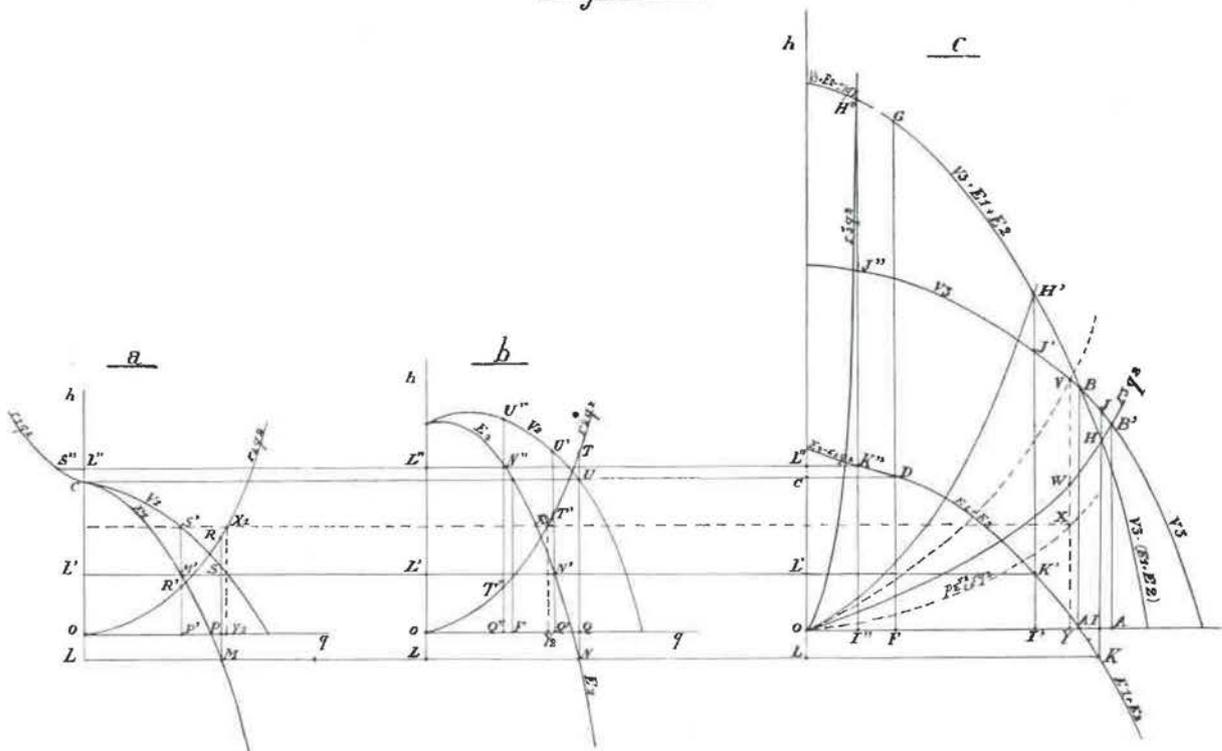


Fig. 22.

Cette situation existera lorsque le système d'aé-
rage fonctionnera dans la partie positive des forces
aéromotrices résiduelles E_1 et E_2 , en deçà du point
d'association stable, déterminé par l'ordonnée maxi-
ma de la courbe E_1 ou V_1 .

Si la résistance r_3 du circuit 3 était telle que
la courbe $r_3 q^2$ coupât la courbe des forces mo-
trices disponibles pour le circuit collecteur en H'' ,
par exemple à gauche du point G limite d'asso-
ciation stable, il y aurait renversement du cour-
ant d'air dans le circuit 1. En effet, dans ce cas, le
point de fonctionnement du système d'aé-
rage est en H'' , correspondant au débit OI'' dans le circuit
3 collecteur. Ce débit est aspiré par le ventilateur V_3
qui donne une pression $I'J'$. Celle-ci est inférieure
de $J'H''$ à la perte de charge $I'H''$ provoquée dans
ce circuit 3 par le passage de OI'' . Ce complément :

$$J'H'' = I'K''$$

est fourni par le ventilateur V_2 . Si nous reportons
 $I'K'' = OL''$ sur les diagrammes 22a et 22b, nous
voyons que cette ordonnée correspond à N'' sur la
courbe E_2 . Le ventilateur V_2 fournit le débit OQ''
sous la pression $Q''U''$.

La perte de charge du circuit 2 pour le volume
 OQ'' est $Q''T''$. Il reste un excédent de pression
motrice $T''U'' = Q''N'' = I'K'' = J'H''$, qui fait
l'appoint de la pression motrice $I'J'$ de V_3 pour
compenser les pertes de charges $I'H''$ du circuit 3.
La chute de pression dans le circuit 2 est $Q''T''$. Le
relèvement de pression dû au ventilateur est $Q''U''$.
Il y a donc une surpression $U''T'' = Q''N'' = OL''$
à la borne d'aval par rapport à la borne d'amont.
Ces bornes sont communes aux circuits 2 et 1.
Dans ce dernier, l'élévation maxima de pression

dû au ventilateur V_1 est OC , correspondant à un
débit nul. OC est inférieur de CL'' à la surpres-
sion OL'' de la borne aval. Il en résulte que l'aval du
ventilateur V_1 est à une pression inférieure de CL''
à la borne aval commune à 1 et 2. L'air va donc
s'écouler, dans 1, en sens inverse de l'aé-
rage normal, sous l'action de la différence de pression
 CL'' . Pour cette différence de pression, le diagramme
figure 22a montre que le volume qui passera en
sens inverse dans 1 est $S'L''$. La situation sera donc
la suivante : dans le circuit 2, le volume d'air
débité par le ventilateur V_2 est $OQ'' = L''N''$. A
la borne aval commune à 1 et 2 (niveau de retour
dans le puits de retour), ce volume se divise; le
volume $S'L''$ s'écoule en sens inverse au sens nor-
mal dans le circuit 1 et rentre dans le circuit 2 à
la borne amont commune aux deux circuits (niveau
d'entrée dans le puits d'entrée d'air). Le volume
restant $L''K''$ (d'après la construction de la courbe
 $E_2 - r_1 q^2$), égal à OI'' , passe dans le circuit 3 et
est aspiré par le ventilateur V_3 à la surface.

En résumé, le système fonctionnera en asso-
ciation stable dans la partie du diagramme à droite
du point correspondant à l'ordonnée maxima de la
force aéromotrice résiduelle du ventilateur le plus
faible, du point de vue des pressions motrices. A
gauche de ce point, il y aura renversement du
courant d'air dans le circuit correspondant à ce
ventilateur. Dans la zone d'association stable, il y
aura surpression ou dépression du puits d'entrée
d'air selon que le système fonctionne sur la partie
négative ou sur la partie positive des courbes de
force aéromotrice résiduelle, autrement dit selon que
les forces aéromotrices des ventilateurs souterrains
seront inférieures ou supérieures aux pertes de

charges créées dans leurs circuits respectifs par le débit d'air qui y circule.

Remarques.

1°) Nous pouvons examiner quelle serait la situation de l'aérage si le ventilateur de surface fonctionnait seul dans le réseau formé des circuits 1-2, en parallèle, associés en série avec le circuit 3.

Nous associons en parallèle, sur le diagramme figure 22c, les courbes $r_1 q^2$ du diagramme 22a et $r_2 q^2$ du diagramme 22b. Nous obtiendrons la courbe :

$$P \sum_{r_1}^{r_2} r q^2$$

Nous associerons en série, sur le même diagramme figure 22c, les courbes :

$$P \sum_{r_1}^{r_2} r q^2$$

et $r_3 q^2$. Nous obtiendrons la

courbe :

$$S \sum_{r_1 r_2}^{r_3} r q^2$$

représentative des pertes de charges totales de la mine. Cette courbe rencontre la courbe débit-pression de V_3 en V, point de fonctionnement du système d'aérage.

Le ventilateur débite le volume OY sous la pression YV. Cette pression compense les pertes de charges YW du circuit 3 et les pertes de charges WV = XY du groupe parallèle 1-2. En reportant XY sur les diagrammes figure 22a et figure 22b, nous trouvons qu'il y correspond respectivement pour les courbes des pertes de charges $r_1 q^2$ et $r_2 q^2$, les pertes de charges $X_1 Y_1$ et $X_2 Y_2$ et les débits OY_1 et OY_2 avec, en raison du mode de construction des diagrammes figure 22c :

$$OY_1 + OY_2 = OY.$$

Par rapport au système d'aérage obtenu, après placement des ventilateurs V_1 V_2 dans les circuits 1 et 2, nous trouvons les différences suivantes :

	Sans ventilateurs auxiliaires	Avec ventilateurs auxiliaires	Comparaison
Débit total aspiré par V_3	OY	OI	OI > OY
Débit dans circuit 1	OY ₁	OP	OY ₁ > OP
Débit dans circuit 2	OY ₂	OQ	OQ > OY ₂

Il y a donc accroissement du débit dans 2 et diminution dans 1.

2°) Nous pouvons, à priori, déterminer les caractéristiques des ventilateurs auxiliaires à placer dans des chantiers pour y obtenir des débits déterminés.

Reprenons les diagrammes de la figure 22. Nous disposons des courbes $r_1 q^2$ (fig. 22a), $r_2 q^2$ (figure 22b), $r_3 q^2$ et V_3 (fig. 22c). Supposons que nous nous assignons des volumes OP dans 1 et OQ dans 2. Nous ajoutons OP et OQ sur l'axe des q de la figure 22c. Nous obtenons le point I, définissant le volume total OI qui passera dans le collecteur 3. La verticale tracée par I nous donnera la perte de charge IH du circuit collecteur 3 et la pression motrice IJ du ventilateur V_3 . La différence IJ — IH représentera le surcroît de force aéromotrice disponible pour le groupe parallèle 1-2. Nous porterons JH en IK et nous tracerons sur les trois figures 22 la parallèle à l'axe des q ayant cette ordonnée. Les points de rencontre de cette parallèle avec les verticales menées par Q (figure 22b) et par P (fig. 22a) nous donnent les points N et M des courbes E_2 et E_1 .

La rencontre des verticales susdites avec les courbes $r_2 q^2$ et $r_1 q^2$ nous donne les points T et R, correspondant aux pertes de charges QT et PR pour les débits OQ et OP. En soustrayant des ordonnées QT et PR, à partir de T et de R, l'ordonnée QN = PM, on obtient les points de fonctionnement U et S des ventilateurs 2 et 1. On devra donc commander des ventilateurs V_2 et V_1 répondant aux données suivantes :

Pour V_2 : débit OQ sous une pression motrice QU;
Pour V_1 : débit OP sous une pression motrice PS.

Il y a lieu de noter que, si l'on veut réaliser une surpression permanente du puits d'entrée d'air jusqu'au niveau inférieur, on ne doit pas demander

au régime de ventilation un volume total passant dans le circuit collecteur 3, supérieur à OA', correspondant au point B' d'équilibre des pertes de charges de ce circuit et de la pression motrice du ventilateur V_3 , défini par la rencontre des courbes $r_3 q^2$ et V_3 . En effet, pour des volumes supérieurs à OA', les pertes de charges du circuit collecteur 3 sont supérieures à la pression motrice de V_3 . L'appoint de pression motrice nécessaire pour équilibrer $r_3 q^2$ et V_3 doit être fourni par les ventilateurs du fond. Ceux-ci doivent donc fournir une force aéromotrice résiduelle positive, c'est-à-dire que leur force aéromotrice propre doit être plus grande que les pertes de charge de leurs circuits respectifs. Le relèvement de pression d'une borne à l'autre de ces circuits est donc plus grand que la chute de pression et il y a surpression du puits de retour d'air. En somme, pour que le régime fonctionne avec surpression du puits d'entrée d'air, il faut que le point de fonctionnement du ventilateur de surface soit situé sur la courbe caractéristique de celui-ci, à gauche (ou au-dessus) du point de rencontre de cette caractéristique avec la courbe des pertes de charges du circuit collecteur.

Reprenons, à titre d'application pratique, le cas des circuits faisant l'objet des diagrammes de la figure 20, mais en imposant les débits suivants : 30 m³/sec dans le circuit 1 (au lieu des 20 m³/sec imposés), 20 m³/sec dans le circuit 2 (au lieu des 15 m³/sec admis). Nous tracerons à la figure 23, comme à la figure 20, les courbes $r_1 q^2$, $r_2 q^2$, $r_3 q^2$ et V. Le total des débits demandés, soit 30 + 20 = 50 m³/sec, dépasse le débit maximum de 40 m³/sec, pour lequel la force aéromotrice du ventilateur de surface V est égale à la perte de charge du circuit commun 3. Pour 50 m³/sec dans ce circuit, la perte de charge correspondante est 160 mm d'eau.

Pour ce même débit, la force aéromotrice du ventilateur de surface V n'est que de 84 mm d'eau. Il est donc nécessaire de disposer, pour le circuit 3, d'un supplément de pression motrice de $160 - 84 = 76$ mm d'eau. Ce supplément doit être fourni par la

des deux quartiers avec la seule réserve que, pour un débit global supérieur à $40 \text{ m}^3/\text{sec}$, le puits de retour d'air est en surpression, si l'on ne tient pas compte de l'aérage naturel.

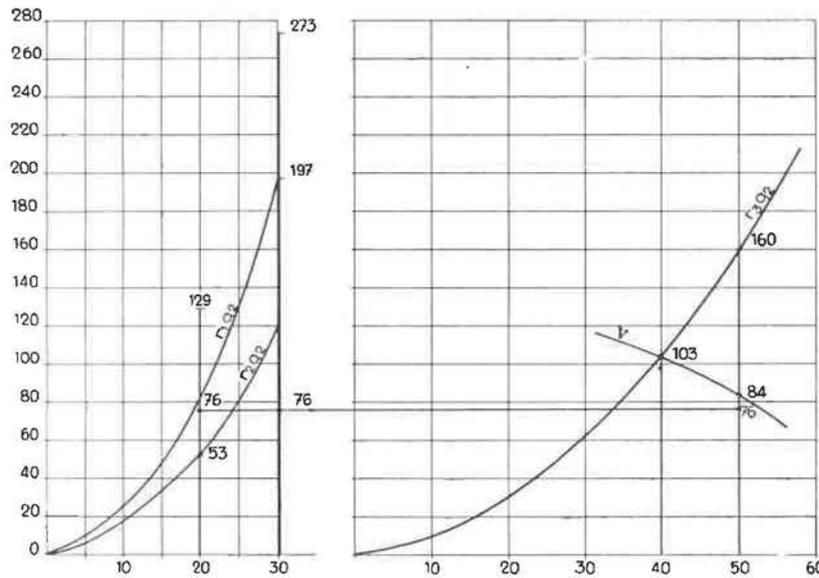


Fig. 25.

force aéromotrice résiduelle des deux ventilateurs auxiliaires des circuits 1 et 2 sur les pertes de charges de ces circuits. Nous tracerons donc la droite d'ordonnée 76 mm sur les deux parties du diagramme; le passage d'un volume de $20 \text{ m}^3/\text{sec}$ dans le circuit 2 exige une force aéromotrice de 53 mm pour compenser la perte de charge de ce circuit. Il faut y ajouter 76 mm, nécessaires comme appoint au circuit 3, en série avec 2. La force aéromotrice du ventilateur à insérer dans 2, pour un débit de $20 \text{ m}^3/\text{sec}$ dans ce quartier, sera $53 + 76 = 129$ mm. Dans le circuit 1, un volume de $30 \text{ m}^3/\text{sec}$ occasionne une perte de charge de 197 mm d'eau, qui doit être compensée par la force aéromotrice du ventilateur auxiliaire à y insérer. Celle-ci devra donc être égale à 197 mm (circuit propre) plus 76 mm (appoint pour le circuit commun 3), soit au total 273 mm d'eau.

On voit que le puits de retour d'air sera en surpression au fond de 76 mm, si l'on néglige l'influence éventuelle de l'aérage naturel. La surpression du puits d'entrée ne pourrait être obtenue que pour un débit total des deux circuits inférieur à $40 \text{ m}^3/\text{sec}$.

Remarquons que, dans le cas de la figure 20, où l'aérage du seul circuit 1 était influencé directement par un ventilateur auxiliaire, le circuit 2 étant libre, la solution n'a pu être obtenue que par tâtonnements, sous la double condition de consentir une réduction du débit dans le circuit libre 2 et de ne pas dépasser un débit global de $40 \text{ m}^3/\text{sec}$ dans les deux circuits. En insérant un ventilateur auxiliaire dans chacun des circuits, nous pouvons obtenir n'importe quel débit imposé dans chacun

VII. — COUPLAGE D'UN VENTILATEUR PRINCIPAL SOUTERRAIN, EN SERIE AVEC DEUX VENTILATEURS DE SURFACE PLACES SUR DEUX Puits DE RETOUR D'AIR DISTINCTS

Le cas est figuré par le schéma de la figure 24. Les diagrammes de fonctionnement (fig. 25) du régime d'aérage se construisent exactement de la même façon que dans le cas précédent. Nous avons encore :

Figure 25a :

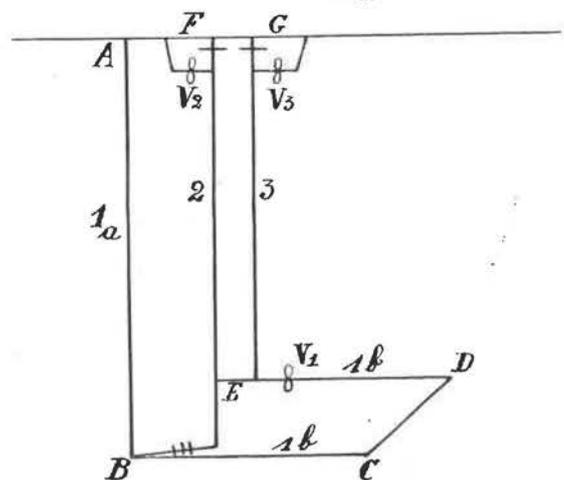


Fig. 24.

- V_2 = caractéristique du ventilateur V_2 ;
 - $r_2 q^2$ = courbe des pertes de charges dans le circuit 2;
 - E_2 = courbe de force aéromotrice résiduelle de V_2 .
- Figure 25b :
- V_3 = caractéristique du ventilateur V_3 ;
 - $r_3 q^2$ = courbe des pertes de charges dans le circuit 3;
 - E_3 = courbe de force aéromotrice résiduelle de V_3 .

- La zone à gauche de D est celle donnant lieu à renversement du courant d'air dans le circuit dérivé disposant de la force aéromotrice la moins élevée;
- $V_1 - (E_2 + E_3)$,
 $V_1 + (E_2 + E_3)$
 et $V_1 + (E_3 - r_2 q^2)$ = courbe des forces aéromotrices disponibles pour le circuit commun 1, obtenue par l'association en série des courbes V_1 et $E_2 + E_3$ (ou $E_3 - r_2 q^2$);

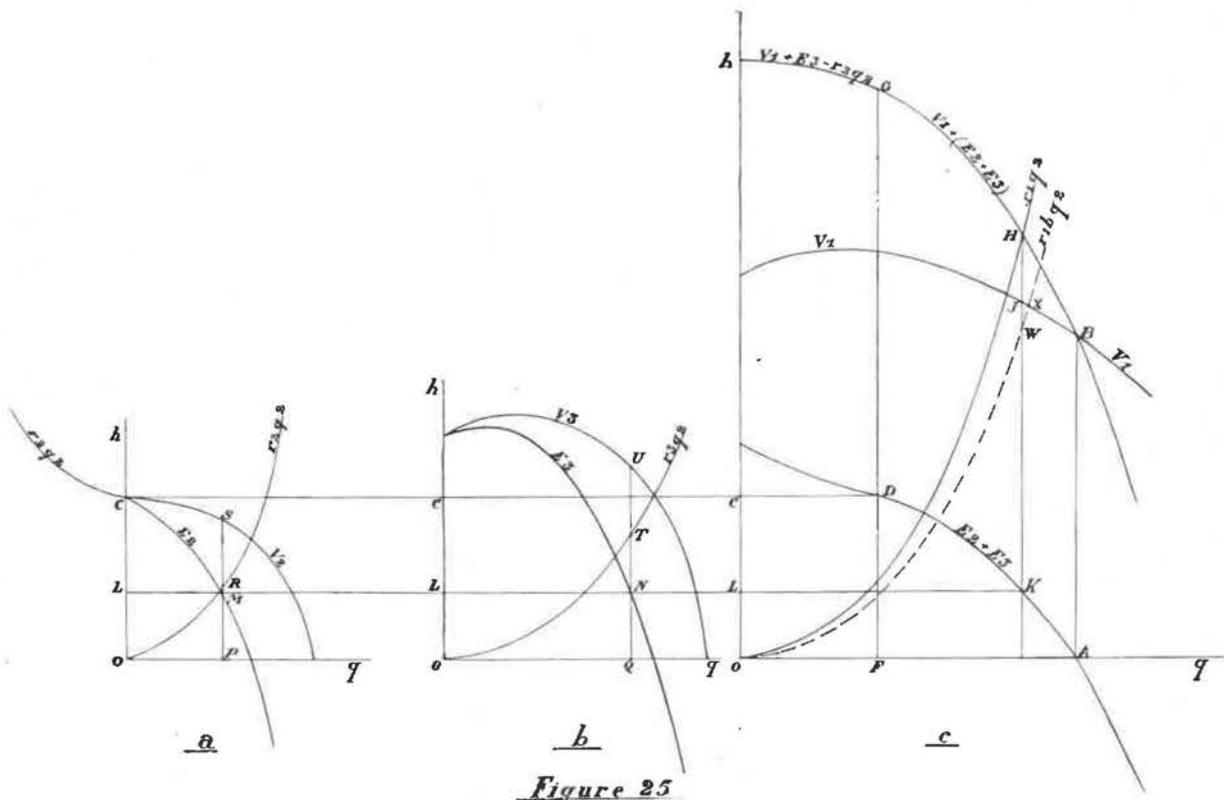


Figure 25
Fig. 25.

- Figure 25c :
- V_1 = caractéristique du ventilateur souterrain V_1 ;
 - $r_1 q^2$ = courbes des pertes de charges du circuit 1 total;
 - $E_2 + E_3$ et $E_3 - r_2 q^2$ = courbe des forces aéromotrices résiduelles E_1 et E_2 associées en parallèle comprenant, en association stable, une partie négative (à droite de A) et une partie positive (entre A et D).

- H = point de fonctionnement du système de ventilation à la rencontre de $r_1 q^2$ et $V_1 + (E_2 + E_3)$;
- OI = volume passant dans le circuit commun 1 et débité par V_1 ;
- IJ = pression motrice du ventilateur V_1 ;
- IH = perte de charge du circuit 1 pour le volume OI;
- HJ=IK=OL = déficit de force aéromotrice du ventilateur 1 pour compen-

	ser entièrement les pertes de charges du circuit 1. Ce déficit est comblé par l'appoint de même valeur pris sur les forces aéromotrices résiduelles de V_2 et V_3 ;
OP	= débit du ventilateur V_2 ;
OQ	= débit du ventilateur V_3 ;
PS	= force aéromotrice du ventilateur V_2 ;
QU	= force aéromotrice du ventilateur V_3 ;
PR	= perte de charge du circuit 2;
QT	= perte de charge du circuit 3;
RS=UT=PM=QN=OL=	excédent de force aéromotrice de V_2 et V_3 sur les pertes de charges de leur circuit respectif, formant l'appoint de la force aéromotrice de V_1 pour compenser les pertes de charges du circuit 1.

Une seule différence existe avec le cas traité au chapitre précédent. Ici, c'est le ventilateur qui travaille sur le circuit commun qui est au fond. Ce circuit commun se décompose en deux éléments en série (voir fig. 24) : le puits d'entrée AB (circuit 1a) et les travaux BCDE (circuit 1b). Pour obtenir surpression du puits d'entrée au niveau inférieur, il faut que la chute de pression entre B et E (fig. 24), due à la perte de charge dans les travaux (circuit 1b), soit plus grande que le relèvement de cette pression dû à la force aéromotrice du ventilateur V_1 . Si nous traçons la courbe des pertes de charges du circuit $r_{1b} q^2$ (en série avec 1a pour former le circuit 1), nous voyons que pour le volume OI passant dans le circuit 1 la chute de pression totale de ce circuit IH se décompose comme suit : dans le puits d'entrée 1a : HW; dans les travaux : 1b : WI. Or, WI, perte de charge de 1b ou chute de pression de B à E (fig. 24), est inférieure à IJ, relèvement de pression dû à la force aéromotrice de V_1 .

Le potentiel pneumatique de la borne E dépasse donc celui de la borne B de JW. Sous l'influence de cette différence de potentiel pneumatique, l'air soufflé en V_1 descendra en partie la zone neutre du puits de retour, sous E, et par les fuites des portes de la communication entre puits rentrera dans l'entrée de 1b en B. Pour que le fond du puits d'entrée soit en surpression, il faut que la perte de charge $r_{1b} q^2$ soit plus grande que V_1 . Il faut donc que le point de fonctionnement de V_1 soit à droite du point de rencontre de la courbe des pertes de charges du circuit des travaux $r_{1b} q^2$ et

de V_1 . Il faut noter toutefois que ce point de fonctionnement doit correspondre à une partie positive de la courbe $E_2 + E_3$. Sinon, la perte de charge totale du circuit 1 complet serait plus petite que la force aéromotrice de V_1 pour le même débit et il y aurait surpression du puits de retour.

VIII. — CONCLUSIONS

Le passage de l'air dans un circuit occasionne une perte de pression du fluide. Cette perte de pression est compensée par un relèvement de celle-ci, dû à l'action du ventilateur. Suivant le langage courant, nous avons dénommé perte de charge la perte de pression du circuit. La pression motrice développée par le ventilateur a été appelée force aéromotrice. La perte de charge d'un circuit varie comme le carré du débit qui y circule et suivant la résistance, invariable, de ce dernier. Son expression graphique en mm d'eau h, en fonction des débits q, est donc une parabole. La force aéromotrice d'un ventilateur est également fonction du débit engendré, mais la courbe qui représente graphiquement cette fonction n'est pas pratiquement susceptible d'expression analytique. On peut admettre que la perte de charge d'un circuit est égale à la force aéromotrice qui la compense. On en déduit que, sur un diagramme qh de coordonnées rectangulaires, le point de fonctionnement d'un dispositif d'aéragé comportant un circuit unique dans lequel est inséré un ventilateur est figuré par le point de rencontre des deux courbes précitées, l'ordonnée de ce point donnant la valeur de la perte de charge du circuit et de la force aéromotrice qui l'équilibre et son abscisse donnant le débit d'air correspondant.

En règle générale, les travaux souterrains des mines constituent des circuits associés en série-parallelé, un circuit étant défini par un réseau de galeries, tailles, etc..., dans lequel passe le même volume d'air, sous l'action d'une différence de potentiel pneumatique aux deux extrémités, constituant les bornes du circuit. Le schéma le plus simple est celui constitué de deux puits (entrée et retour d'air) en série avec deux quartiers groupés en parallèle. Les communications entre puits constituent également des circuits dérivés sur les circuits collecteurs des puits. Les courbes des pertes de charges des circuits en parallèle peuvent être rassemblées en une courbe unique, obtenue en ajoutant algébriquement leur abscisse (débit) pour une même ordonnée (pression). Lorsque les circuits sont associés en série, leurs courbes de pertes de charges peuvent être réunies en une courbe commune, obtenue en ajoutant leurs ordonnées respectives (pressions) pour une même abscisse (débit).

Il en est de même des courbes des forces aéromotrices de ventilateurs, associés en série dans un même circuit ou en parallèle dans des circuits distincts. Pour les ventilateurs en série, les ordonnées (pressions) s'ajoutent pour une même abscisse (volume). Pour les ventilateurs en parallèle, les abscisses (volumes) s'ajoutent pour une même ordonnée (pression). Lorsque des ventilateurs sont

insérés dans un réseau formé de circuits groupés en série parallèle, on n'associe pas les courbes des forces aéromotrices proprement dites des ventilateurs en parallèle, mais le solde, positif ou négatif, de leurs forces aéromotrices sur les pertes de charges des circuits dans lesquels ils sont insérés. Ce solde, que nous avons dénommé force aéromotrice résiduelle, exerce son action sur les circuits en série avec le groupe parallèle. Lorsque les circuits en série ne possèdent pas de force aéromotrice propre, la force aéromotrice résiduelle du groupe parallèle constitue la seule force aéromotrice des circuits en série. Elle doit dans ce cas être positive. Lorsqu'un ventilateur est inséré dans les circuits en série, la force aéromotrice résiduelle des circuits en parallèle forme appoint de la force aéromotrice propre des circuits en série, à laquelle elle s'ajoute en série si elle est positive. Lorsqu'elle est négative, cette force aéromotrice résiduelle doit être soustraite de la force aéromotrice propre des circuits en série, qui en est réduite d'autant.

L'aéragé naturel est une force aéromotrice au même titre que les forces aéromotrices produites par les ventilateurs. Cet aéragé naturel peut être considéré, pour l'ordre de grandeur habituel des volumes d'air en cause, comme indépendant du débit. Il sera donc représenté, sur le diagramme des débits-pressions, par une parallèle à l'axe des débits dont l'ordonnée aura sa valeur exprimée en mm d'eau. L'aéragé naturel s'ajoutera, en série, aux forces aéromotrices des circuits intéressés.

En application de ce qui précède, nous avons explicité quelques solutions de couplage de ventilateurs, en nous en tenant aux cas les plus courants et à des réseaux simplifiés afin de ne pas compliquer exagérément l'exposé. Les principes développés sont également d'application pour des cas plus complexes et des réseaux plus ramifiés. Il suffit de condenser les nombreux diagrammes, dont l'étude du problème donnerait lieu à établissement, en quelques diagrammes récapitulatifs, par le jeu des associations en série ou en parallèle, pour ramener le cas envisagé dans le cadre des cas traités dans la présente note.

Les cas courants examinés sont les suivants :

- 1) *Deux circuits en parallèle, influencés chacun par un ventilateur, en série avec un circuit libre, sans ventilateur.*

Les forces aéromotrices résiduelles des ventilateurs sont associées en parallèle. La courbe des forces aéromotrices résiduelles globales constitue la courbe de force aéromotrice disponible pour le circuit commun, en série avec les deux circuits parallèles. Le point de rencontre de cette courbe avec la courbe des pertes de charges de ce circuit commun est le point de fonctionnement du dispositif d'aéragé. L'association est stable pour des ordonnées de ce point, inférieures à l'ordonnée maxima de la courbe de force aéromotrice résiduelle du ventilateur le plus faible. Pour des ordonnées du point de fonctionnement supérieures à celle-ci, il y a renversement du courant d'air dans le circuit du ventilateur le plus faible. L'intensité du courant d'air

inversé peut être mesurée sur le diagramme. L'aéragé naturel étend la limite de la zone d'association stable.

- 2) *Un circuit unique avec un ventilateur au fond et un ventilateur de surface.*

Le circuit unique peut être décomposé en deux parties, en série : le circuit des puits et le circuit des travaux. Les courbes des pertes de charges de ces deux tronçons s'ajoutent en série pour former la courbe des pertes de charges totales du circuit. Les ventilateurs étant en série sur un circuit unique, leurs forces aéromotrices respectives s'ajoutent également en série. La rencontre de la courbe des pertes de charge totales du circuit avec la courbe de force aéromotrice totale donne le point de fonctionnement du dispositif.

Le puits d'entrée d'air sera en surpression sur toute sa hauteur, par rapport au puits de retour, si la perte de pression dans le circuit des travaux est supérieure au relèvement de cette même pression provoqué par le ventilateur souterrain. Il y aura donc surpression permanente et continue du puits d'entrée d'air lorsque le point de fonctionnement du ventilateur du fond sera situé, sur la courbe de force aéromotrice, en dessous (ou à droite) du point de rencontre de cette courbe avec la courbe de perte de charges des travaux.

L'aéragé naturel agit favorablement en ce qui concerne la surpression du puits d'entrée. En effet, son action provoque le renforcement du débit d'air circulant dans les travaux, d'où il résulte, par suite de l'allure divergente des courbes de perte de charge et de force aéromotrice, une augmentation des pertes de charges des travaux et une diminution de la pression motrice du ventilateur du fond, ce qui est favorable à la réalisation de la condition énoncée ci-avant pour l'obtention d'une surpression du puits d'entrée d'air.

L'égalité des pertes de charges des travaux et de la pression motrice du ventilateur du fond, qui conditionne l'équilibre des pressions entre puits, postule l'égalité des pertes de charges des puits et de la force aéromotrice globale affectée à ce tronçon du circuit, laquelle se compose de la force aéromotrice du ventilateur superficiel et de l'aéragé naturel, en série avec cette dernière. L'aéragé naturel étant essentiellement variable, il faudrait, pour obtenir un équilibre permanent des pressions entre puits, disposer d'une force aéromotrice superficielle variant en fonction de l'aéragé naturel et de telle manière que la somme de ces deux forces soit toujours une constante, égale à la perte de charge des puits pour le débit correspondant à l'égalité des pertes de charges des travaux et de la force aéromotrice du ventilateur souterrain. Du point de vue strictement théorique, il est impossible de réaliser intégralement ce desideratum, mais il n'est pas exclu que l'on puisse se rapprocher assez fort de l'objectif visé, en ayant recours à un type de ventilateur convenablement adapté, dont la caractéristique débit-pression serait très redressée dans sa partie inférieure.

- 3) *Deux circuits en parallèle, l'un influencé par un ventilateur, l'autre libre, en série avec un circuit influencé par un ventilateur superficiel.*

Les deux circuits du fond en parallèle ont leurs bornes communes. Pour qu'il n'y ait pas de renversement de courant d'air dans le circuit libre, il faut que la borne théorique d'aval soit à une pression moindre que la borne théorique d'amont. Ceci implique, pour le circuit influencé par un ventilateur, un excédent de la perte de pression dans ce circuit sur le relèvement de pression dû à la force aéromotrice du ventilateur. Le système doit donc être établi dans la partie négative de la courbe de force aéromotrice résiduelle du ventilateur sur la perte de charge de son circuit propre, laquelle partie négative figure, au diagramme, dans la zone des h (pressions) négatifs et des q (débits) positifs. Cette partie négative, qui doit être compensée par un excédent de la force aéromotrice du ventilateur superficiel sur les pertes de charges du circuit commun des puits, peut être assimilée à une perte de charge du circuit souterrain influencé. Pour pouvoir l'associer, en parallèle, avec les pertes de charges du circuit souterrain libre, il faut tracer la courbe de ces dernières dans la région des h négatifs et des q positifs.

La courbe totale, à ordonnées négatives, qui résulte de cette association sera déduite de la courbe de force aéromotrice du ventilateur superficiel. La courbe résultante constitue la force aéromotrice disponible pour le circuit commun des puits. Sa rencontre avec la courbe des pertes de charges de ce circuit donnera le point de fonctionnement du dispositif d'aéragé. On en déduira la pression motrice du ventilateur superficiel, le débit de ce dernier, égal au volume total passant dans les puits, la différence de pression aux bornes communes des deux circuits en parallèle, le débit dans le circuit libre, le débit dans le circuit influencé par le ventilateur auxiliaire souterrain et la pression motrice de ce dernier.

Si la force aéromotrice du ventilateur auxiliaire est supérieure à la perte de charge de son circuit propre, la borne théorique d'aval commune aux deux circuits parallèles sera à une pression supérieure à la borne théorique d'amont, également commune aux deux quartiers, et il y aura circulation d'air en sens inverse du sens normal dans le quartier libre du groupe parallèle. L'excès de force aéromotrice du ventilateur souterrain sur les pertes de charges de son circuit est caractérisé par la partie positive de la courbe de force aéromotrice résiduelle disponible pour le circuit commun. Cette courbe devant être associée en parallèle à la courbe des pertes de charges du circuit libre, dans lequel passe un courant d'air inversé, il faudra tracer, sur le diagramme, la courbe de ces pertes de charges dans la région des h (pressions) positifs et des q (débits) négatifs. La courbe totale à ordonnées positives, qui résulte de l'association en parallèle des deux courbes susdites, sera ajoutée à la courbe de force aéromotrice du ventilateur superficiel. La courbe résultante constituera la force aéromotrice disponible pour le circuit commun des puits. La

rencontre avec la courbe des pertes de charges de ce circuit donnera le point de fonctionnement du dispositif d'aéragé. On en déduira la pression motrice du ventilateur superficiel (inférieure à la perte de charge du circuit commun des puits), le débit du ventilateur superficiel (égal au volume d'air passant dans les puits), la différence de pression, positive, entre la borne théorique d'aval et la borne théorique d'amont des deux circuits en parallèle, le débit inversé dans le circuit libre, le débit dans le circuit influencé par le ventilateur souterrain et la pression motrice de ce dernier (supérieure à la perte de charge de son circuit propre).

On voit qu'il y aura circulation normale ou nulle de l'air dans le circuit libre lorsque la perte de charge dans le circuit influencé en parallèle avec lui sera respectivement plus grande ou égale à la force aéromotrice du ventilateur y inséré ou, ce qui revient au même, lorsque la perte de charge du circuit commun des puits, en série avec le groupe parallèle, sera respectivement plus petite ou égale à la force aéromotrice du ventilateur superficiel.

La limite de fonctionnement normal du dispositif d'aéragé est donc donnée par le point de rencontre de la courbe de force aéromotrice du ventilateur superficiel et de la courbe des pertes de charges du circuit commun des puits. La zone de fonctionnement normal est située à gauche (ou au-dessus) de ce point de rencontre, sur la courbe de force aéromotrice du ventilateur superficiel.

L'action de l'aéragé naturel, qui s'ajoute à la force aéromotrice du ventilateur superficiel, a pour résultat de rendre plus étendue la zone de fonctionnement normal de ce système d'aéragé. Le tirage naturel rend même possible un fonctionnement normal du système, en cas d'arrêt du ventilateur superficiel, pourvu que sa valeur dépasse la valeur de la perte de charge des puits pour un débit de ce circuit égal au débit du ventilateur souterrain auxiliaire, correspondant à l'équivalence de sa force aéromotrice et de la perte de charge de son circuit propre.

- 4) *Deux circuits en parallèle, influencés chacun par un ventilateur, en série avec un circuit influencé par un ventilateur superficiel.*

Nous devons encore construire, pour chacun des ventilateurs souterrains, la courbe de sa force aéromotrice résiduelle (excès ou défaut de sa force aéromotrice sur les pertes de charges de son circuit). L'association en parallèle de ces deux courbes fournira la courbe de force aéromotrice globale résiduelle du groupe parallèle (positive et négative), afférente au circuit commun des puits, en série avec le groupe. Cette dernière courbe, pour des ordonnées supérieures à l'ordonnée maxima de la courbe de force aéromotrice résiduelle du ventilateur le plus faible, sera obtenue en retranchant, des débits du ventilateur le plus fort, les débits du circuit à ventilateur le plus faible pour des ordonnées égales à la différence entre l'ordonnée considérée et l'ordonnée maxima de la courbe de force aéromotrice résiduelle de ce dernier ventilateur. L'association en série de la courbe de force aéromotrice globale résiduelle du groupe parallèle affé-

rente au circuit commun et de la courbe de force aéromotrice du ventilateur de surface donnera la courbe de force aéromotrice totale disponible pour ce circuit commun. La rencontre de cette dernière courbe avec la courbe des pertes de charges du circuit commun donnera le point de fonctionnement du dispositif d'aéragé. On en déduira, comme dans le cas précédent, la pression motrice du ventilateur superficiel, son débit, égal au débit total circulant dans les puits, la différence de pression aux bornes communes des deux circuits en parallèle, les débits dans ces deux circuits et la pression motrice de leurs ventilateurs respectifs.

On aura renversement du courant d'air dans le circuit à ventilateur le plus faible, si la perte de charge des puits est supérieure à l'ordonnée maxima de la courbe de force aéromotrice résiduelle de ce ventilateur. Dans les autres cas, il y aura circulation normale du courant dans les deux circuits parallèles. Le puits de retour sera en surpression, si la perte de charge des puits est plus grande que la force aéromotrice du ventilateur superficiel (partie positive des courbes de forces aéromotrices résiduelles). Le puits d'entrée d'air sera en surpression si la perte de charge des puits est plus faible que la force aéromotrice du ventilateur superficiel (partie négative des courbes de forces aéromotrices résiduelles). L'équilibre des pressions entre puits sera réalisé lorsque la perte de charge des puits sera égale à la force aéromotrice du ventilateur superficiel (point d'ordonnée nulle des courbes de forces aéromotrices résiduelles). Cette égalité sera caractérisée par le point de rencontre de la courbe des pertes de charges du circuit des puits et de la courbe de forces aéromotrices du ventilateur superficiel. A gauche (ou au-dessus) de ce point, sur cette dernière courbe, il y aura surpression du puits d'entrée d'air. A droite (ou en dessous) de ce point, il y aura surpression du puits de retour d'air.

Comme dans les cas précédents, l'aéragé naturel étend la zone de fonctionnement avec surpression du puits d'entrée. Cette surpression peut même être obtenue en cas d'arrêt du ventilateur superficiel, lorsque la valeur du tirage naturel dépasse la valeur de la perte de charge des puits.

Il y a lieu de remarquer que, dans le cas d'un circuit libre et d'un circuit influencé du groupe parallèle, l'augmentation du débit ne peut être obtenue dans le circuit influencé qu'en consentant une réduction du débit initial dans le circuit libre. Cette augmentation du débit dans le circuit influencé est limitée à un maximum, correspondant au débit pour lequel la perte de charge des puits est égale à la force aéromotrice du ventilateur superficiel. Pour ce maximum, le débit dans le circuit libre est nul. Pour un débit du circuit influencé supérieur à ce maximum, il y aura renversement du courant d'air dans

le circuit libre. Lorsque tous les circuits parallèles sont influencés par des ventilateurs auxiliaires, on peut obtenir n'importe quel débit imposé dans chacun des circuits, à condition d'admettre une surpression du puits de retour lorsque le débit total circulant dans les puits est supérieur au débit caractérisant l'égalité des pertes de charges dans ceux-ci et de la pression motrice du ventilateur superficiel.

- 5) *Un circuit souterrain, influencé par un ventilateur souterrain, en série avec deux circuits de puits en parallèle, influencés chacun par un ventilateur superficiel.*

Ce cas est tout à fait analogue au précédent. Toutefois, ici il y aura surpression du puits d'entrée d'air pour un excédent des forces aéromotrices résiduelles des ventilateurs de surface sur les pertes de charges des puits (partie positive des courbes de force aéromotrice résiduelle) ou, ce qui revient au même, pour un déficit de la force aéromotrice du ventilateur souterrain par rapport à la perte de charge du circuit du fond. Le fonctionnement en régime de surpression du puits d'entrée aura lieu pour tous les points de la courbe de force aéromotrice du ventilateur souterrain, situés à droite (ou en dessous) du point de rencontre de cette courbe avec la courbe des pertes de charges du circuit du fond.

On voit, par les considérations exposées dans la présente note, que le recours aux ventilateurs souterrains associés à des ventilateurs superficiels permet de résoudre beaucoup de problèmes d'aéragé qui, jusqu'à présent, n'avaient pu trouver de solution pratique. Toutefois, il importe de bien connaître les principes généraux qui régissent l'association des différents engins moteurs de ventilation, si l'on veut éviter à priori des mécomptes fâcheux, tels le renversement du courant dans des chantiers, la surpression du puits de retour d'air, etc. Ces principes généraux sont très simples. Ils sont basés sur les relations existant entre les pertes de charges et les forces aéromotrices. Ces relations sont celles de fournisseurs à consommateurs, les forces aéromotrices étant les fournisseurs d'énergie et les pertes de charges, les consommateurs. On peut les concevoir aussi sous la forme d'un combat dans lequel les adversaires s'affrontent en cohortes marchant de front, en parallèle, ou à la file, en série. La température joue aussi son rôle dans le combat. Il appartient à l'ingénieur de bien connaître les règles de cette stratégie spéciale, afin de plier à sa loi les adversaires en présence et de donner au combat une issue favorable à la sécurité et à la salubrité du travail souterrain.

SAMENVATTING

De uitbreiding van het gebruik van ondergrondse ventilatoren voor de luchtverversing der mijnen heeft een aantal belangrijke problemen doen rijzen in verband met de relatieve drukking tussen de schachten of tussen de werkplaatsen. Aan deze problemen dient een passende oplossing gegeven, rekening houdend met de veiligheid en de economie der ontginning. Om een voldoende en rationele ventilatie der mijnen te bekomen is het dikwijls nodig verschillende turboventilatoren te gebruiken, opgesteld op den bovengrond en in den ondergrond, in serie, in paraleel of in serie-paraleel werkend. Daarom hebben wij het nuttig geoordeeld de praktische regels van de samenschakeling der mijnventilatoren bijeen te brengen, te condenseren en de nodige en voldoende voorwaarden te bepalen die a priori moeten verwezenlijkt worden om een veilige en economische werking dezer apparaten te verzekeren. Dit is het doel van de huidige nota.

Zij bevat eerst en vooral een herinnering van de algemene noties over de ladingsverliezen in de omlopen die door een luchtstroom doorlopen worden, over de invloed van de natuurlijke ventilatie, over de invloed der lekken langs de afsluitkleppen der schachten, langs de bij-passen en verbindingen tussen de schachten, en ontwikkelt ten slotte enkele beschouwingen over de tegengestelde actie van de ladingsverliezen en van de verhoging der drukking door een ventilator, en van de positieve of negative resultante van deze acties.

Vervolgens worden in de nota enkele type-gevallen van samenschakeling van ventilatoren op uitgebreide wijze behandeld, na de elementaire regels van de associatie van deze turbomachines bij werking op een zelfde omloop herinnerd te hebben. De onderzochte gevallen zijn de volgende:

1) Twee omlopen in de werken in paraleel, ieder beïnvloed door een ventilator, in serie geschakeld met een vrije omloop van schachten, zonder ventilator;

2) Een enkelvoudige omloop, met schachten en werken, met een ventilator in den ondergrond en een op den bovengrond;

3) Twee omlopen in de werken in paraleel, waarvan een beïnvloed door een ventilator, de andere vrij, in serie met een omloop met schachten, beïnvloed door een bovengrondse ventilator;

4) Twee omlopen in de werken, ieder beïnvloed door een ventilator, in serie met een schacht-circuit, beïnvloed door een bovengrondse ventilator;

5) Een omloop in de werken, beïnvloed door een ondergrondse ventilator, in serie met twee omlopen met schachten in paraleel, ieder beïnvloed door een bovengrondse ventilator.

De nota sluit door een uitgebreide samenvatting van de voorgaande uiteenzetting en enkele besluiten van algemenen aard.

Ebauche d'une carte du réseau hydrographique en Campine au temps de la formation d'une couche de houille

par P. STASSEN et A. DELMER.

RESUME

En examinant les variations de composition d'une couche puissante dans l'étendue d'un bassin, on constate qu'elle peut se diviser localement en deux ou plusieurs couches qui ont chacune leurs caractères propres; à leur tour, certains sillons de ces couches se regroupent, se séparent à nouveau, se combinent deux à deux ou se réunissent tous pour reconstituer une couche puissante.

Ces variations de puissance ne se font pas d'une façon désordonnée, mais dépendent du réseau hydrographique du moment; il se retrouve d'ailleurs dans chacune des couches sous forme d'étreintes allongées et méandriques, rappelant le lit des cours d'eau.

En examinant sous cet aspect une couche du bassin de Campine dans toute son étendue, on peut ébaucher la paléogéographie de la région au temps de la formation de la veine.

Toutes les données acquises dans ce domaine ont été reportées sur une carte au 1/100.000 du bassin, prolongée par celle du Limbourg hollandais établie pour la même veine par Haites en 1943.

La carte d'ensemble est complétée par une série de coupes au 1/10.000, faites à travers les régions bien explorées. Elles montrent la disposition entrecroisée des couches, les variations de l'épaisseur des stamper entre les couches et les lits fossiles des cours d'eau contemporains de leur formation.

Cet exposé résulte d'une étude faite par l'Institut National de l'Industrie Charbonnière avec la collaboration du Service Géologique de Belgique et de tous les charbonnages de Campine.

Depuis longtemps déjà, les irrégularités d'origine sédimentaire qui affectent les veines de houille ont fait l'objet d'études diverses.

En conclusion des observations faites, on peut admettre, pour les gisements houillers paraliques, qu'au temps de la formation de chacune des veines, le paysage devait avoir l'aspect d'une vaste région marécageuse deltaïque, traversée par un nombre variable de rivières sinueuses plus ou moins larges ayant donné lieu à une sédimentation fluviale qui constitue la majeure partie du terrain houiller.

Le réseau hydrographique de l'époque doit donc se retrouver dans chacune des veines sous forme d'étreintes allongées et méandriques, rappelant le lit des cours d'eau. Ces étreintes sont de véritables trouées dans la zone charbonneuse; elles diffèrent totalement des étreintes d'origine tectonique.

Mais les couches de houille ne sont pas parallèles; la stampe qui les sépare ne reste pas constante. Certaines couches se rapprochent au point d'être exploitables en même temps ou se séparent pour constituer deux couches distinctes, séparées par plusieurs mètres de stamper et ayant chacune un toit et un mur propres.

En considérant des régions suffisamment étendues, il est souvent possible de trouver des points de contact entre des veines et veinettes consécutives dont les extrêmes sont séparées par quelques dizaines, voire une centaine de mètres de stampe.

Une telle disposition des couches s'explique si l'on admet que la forêt houillère n'a jamais entièrement disparu de l'aire de sédimentation envisagée dans l'intervalle de temps compris entre la formation des deux couches extrêmes.

Au cours de cette période, la forêt, comme les cours d'eau, s'est déplacée latéralement et elle n'a jamais été entièrement submergée.

Dans beaucoup d'exemples, la dichotomie — ou le dédoublement de la couche — est en relation immédiate avec un lit de rivière contemporain de la formation de la veine inférieure.

Avant de passer à l'examen de la carte, il est bon de rappeler la définition de quelques-uns des termes employés.

Définitions.

- 1) *La ligne de dichotomie* est la ligne qui réunit les points de la couche où l'intercalation stérile qui s'enfonce en forme de coin a 50 centimètres d'épaisseur.
- 2) *Les isopachytes* sont les lignes qui joignent tous les points d'égale stampe entre les deux couches issues de la dichotomie.

La ligne de dichotomie et les isopachytes sont sensiblement parallèles aux rives du fleuve et suivent l'allure des méandres.

Les isopachytes de valeur croissante se succèdent régulièrement depuis la dichotomie jusqu'au lit du fleuve pour atteindre un maximum au droit de l'ancien lit quand la dichotomie est fermée.

- 3) *Dichotomie fermée.* La dichotomie est fermée quand, de part et d'autre de la rivière, à une certaine distance du lit, les couches se réunissent pour n'en former qu'une.

Dans ce cas, le méandre ou le bras du delta a été abandonné; il n'a plus servi à l'écoulement des eaux lors de l'édification de la couche supérieure.

Ebauche de la carte d'un réseau hydrographique fossile.

Le bassin de la Campine, moins dérangé tectoniquement que les bassins du Sud et dont la mise à fruit date d'une époque relativement récente, se prête mieux à l'étude des dichotomies et des lits de fleuves fossiles.

Malgré la faible extension des régions explorées par les travaux d'exploitation par rapport à l'étendue totale du bassin, il est intéressant de rassembler dès maintenant quelques-unes des données acquises

couche 70
= couches 19 et 20
= » 10A + 10B + 11 + 12
= » 20 + 21 + 22
= » M
= » 53 — 53₁ — 52₂
= » 9

Cette couche, située environ à mi-hauteur dans le faisceau de Genck, est bien connue et a déjà été partiellement exploitée dans toutes les concessions actuellement en activité.

La planche I est une carte au 1/100.000 du bassin de la Campine et du Limbourg hollandais. Elle couvre la région depuis Beeringen à l'ouest jusqu'à la frontière allemande à l'est.

Les limites de concessions, les réserves, les emplacements des puits et des sondages et quelques failles importantes y ont été reportés.

Dans le Limbourg belge, les surfaces hachurées correspondent aux régions explorées par des travaux miniers. Dans ces régions, les points de recoupe des couches du groupe envisagé sont suffisamment rapprochés pour y considérer comme connues avec certitude la composition et la position relative de chacune des couches.

Ce groupe étant constitué localement par la réunion de plusieurs veines et veinettes (2 à 5 suivant les cas), les hachures sont d'autant plus serrées que la couche est plus puissante.

Dans le Limbourg hollandais, les zones hachurées correspondent uniquement aux régions où les couches GB 19 (Senteweck) et GB 20 (Grauweck) sont réunies.

La carte d'ensemble est complétée par une série de coupes au 1/10.000 faites à travers les régions bien explorées. L'échelle des hauteurs est de 1/400;

- 4) *Dichotomie ouverte.* La dichotomie est ouverte quand les couches se réunissent d'un côté de la rivière seulement mais que, de l'autre, elles restent écartées. Dans ce cas, la stampe peut ne pas être maximum au droit de l'ancien lit. L'épaisseur peut encore augmenter du côté de l'ouverture.

L'ouverture indique le sens du déplacement latéral du fleuve au cours du dépôt de la stampe intermédiaire.

Si le déplacement du lit pouvait être suivi à travers cette stampe, on aboutirait vraisemblablement à une trouée dans la veine supérieure, vestige de l'emplacement du lit du fleuve contemporain de son édification.

dans ce domaine pour ébaucher la paléogéographie de la Campine au temps de la formation d'une couche.

Le nouvel état du tableau stratigraphique des sondages, avalereses et travers-bancs du bassin houiller de la Campine, présenté dernièrement par MM. Delmer et Grosjean, établit comme suit la synonymie de la couche envisagée dans les différentes concessions.

à Beeringen
à Helchteren Zolder
à Houthalen
à Winterslag
à André Dumont
aux Liégeois
à Limbourg-Meuse.

le rapport entre les deux échelles est de 1 à 20. Les coupes montrent la disposition entrecroisée des couches et les variations de l'épaisseur des stamper entre les couches.

Dans ces coupes, il n'a pas été tenu compte du rejet vertical des nombreuses failles radiales qui hachent le gisement de Campine ni de l'inclinaison actuelle des couches.

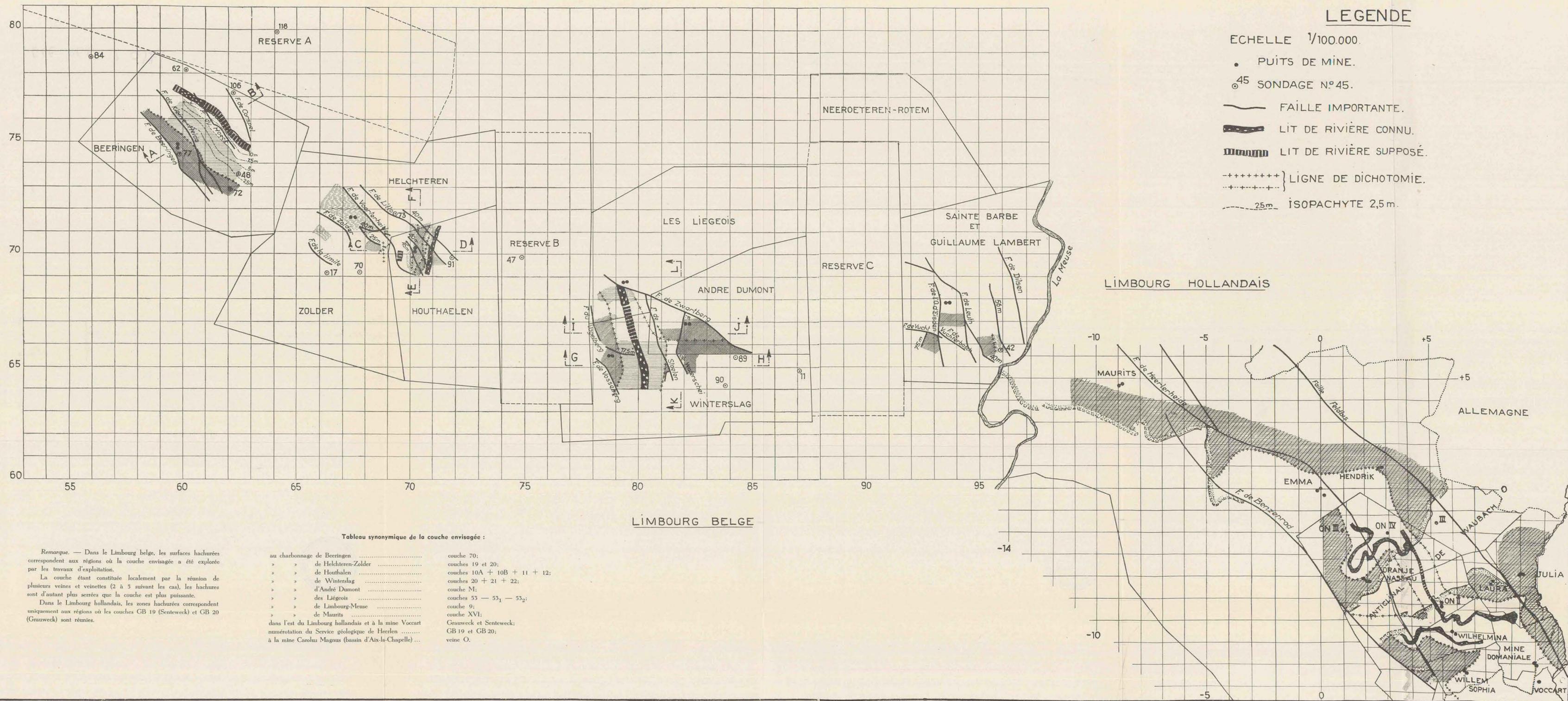
On peut d'autant plus facilement en faire abstraction qu'en Campine les grandes failles ne semblent pas avoir de composante horizontale apparente. Les lignes de dichotomie, les isopachytes et les fleuves traversent ces accidents sans subir aucun déplacement. La vue en plan correspond sensiblement au tracé originel.

De l'ouest vers l'est, on peut, dans l'ensemble, distinguer 4 régions :

- I La région de Beeringen;
- II La région de Zolder-Houthalen;
- III La région de Genck;
- IV La région d'Eisden-Meuse.

I. — Région de Beeringen.

La région explorée de la veine 70 est entièrement située à l'est de la faille de Beeringen, dans un rectangle qui a environ 5 kilomètres dans le sens NO-SE sur 2 kilomètres dans le sens SO-NE.



Aux environs des puits, la veine a 3 m 10 d'ouverture et 2 m 70 de puissance. Elle se compose de trois sillons de charbon séparés par deux intercalations schisteuses ayant respectivement 7 centimètres pour la supérieure et 25 centimètres pour l'inférieure.

Vers l'est et vers le nord, on observe plusieurs dichotomies dans la veine.

La coupe AB (planche II), faite suivant le travers-bancs « est », montre l'allure d'ensemble du phénomène.

La couche 70, unique à l'ouest, se divise d'abord en deux veines. L'intercalation schisteuse de 0,25 m à 0,30 m d'épaisseur grossit lentement vers l'est et atteint 0,50 m à 500 mètres à l'est des puits. Au delà, les couches se séparent nettement.

Plus à l'est, une nouvelle intercalation schisteuse apparaît dans la couche et la veine supérieure se dédouble encore.

On peut donc bientôt distinguer :

- la veine 70 supérieure
- la veine 70 intermédiaire
- la veine 70 inférieure.

Vers l'est, la veine supérieure s'écarte rapidement de la veine inférieure; l'épaisseur de la stampe passe de 0,50 m à 11 mètres sur une distance de 1.300 mètres.

La veine intermédiaire de 50 centimètres de puissance se salit, s'effiloche en plusieurs sillons séparés par un nombre toujours croissant d'intercalations schisteuses et se perd dans la stampe entre les veines supérieure et inférieure.

La veine inférieure est régulière; le mur incline faiblement vers l'est, mais le facies de l'intercalation stérile et du toit change.

Quand l'intercalation est mince, elle est constituée de schiste argileux très friable. On y trouve des fossiles de toit et les racines des végétaux qui ont formé le lit de charbon supérieur. L'intercalation schisteuse est entrecoupée de nombreux filets charbonneux.

Lorsqu'elle s'épaissit, le schiste s'affermi et, quand elle a 2 à 3 mètres d'épaisseur, les radicales se localisent dans le haut du stérile immédiatement sous la veine supérieure, tandis que les débris flottés n'apparaissent que plus bas au toit de la couche inférieure. Les deux couches ont alors un toit et un mur bien distincts.

Quand la stampe s'épaissit encore, elle peut présenter la composition classique d'une stampe entre deux veines :

- au sommet : sol de végétation de la couche supérieure;
- au centre : un schiste dur avec intercalations psammitiques ou gréseuses;
- à la base : un toit de schiste à plantes au-dessus de la veine inférieure.

Le toit de la couche inférieure change de facies au fur et à mesure qu'on approche du lit de la rivière.

Le toit de schiste argileux, d'abord très friable, s'affermi de plus en plus, passe à du schiste tendre, puis à du schiste dur psammitique et devient souvent du grès au voisinage immédiat du lit. Parfois, dans le chenal, on trouve même un conglomérat.

La rapidité de changement de facies du toit immédiat de la couche dépend de la soudaineté de l'inondation qui a mis fin à la période de végétation dans cette région.

A 1.300 mètres à l'est de la dichotomie, la veine 70 inférieure disparaît brusquement. La coupe transversale du contact « charbon pierre » a l'allure en queue de poisson caractéristique des rives d'un fleuve contemporain de la formation de la couche.

La trouée dans la veine est le vestige d'un lit de fleuve fossile. Ce lit n'est encore reconnu que sur un front de 200 mètres, mais la ligne de dichotomie entre les veines supérieure et inférieure, déjà connue sur une longueur de 5 kilomètres, et la régularité des autres isopachytes permettent d'esquisser le cours de la rivière sur environ 5 kilomètres (planche I).

A cause du jeu des failles radiales, le lit ne sera reconnu dans l'est de la concession qu'au moment de l'exploitation de l'étage sous-jacent. La largeur du fleuve n'est pas encore connue.

Mais au sondage 106, les deux veines sont séparées par 5 m 70 de stampe. Ce rapprochement fait supposer qu'il s'agit ici d'une dichotomie fermée.

Au cours de l'édification de la veine 70, le régime des eaux a varié plusieurs fois.

Lors d'une première crue, la rivière a inondé la plaine et déposé des alluvions jusqu'à environ 1.500 m de son lit. Le retrait des eaux a permis l'édification de la veine intermédiaire sur les alluvions déposées.

Pendant cette période, il y eut des variations mineures du régime des eaux et les intercalations schisteuses qu'on trouve dans la veine intermédiaire en sont les traces.

A la suite d'une nouvelle crue plus importante, la plaine a de nouveau été inondée et c'est alors que la stampe entre la veine intermédiaire et la veine supérieure s'est déposée.

Après cette crue, le lit originel n'a plus servi à l'écoulement des eaux. Le méandre ou le bras de delta a donc été abandonné puisque la veine supérieure recouvre entièrement l'ancien lit et les alluvions.

Le lit du fleuve semble s'être déplacé vers le N-E, car dans cette direction la veine supérieure subit une nouvelle dichotomie.

Un sillon de toit se sépare de cette couche à la suite de l'épaississement de la mince intercalation schisteuse, visible sur la coupe AB à la partie supérieure de la veine 70.

Dans les travaux d'exploitation les plus avancés vers le N-E, elle a déjà 3 m 50 d'épaisseur.

II. — Région de Zolder-Houthalen.

D'après le tableau synonymique, ce sont les veines 19 et 20 de Zolder et les veines 10, 11 et 12 de Houthalen qui sont les équivalents stratigraphiques de la veine 70 de Beeringen.

Jusqu'il y a très peu de temps, malgré la proximité des travaux des deux concessions, une grande incertitude subsistait dans le raccord des couches envisagées.

A Helchteren-Zolder, les travaux en couches 19 et 20 s'étendent suivant une bande SE-NO et la

stampe qui les sépare varie entre 14 et 18 mètres.

La veine 20, plus riche, plus puissante que la veine 19, semblait correspondre à la veine 10 de Houthalen, mais alors la couche 19 n'avait pas d'équivalente. Des travaux récents ont permis de lever partiellement l'incertitude.

Près de la limite entre les deux concessions, la couche 20 de 1 m 80 à 2 mètres de puissance se divise en trois sillons :

- le supérieur,
- l'intermédiaire,
- l'inférieur.

Le supérieur s'écarte rapidement des deux autres et, à 50 mètres de la limite de concession, l'intercalation a déjà 2 mètres d'épaisseur.

A cet endroit, les sillons intermédiaire et inférieur sont distants de 50 centimètres et l'exploitation du panneau n'a pu s'achever que dans le sillon intermédiaire seulement. La couche 20 semble donc se raccorder aux couches 11 et 12 de Houthalen.

A Houthalen, la stampe qui sépare les couches 10A, 10B, 11 et 12 est très variable dans le coin N-O de la concession. Les deux coupes CD (ouest-est) et EF (sud-nord) font ressortir ces variations (planche II).

La couche 10 est la seule qui soit largement exploitable, les autres ne le sont que localement à la suite d'un rapprochement.

Sur la coupe EF, on remarque qu'à 650 mètres au sud des puits de Houthalen, toutes les couches sont réunies en une seule veine de 3 m 50 à 4 mètres d'ouverture. A peu de distance de là, vers le nord, les veines 11 + 12 et 10A + 10B forment deux groupes qui s'écartent rapidement l'un de l'autre.

Toujours au sud des puits, alors que la stampe entre les deux groupes est déjà de 6 mètres, les couches 11 et 12 sont exploitables ensemble, mais vers l'ouest et vers le nord, elles se séparent et deviennent toutes deux inexploitables.

L'allure des lignes de dichotomie en veine 20 à Zolder et entre les deux groupes 11, 12 et 10A + 10B de Houthalen (lignes formées d'une succession de croix, sur la carte, planche I) fait supposer l'existence d'un fleuve de direction sud-nord à environ 500 mètres de la limite N-S entre les deux concessions (lit de rivière supposé sur la planche I).

Après une crue majeure, on constate un déplacement de la rivière vers l'est, car on connaît l'emplacement exact d'un cours d'eau au temps de la formation de la veine 10.

La rive est de ce fleuve est déjà connue sur deux kilomètres de longueur et la rive ouest sur 300 mètres. Le fleuve a 100 mètres de largeur. La rive est n'est que très faiblement décalée à la traversée d'une grande faille radiale d'un rejet vertical de 145 m.

Le fleuve a débordé au cours de l'édification de la veine 10 causant ainsi une nouvelle dichotomie dans cette couche (veine 10A et 10B).

A la suite des changements du lit et des débordements du fleuve au cours de l'édification de ce groupe de veines, il y a un îlot qui n'a jamais été

submergé. C'est sur cet îlot qu'on trouve toutes les couches réunies en une veine de 3 m 50 à 4 mètres d'ouverture et presque de puissance.

Dans la région à l'est du fleuve en veine 10, on ne possède, jusqu'à présent, que très peu de renseignements. On sait, par une recoupe dans un burquin (burquin 54), qu'il y a 9 mètres de stampe entre les deux couches 10A et 10 B. Elles sont là toutes deux exploitables. Au sondage 91, la coupe ressemble très fort à celle du burquin 54.

Il s'agit, dans ce cas, soit d'une dichotomie ouverte, soit d'une dichotomie fermée très dissymétrique. Les données manquent pour conclure.

Dans le N-O de la concession de Houthalen, on observe un nouveau dédoublement de la veine 10. Le sillon inexploitable qui se sépare de la veine s'écarte au mur. Cette dichotomie pourrait justifier le raccord tracé en traits interrompus sur la coupe CD. La veine 10, à l'ouest des puits, serait alors formée, à Houthalen, du sillon supérieur de la veine 20 et de la veine 19 de Helchteren-Zolder. Malgré la proximité des travaux, il est impossible de conclure.

III. — Région de Genck.

Les veines à considérer sont ici :

20 - 21 - 22 pour la concession de Winterslag,
M pour la concession d'André Dumont,
53 - 53₁ - 53₂ pour la concession des Liégeois.

Deux coupes ouest-est (GH et IJ) et une coupe sud-nord (KL) à travers le gisement permettent de se rendre compte de l'évolution de ce groupe de couches dans les régions explorées par les travaux miniers (planche II).

1) La coupe GH est faite d'ouest en est par le parallèle 65.200, à 300 mètres au sud des puits de Winterslag et de la limite des concessions Winterslag-André Dumont.

A l'ouest, les couches 20 et 21 sont réunies. La dichotomie a lieu aux environs des puits et un petit sillon de charbon intermédiaire se perd rapidement dans la stampe entre les couches.

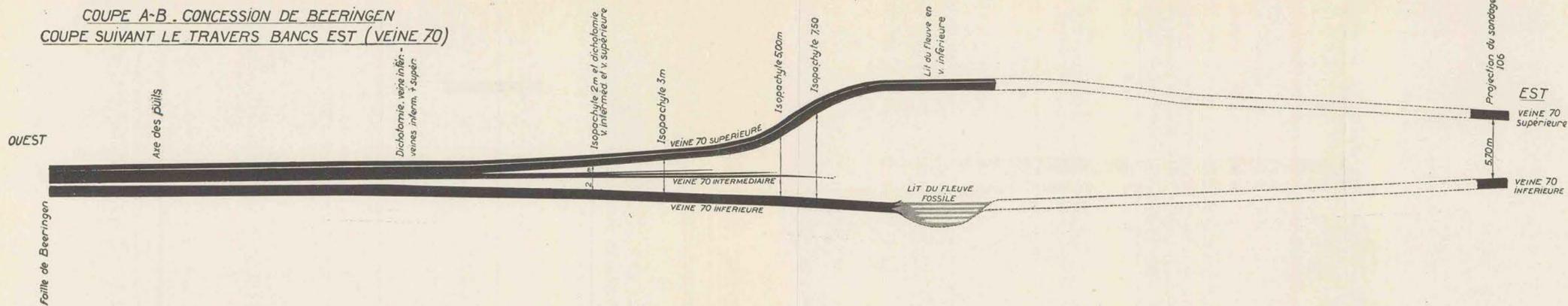
Cette stampe grossit régulièrement et atteint bientôt 10 mètres d'épaisseur, tandis que les couches 21 et 22 se réunissent et sont localement exploitables mais disparaissent un peu plus à l'est.

Cette disparition a été observée dans différents travaux à la pierre (bouvaux et burquins) sur une largeur d'environ 200 mètres. Les couches 21 et 22 sont remplacées par des sédiments gréseux et du schiste psammitique à stratification entrecroisée.

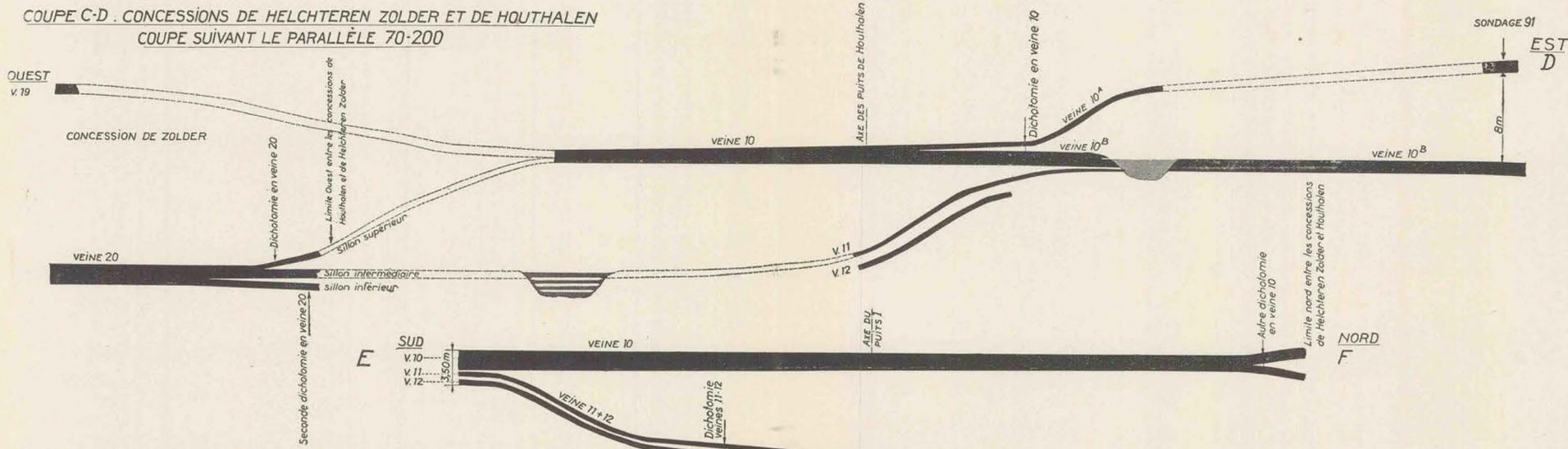
Au delà de la trouée, on retrouve les couches 21 et 22 groupées. La veine 20 se rapproche et se confond avec les deux autres pour ne former qu'une couche puissante, qui correspond à la veine M bien connue dans la concession d'André Dumont. La ligne de dichotomie est située dans le plan de coupe aux environs du méridien 81.300.

Vers l'est, la couche conserve alors une composition très constante sur environ 3 kilomètres. La distance actuellement connue suivant le plan de coupe est voisine de 7 kilomètres.

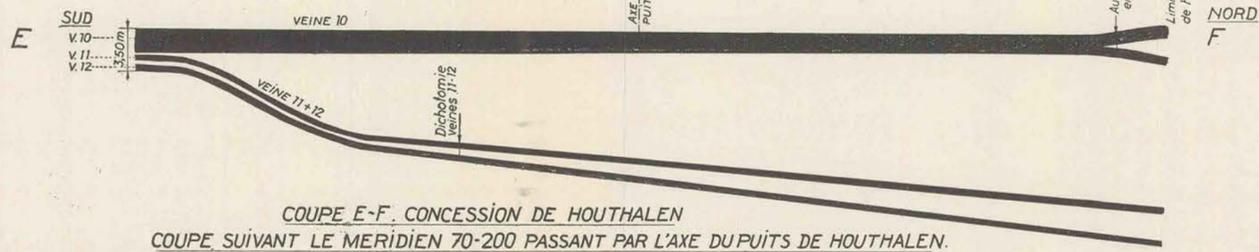
COUPE A-B. CONCESSION DE BEERINGEN
COUPE SUIVANT LE TRAVERS BANCS EST (VEINE 70)



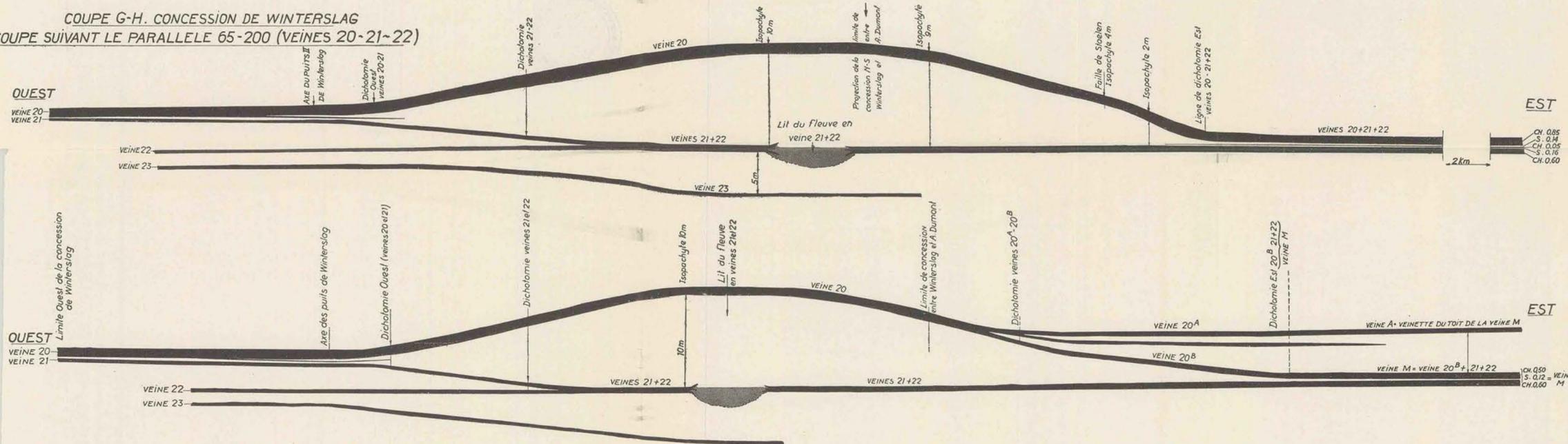
COUPE C-D. CONCESSIONS DE HELCHTEREN ZOLDER ET DE HOUTHALEN
COUPE SUIVANT LE PARALLÈLE 70-200



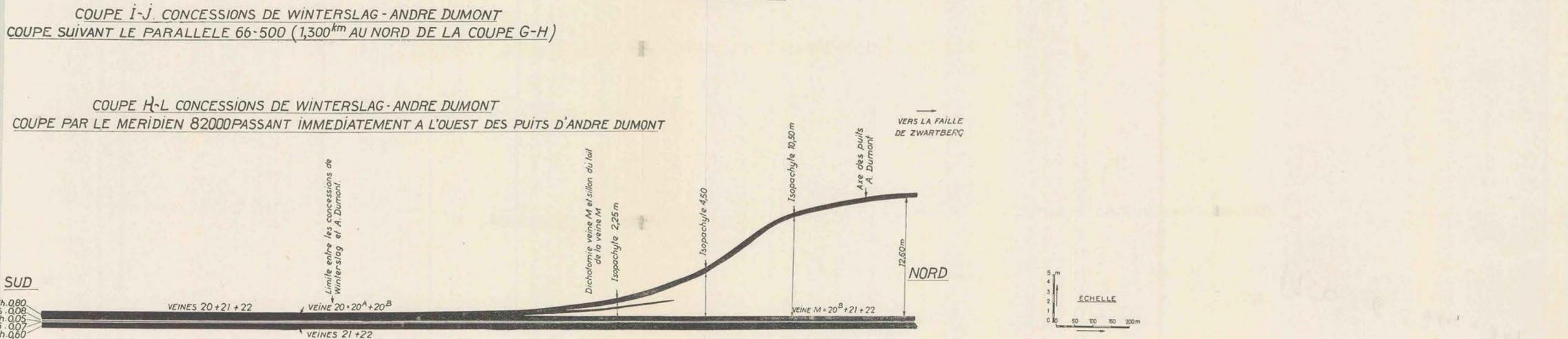
COUPE E-F. CONCESSION DE HOUTHALEN
COUPE SUIVANT LE MÉRIDIEN 70-200 PASSANT PAR L'AXE DU PUIS DE HOUTHALEN.



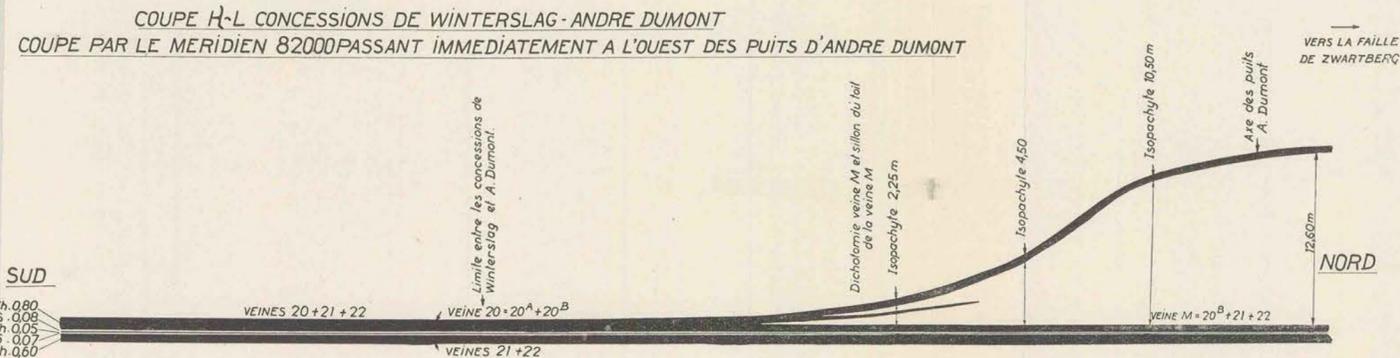
COUPE G-H. CONCESSION DE WINTERSLAG
COUPE SUIVANT LE PARALLELE 65-200 (VEINES 20-21-22)



COUPE I-J. CONCESSIONS DE WINTERSLAG - ANDRE DUMONT
COUPE SUIVANT LE PARALLELE 66-500 (1,300^m AU NORD DE LA COUPE G-H)



COUPE H-L. CONCESSIONS DE WINTERSLAG - ANDRE DUMONT
COUPE PAR LE MÉRIDIEN 82000 PASSANT IMMÉDIATEMENT À L'OUEST DES PUIS D'ANDRE DUMONT



Les lignes de dichotomie est et ouest montrent qu'il s'agit dans ce cas d'une dichotomie fermée.

Après la période de crue, pendant laquelle la stampe entre les couches 20 et 21 s'est déposée, le bras de rivière ou le méandre n'a plus servi à l'écoulement de l'eau.

La couche 20 s'est édifiée sur les alluvions aussi bien au-dessus de l'ancien lit que sur toute la largeur de la zone inondée. Les coupes IJ et KL donnent une idée de l'emplacement probable du nouveau lit du fleuve.

2) *La coupe IJ* est faite parallèlement à la précédente à 1.300 m au nord (par le parallèle 66.300).

A l'ouest, la coupe a la même allure que la précédente (GH) mais, au voisinage de la limite N-S entre les deux concessions de Winterslag et d'André Dumont, on voit apparaître une nouvelle dichotomie dans la couche 20.

Plus à l'est, la veine M n'est d'ailleurs plus formée que des veines 21, 22 et de la moitié inférieure de la veine 20.

La moitié supérieure de cette veine correspond à une veinette du toit de la veine M qui la rejoint au sud, suivant une ligne de dichotomie dirigée sensiblement est-ouest (voir la carte, planche I).

Cette ligne de dichotomie en veine M recoupe la précédente et change de direction peu après. Elle tourne vers le nord et suit l'allure du lit abandonné.

Pendant la formation de la veine 20, le lit du fleuve doit être recherché au nord-est, aux environs de la faille de Zwartberg ainsi qu'en témoigne la dichotomie des veines 20 et M. Au milieu de cette période, il y eut une nouvelle crue et l'inondation s'arrêta le long de la limite est de débordement de l'ancien lit. L'inversion du relief mettait déjà cette région à l'abri de l'inondation.

3) *La coupe KL* est faite du sud au nord par le méridien 82.000. La dichotomie, dont il vient d'être question, est bien mise en évidence par cette coupe. On remarque l'accroissement rapide de l'épaisseur de la stampe vers le nord; elle a 12 m 60 près des puits d'André Dumont.

Au voisinage des dichotomies, on remarque presque toujours l'existence d'un sillon intermédiaire plus ou moins épais qui se perd rapidement dans la stampe. Ce sillon témoigne des oscillations du niveau de l'eau au cours du dépôt de la stampe entre les deux veines issues de la dichotomie.

IV. — Région d'Eisden-Meuse.

Les régions explorées par les travaux en couche 9 aux Charbonnages de Limbourg-Meuse sont petites par rapport à l'ensemble de la concession.

On peut y distinguer trois zones :

au sud des puits, la couche 9 de 1 m 80 de puissance est belle et régulière;

au sud-ouest, une section dans la couche montre quelques minces intercalations stériles dans la moitié inférieure de la veine;

au sud-est (à l'est de la faille de Leuth), la couche se divise plus nettement en deux sillons. L'intercalation qui les sépare grossit vers l'est et plusieurs nouveaux lits cendreaux apparaissent dans chacun d'eux.

Les données ne sont pas encore suffisantes pour déterminer avec certitude le passage d'un fleuve entre les puits de Maurits et de Limbourg-Meuse, mais les probabilités sont grandes.

Prolongement de la carte dans les gisements voisins.

1) Dans le Limbourg hollandais.

Dans le tableau synonymique des couches, récemment établi entre les concessions belge et hollandaise voisines de la frontière, la veine 9 de Limbourg-Meuse est équivalente à la veine XVI de Maurits, c'est-à-dire aux veines GB-19 et GB-20 de la numérotation du Service Géologique de Heerlen, connues également sous les noms Senteweck et Grauweck.

Or, c'est précisément le dédoublement de la veine puissante en Grauweck et Senteweck qui a fait l'objet d'une étude détaillée de MM. Thiadens et Haites, principalement dans la partie sud-est du Limbourg hollandais.

Haites, en reportant sur une carte les lits de rivières observés dans la couche inférieure GB-19 et les lignes de dichotomie entre GB-19 et GB-20, montre que les lits des cours d'eau se situent exactement à l'intérieur des zones où les couches sont séparées (planche I).

Le fleuve principal coule du S-E vers le N-O, mais il n'a pu être suivi dans la mine Maurits, les couches réunies affleurant aux morts-terrains au nord de l'endroit du passage supposé de la rivière.

2) Dans le bassin d'Aix-la-Chapelle.

Haites, poursuivant le raccordement des couches dans le bassin d'Aix-la-Chapelle, montre que dans la concession de Voccart (au sud de la mine domaniale) les couches sont séparées. L'allure de la ligne de dichotomie dans la mine domaniale, près de la frontière, pouvait le faire prévoir.

A l'est de la mine Hendrick, à Carolus Magnus, les couches sont réunies sous le nom de veine O.

Dans la région d'Alsodorf, elles sont à nouveau séparées, mais à l'est d'Alsodorf, à la mine « Maria », elles se réunissent encore.

3) Dans le bassin de Liège.

Toujours d'après l'étude de Haites sur la synonymie des couches du Limbourg hollandais, du bassin d'Aix-la-Chapelle et de Liège, l'équivalent stratigraphique du groupe Grauweck-Senteweck serait Delyée Veine-Dure Veine dans le bassin de Liège.

C'est précisément dans ce faisceau que nous avons eu l'occasion d'observer récemment un lit de rivière syngénétique dans diverses concessions du bassin de Liège et que M. Walgraffe a étudié plusieurs dichotomies dans la concession du Gosson.

Il est encore trop tôt pour en tirer des conclusions, mais on peut assurer que les phénomènes observés en Campine existent aussi dans les bassins du sud.

CONCLUSION

Malgré les données éparses dont on dispose et qui resteront encore longtemps forcément limitées, par le jeu des failles radiales, par l'enfoncement des

couches vers le nord, par leur affleurement aux morts-terrains vers le sud et par les réserves maintenues entre les concessions en activité, une idée d'ensemble se dégage de cette ébauche.

Entre Beeringen et la région d'Aix-la-Chapelle, une même couche puissante peut se diviser en deux, trois ou plusieurs couches ayant chacune leurs caractères propres qui peuvent se regrouper à nouveau quelques kilomètres plus loin.

Dans cette vaste région qui couvre plus de 80 km d'ouest en est, les dichotomies et les variations des stamperies entre les couches issues des dichotomies semblent en relation très étroite avec le réseau hydrographique contemporain de leur formation.

Ce réseau hydrographique constitue le squelette autour duquel les veines et les dichotomies de veines se sont formées et développées.

Le lit des cours d'eau se déplace continuellement au cours de l'édification d'un même groupe de couches. Les variations de climat modifiant le régime des eaux sont à la base des nombreuses variations latérales et verticales des conditions de sédimentation.

Ces phénomènes ne sont pas particuliers à une seule couche; on les retrouve dans un grand nombre de couches en Campine, en Hollande, dans la Ruhr et dans les bassins du Sud.

Ces études ont aussi un intérêt pratique immédiat dans la conduite des travaux d'exploitation. Il est possible de prédéterminer des zones riches et des zones pauvres, le cours approximatif des rivières et par conséquent des étreintes. Il n'y a, en général, aucune raison de retrouver au même endroit les mêmes irrégularités dans les couches situées immédiatement au-dessus ou en dessous de la couche affectée. Au contraire, la stampe épaisse entre les deux veines conduit à une inversion du relief et la nouvelle zone de crête à l'abri des inondations est plus favorable au développement d'une couche puissante. On trouve souvent un faisceau riche (à couches réunies) à l'aplomb d'un faisceau à couches séparées.

BIBLIOGRAPHIE

1. Bonnet, F. et Radermecker, L., 1942. — Observations sur des variations syngénétiques du mur et du toit de la veine « Beaujardin » au siège José des Charbonnages de Wérister. - *Ann. Soc. Géol. de Belg.* - LXV, 1941-1942. - Etudes relatives au bassin houiller de Liège.
2. Bouroz, A., 1940. — Facies et massifs de végétation dans la formation houillère du nord de la France, Lille. - *Douriez Bataille*.
3. Clift, S., 1949. — Development of the Parkgate Seam. - *The Colliery Guardian*. - 17 novembre 1949, n° 4636, pp. 642-645.
4. Delmer, A., 1949. — Présentation d'un nouvel état du tableau stratigraphique des sondages, avaleresses et travers blancs du bassin houiller de la Campine (75^{me} anniversaire de la Soc. Géol. de Belg., T. LXXII, pp. 469-473).
5. Delmer, A., 1948. — Le Westphalien inférieur en Campine occidentale. - *Bull. Soc. belge de Géol.* - T. LVII, 1948, fasc. 3, pp. 588-603.
6. Duparque, A., 1946. — Hétérogénéité et discontinuité des veines de houille. - *Ann. Soc. Géol. du Nord.* - T. LXVI, Lille 1946, p. 34.
7. Everding, 1902. — Nebengestein und Kohle des Flözes Präsident auf zeche « Von der Heydt » und die durch die eigenartige Beschaffenheit derselben bedingte Gefahr des Stein- und Kohlenfalles. - *Glückauf* XXXVIII, n° 42, pages 1021-1030.
8. Fourmarier, P., 1949. — Principes de Géologie (Chapitre VIII, Les dépôts organiques).
9. Grosjean, A., 1935. — Découverte de l'horizon marin de Quaregnon aux charbonnages des Liégeois, à Zwartberg. - *Bull. de la Soc. belge de Géol.* - T. XLVII, pp. 38 à 41.
10. Grosjean, A., 1936. — Les traits essentiels du terrain houiller de la Campine. - *Annales des Mines de Belgique.* - T. XXXVI, pp. 263-274.
11. Grosjean, A., 1936. — Première ébauche d'une carte structurale du gisement houiller de la Campine limbourgeoise. - Mémoire de l'Institut Géologique de l'Université de Louvain.
12. Haites, T.-B., 1943. — Palaeogeographisches onderzoekingen in het Carboon van Zuid Limburg. - *Handelingen van het XXIX^e Nat. en Geneesk. Congres.* 1943, pp. 325-329 et dans *Mededeelingen behorende bij het jaarverslag 1942 et 1943*.
13. Happ, C., Rittenhouse, G. et Dobson, C.-G., 1940. — Some principles of accelerated stream and valley sedimentation. - *Tech. Bull.* - N° 695, May 1940, U.S.A. Dept. of Agriculture, Washington, D.C.
14. Kukuk, 1936. — Flözunregelmässigkeiten nicht tektonischer Art im Ruhrbezirk und ihre Bedeutung für den Betrieb unter Tage. - *Glückauf* LXXII, pp. 1021-1029.
15. Kukuk, 1938. — Geologie des Niederrheinisch-Westfälischen Steinkohlengebietes.
16. Lobeck, 1939. — Geomorphology. - *Mc Graw-Hill Book Company, Inc.* - New-York and London.
17. Nelson, A., 1949. — Some complex coal-measure disturbances. - *Colliery Engineering* - Octobre 1949, pp. 347-349.
18. Pilger, 1950. — Flözauswaschungen, Vertaubungen und Verdrängungen im Ruhrkarbon. - *Glückauf*, 21 Jan. 1950, cahiers 3/4, pp. 57-58.
19. Pilger, A., 1950. — Die Sandschüttungen im Rheinisch-Westfälischen Oberkarbon und das nördliche Festland. - *Geologische Jahrbuch für 1943-1948.* - Vol. 64, pages 519 à 588.
20. Price, P.-H., 1949. — Geologic considerations of roof support. - *Mining Congress Journal.* - Décembre 1949, pp. 45 à 48.
21. Pruvost, P., 1930. — Sédimentation et subsidence. - *Livre jubilaire Cent. Soc. Géol. Fr.* - pp. 545-564.
22. Raistrick et Marshall, 1939. — The Nature and Origin of Coal and Coalseams (The Universities Press. - London, E.C. 4).
23. Russell, R. and Others, 1936. — Lower Mississippi river delta. - *Geol. Bull.* - N° 8. - Dept. Conserv. Louisiana Geological Survey. - New-Orleans. - 1 November 1936.
24. Rutten, M.-C., 1947. — Geologie der Nederlandsche Steenkolen. - pp. 23-45 (Imprimerie Het Spectrum, Utrecht. - Brussel).
25. Stainier, X., 1933. — Veines de houille anormales. - *Bull. de la Soc. belge de Géol.* - T. XLIII, pp. 17 à 36.
26. Stainier, X., 1934. — Veines de houille anormales. - *Bull. Soc. belge de Géol.* - T. XLIV, pp. 468 à 479.
27. Stassen, P., 1948. — Wash-out et dédoublements de couches aux charbonnages de Houthalen. - *Ann. Soc. Géol. de Belgique.* - T. LXXII, pp. B 101-114.

28. Stassen, P., 1949. — Quelques wash-outs et dédoublements de couches dans le terrain houiller de la Campine et les enseignements que l'on peut en tirer. - *Ann. Soc. Géol. Belgique*. - T. LXXII, pp. 389-420.
29. Tavernier, R., 1947. — L'évolution de la plaine maritime belge. - *Bull. Soc. belge de Géol.* - T. LVI 1947, pages 332-343.
30. Thiadens et Haités, 1944. — Splits and wash-outs in the Netherlands coal-measures. - *Mededeelingen van de Geologische Stichting*. - Série C II 1, n° 1.
31. Van Leckwijck, W., 1949. — Sur la sédimentation dans le terrain houiller de la Campine belge à l'époque du Westphalien B inférieur (zone d'Asch). - 75^{me} anniversaire de la Soc. Géol. de Belgique. - Fasc. spécial, T. LXXII, pp. 459 à 468.
32. Vlam, 1943. — Historisch-Morphologisch Onderzoek van Eenige Zeeuwsche eilanden. - *Tijdschrift Ned. Aardr. Gen., Amsterdam*. - Tweede reeks, D 1, LX, n° 1.
33. Walgraffe, Ch., 1942. — Contributions à l'étude de la faille St-Gilles. - *Ann. Soc. Géol. de Belgique*. - T. LXV, 1941-1942. - Etudes relatives au bassin houiller de Liège.
34. Williams, M.Y., 1932. — Land movements and sedimentation. - *Bull. of the Geol. Soc. of America*. - Vol. 143, pp. 993-1002, New-York, 1932.
35. Zonneveld, J.-I.-S., 1945. — Een voormalige Rijn-loop bij Alphen aan de Rijn. - *Verhandl. Geol. Mijnbouw. Genootschap, Geol.* - Serie Deel XIV.

SAMENVATTING

Wanneer men de variaties in de samenstelling van een machtige laag onderzoekt in de uitgestrektheid van een bekken, stelt men vast dat ze zich plaatselijk kan verdelen in twee of meerdere lagen die elk hun eigen karakter hebben. Op hun beurt kunnen zekere dezer vertakkingen zich hergroeperen, zich opnieuw verdelen, zich twee aan twee combineren of zich allen terug samenvoegen om opnieuw een machtige laag te vormen.

Deze variaties in macht geschieden niet op een ongeordende wijze, maar hangen af van het hydrographisch net op het ogenblik der vorming. Dit wordt trouwens terug gevonden in ieder der lagen in den vorm van laagvernauwingen van gestrekte of meandrische vorm, die aan waterlopen herinneren.

Indien men onder dit oogpunt een laag van het Kempisch bekken onderzoekt over gans haar uitgestrektheid, kan men het palaeogeographisch uitzicht van de streek op het ogenblik van de vorming dezer laag opnieuw samenstellen.

Al de bestaande gegevens op dit gebied werden overgedragen op een kaart op 1/100.000 van het bekken, aansluitend aan de kaart van Hollands Limburg, die aldaar in 1943 door Haités voor dezelfde laag werd opgemaakt.

Deze kaart wordt aangevuld door een reeks doorsneden op 1/10.000 doorheen goed verkende streken. Zij tonen de vertakte vorm der lagen aan, de variaties in de dikte van het tussengesteente en de fossiele beddingen der waterlopen op het ogenblik van de vorming der laag.

Alimentation d'un réseau d'eau sous pression dans les travaux souterrains du charbonnage Helchteren-Zolder

par J. DELHAYE,

Ingénieur civil des Mines,
Chef du Service Sécurité-Hygiène.

A. — Introduction.

La présente note n'a pas la prétention de décrire une réalisation extraordinaire; le seul but recherché est celui d'aider éventuellement, dans la recherche d'un type de matériel répondant aux desiderata, les charbonnages auxquels se poserait le même problème. La marque du matériel utilisé a été citée uniquement à cet effet, sans la moindre intention publicitaire.

B. — Historique.

La lutte contre les poussières exige l'emploi d'eau sous une certaine pression dans les endroits les plus reculés des travaux souterrains.

L'utilisation de l'eau dite d'exhaure semble à première vue la solution la plus rationnelle et aussi la plus économique. Son emploi présente cependant certains inconvénients :

d'ordre mécanique : nécessité d'avoir recours à des pompes, à des réservoirs de mise en pression;
d'ordre pratique : cette eau tient en général de nombreuses impuretés en suspension : petites pierres, etc., bouchant rapidement les orifices des appareils de pulvérisation;

d'ordre hygiénique : cette eau contient généralement des sels en dissolution, ceux-ci peuvent avoir certaines actions néfastes sur l'épiderme, voire peut-être sur les voies respiratoires des ouvriers.

Afin d'éviter ces divers inconvénients, nous n'utilisons que l'eau d'alimentation de nos installations de surface à l'exclusion de toute eau d'exhaure. Le problème d'amenée d'eau a été résolu à l'intermédiaire d'un réseau de tuyauteries partant du puits et véhiculant l'eau sous pression jusque dans les chantiers. Quant au moyen de mise en pression du réseau, vu les circonstances locales, la préférence a été donnée à une colonne-réservoir dans le puits, l'alimentation proprement dite se faisant à partir du château d'eau en surface.

C. — Réalisation.

Le réservoir est constitué de deux tuyauteries de 180 mm de diamètre intérieur, placées dans le puits

d'entrée d'air, entre les niveaux 594 m et 800 m (étage inférieur d'extraction). Les deux tuyaux placés en parallèle, afin d'assurer une capacité-tampon suffisante, sont reliés au niveau de 800 m par une liaison d'équilibre (voir fig. 1).

Une tuyauterie de 2", partant du château d'eau en surface, débouche à l'air libre dans le puits, au-dessus des tuyaux-réservoirs afin d'en assurer l'alimentation.

La première réalisation ne comportait qu'un manomètre M à l'étage de 800 m, à proximité du sonneur « Fond », et une vanne v, à proximité du sonneur « Surface ». Le réglage de l'alimentation se faisait par ce dernier suivant les indications du manomètre M, lui communiquées téléphoniquement par le sonneur « Fond ». L'eau qui débordait éventuellement des tuyaux-réservoirs était recueillie par une plate-cuve et acheminée de proche en proche vers les tenues.

Ce système ne donna guère satisfaction : tantôt l'eau descendait à un niveau trop bas pour pouvoir encore alimenter les chantiers ouverts dans les tranches supérieures du gisement, tantôt nos tuyaux-réservoirs débordaient trop souvent, inconvénients inhérents au fait que l'attention des sonneurs est occupée par leur fonction normale. Pour y parer, nous avons recherché le moyen de réaliser un réglage automatique. En principe, une telle réalisation n'offre pas la moindre difficulté; tout autres furent cependant les constatations lorsqu'il s'agit de rechercher un matériel adéquat qui d'ailleurs exigea, par surcroît, un délai de fourniture fort long.

La réalisation définitive est représentée à la figure 1. Un pressio-stat P et un manomètre de contrôle M sont placés à la base des tuyaux-réservoirs, au niveau de 800 m.

Caractéristiques du pressio-stat :

Marque : Allen-Bradley, U.S.A.;
Bulletin 836, Type P 11, Forme XKC, Nema 4;
Zone de réglage : de 2,1 à 25,5 kg/cm²;
Réglage différentiel : réglable de 2 à 5,6 kg/cm²
(réglage de la différence entre la pression d'ouverture et de fermeture);

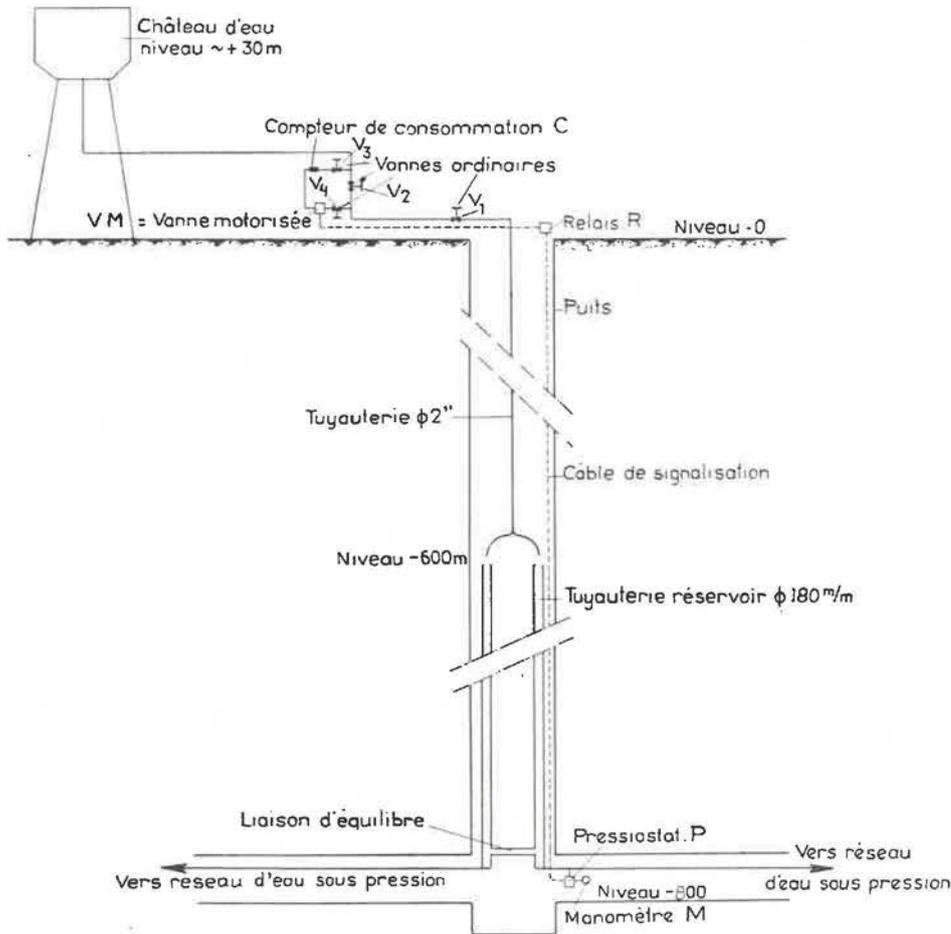


Fig. 1. — Schéma des tuyauteries.

Contacts inverseurs permettant 2 combinaisons, 5 A max sous 220 V alternatif.

Dans notre cas particulier, le pressostat est réglé de façon à ouvrir la vanne VM dès que la pression en P tombe à 17 kg/cm² et à la fermer dès que la pression monte à 19,5 kg/cm².

Les impulsions du pressostat P sont transmises sous la tension 110 V continu (tension de signalisation) à un relais R placé en surface, par l'intermédiaire d'une paire de conducteurs du câble de signalisation.

Caractéristiques du relais R :
 Marque : Allen-Bradley, U.S.A.;
 Bulletin 200, type E 200;
 Bobine d'attraction 100 à 125 V;
 Bipolaire, double rupture.

Le relais R transmet les impulsions à la vanne motorisée VM, mais en courant alternatif 220 V cette fois.

Caractéristiques de la vanne motorisée VM :
 Marque : General Controls, U.S.A.
 Hydramotor, type N, modèle : G-2-1-RS;
 N° de catalogue : 22 R 3393;
 N° de série : D 9144;
 230 V, fréquence 60-50.

Cette vanne VM a été placée en « by-pass » avec un compteur de consommation C sur l'alimentation

en eau. Cette disposition permet d'isoler le compteur C et la vanne VM en cas de panne, tout en pouvant continuer à assurer l'alimentation par réglage manuel à l'aide de la vanne V₁ placée auprès du sonneur en surface. En marche « automatique », les vannes V₁, V₃ et V₄ sont ouvertes; en marche « réglage manuel », les vannes V₃ et V₄ sont fermées, la vanne V₂ est ouverte, tandis que l'ouverture de V₁ est fonction des indications lues au manomètre M, indications transmises téléphoniquement par le sonneur « Fond » au sonneur « Surface ».

Le compteur C, prévu pour nos besoins personnels, compte tenu d'une large marge de sécurité, répond aux caractéristiques suivantes :

Compteur : Compagnie Générale des Conduites d'eau;
 Type Woltmann R 122/10 de 70 mm;
 Débit théorique sous 10 m de perte de charge = 165 m³/heure;
 Débit maximum pour service continu de 24 heures : 24 m³/heure.

Afin d'être complet, nous donnons à la figure 2 le schéma électrique de l'installation.

Les trois lampes contrôle du coffret relais R permettent de se rendre immédiatement compte de l'état de l'installation électrique :

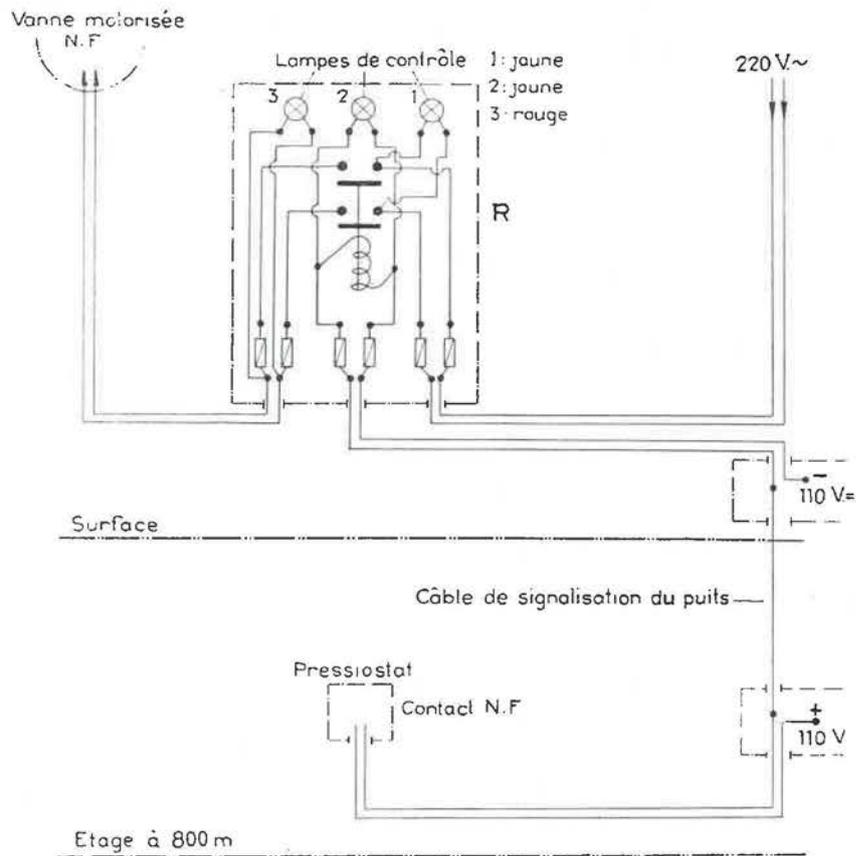


Fig. 2. — Schéma des connexions électriques.

La lampe témoin 1 : jaune, indique, lorsqu'elle brûle, que la source de courant alternatif est sous tension;

La lampe témoin 2 : jaune, doit normalement brûler lorsque la source de courant continu débite, donc quand les contacts du pressiostat sont fermés;

La lampe témoin 3 : rouge, s'allume dès que la vanne motorisée est sous tension.

Jusqu'à ce jour, la disposition décrite nous donne entière satisfaction.

Zolder, le 31-3-50.

Utilisation des déchets de lavoirs

La possibilité de trouver une source de gaz bon marché pour chauffer les fours à coke des charbonnages

D'après un mémoire de W. GOLLMER (1).

traduit de « Colliery Engineering » du mois d'avril 1950 par L. D.

RESUME

Parmi les problèmes importants qui se posent dans les fours à coke à sous-produits, on compte le chauffage des fours avec des gaz suffisamment bon marché pour permettre la construction de fours à combustion et l'utilisation comme gaz de ville de tout le gaz provenant de la cokéfaction. Puisque le combustible est le principal facteur du prix de revient dans un gazogène, il est évident qu'il faut trouver un combustible moins coûteux que le coke et cela sans accroître les frais d'autre sorte.

En Allemagne, la demande croissante de gaz pour les réseaux de distribution à haute pression a attiré l'attention sur la possibilité de chauffer les fours à coke avec des gaz pauvres. Souvent, on dispose de gaz de hauts-fourneaux ou d'usines chimiques à prix assez bas pour permettre cette utilisation. A défaut, on doit installer des gazogènes au coke. Dans la Ruhr, il y a 166 gazogènes installés et l'an passé, on en comptait 89 en service et 45 en réserve. Cela exige une dépense en coke allant de 2 à 5 % de la production et, comme il est difficile de suivre la demande, il serait avantageux de trouver un autre combustible pour ces gazogènes.

C'est ce qui a dirigé l'attention sur les charbons sales et les schistes de lavoirs qui sont maintenant jetés au terri. Deux exemples de procédés dans cette voie méritent d'être cités. Le premier a été développé dans la Sarre pendant les dernières années de la guerre; il utilise les déchets de lavoir pour produire un gaz comparable à celui des hauts-fourneaux. Le second est une installation construite près d'Aix-la-Chapelle par le Dr Rombach pour une usine à zinc; il utilise un terri de schlamms ayant une teneur en cendres de 50 à 65 %. Pendant les cinq années de marche de cette installation, un gaz assez riche a pu être extrait de ces matériaux de rebut.

Procédé sarrois.

Pendant la guerre, la Compagnie des Mines de la Sarre a commencé la distillation, par le procédé Schweitzer, d'un schiste bitumineux du Wurtemberg d'une teneur de 4 à 6 %. L'installation consiste essentiellement en un four vertical ouvert par le haut. On le remplit de schiste concassé de la grosseur d'une noix. On allume un lit de coke incandescent à la partie supérieure et on extrait les gaz par le fond (fig. 1). La masse brûle lentement et les gaz chauds dans leur descente produisent la distillation des hydrocarbures. Par analogie, ce système a reçu le nom de *procédé de la pipe*. La combustion progresse d'environ 15 cm par heure et une certaine décomposition s'ajoute à la distillation et enlève tout le bitume. Le carbone fixe restant dans la masse brûle à son tour de haut en bas à mesure que le courant d'oxygène l'atteint et de cette façon la chaleur nécessaire est apportée d'une façon continue. Quand le contenu du récipient est entièrement brûlé, on le vide par basculement.

la figure 1, a est le résidu brûlé, b le schiste distillant, c le front de la réaction, d la charge encore intacte.

En traitant de cette façon le schiste du Wurtemberg, on n'obtenait qu'un gaz très pauvre, n'ayant qu'un pouvoir calorifique de 410 à 650 cal par m³, trop pauvre même pour brûler. Le produit utile de l'opération était le pétrole condensé.

Eclairée par cette expérience, la Compagnie des Houillères de la Sarre tenta d'appliquer le procédé au refus des lavoirs de charbon. Ces schistes desséchés, de couleur grise, donnaient à l'analyse 70 à 80 % de cendres et 12 à 14 % de matières volatiles. Les particules microscopiques de charbon étaient réparties dans toute la masse assez également et le pouvoir calorifique était de 1.100 à 1.400 calories par kg.

Le premier essai fut fait dans un vieux corps de chaudière contenant 12 tonnes et placé verticalement, mais il fut bientôt abandonné. Il y avait des accrochages et le gaz contenait beaucoup d'oxygène. Le tube fut retourné horizontalement et le contenu attaqué au pic révéla la structure reproduite à la

(1) Paru en original dans « Bergbau-Archiv », Vol. 9, p. 95.

figure 2. La réaction avait progressé beaucoup plus vite suivant les parois qu'au milieu où il y avait eu frittage et fusion.

On ne tarda pas à se rendre compte des raisons de cette différence avec le schiste bitumineux; le schiste houiller avait une teneur en fer de 10 % et un point de fusion très bas, tandis que l'autre avait un excédent de chaux basique et était presque réfractaire. Des enquêtes apprirent que cette fusibilité des schistes de lavoir se retrouvait dans la Ruhr, la Silésie et la Lorraine, de sorte que tout procédé d'utilisation des schistes doit s'accommoder de cette propriété. En conséquence, on introduisit des chambres de refroidissement pour prévenir la fusion et une certaine quantité de vapeur d'eau dans l'air

tats qu'après la guerre une véritable usine fut construite sur le même principe, mais avec un caractère permanent. Le réservoir fut monté dans une cage munie de tourillons afin de le basculer pour vider la charge à la fin d'une opération. Le récipient avait 3 m 50 de hauteur, une section circulaire légèrement décroissante vers le bas, le diamètre variant de 2 m 50 à 2 m 30. Trois chambres à eau de 12 cm de large étaient suspendues à l'intérieur et alimentées chacune séparément. Le réservoir se remplit par le haut et la charge totale est de 16 t en matériaux humides.

On allume en déposant un lit de coke embrasé à la partie supérieure et la combustion ainsi amorcée se continue pendant 32 à 36 heures suivant l'acti-

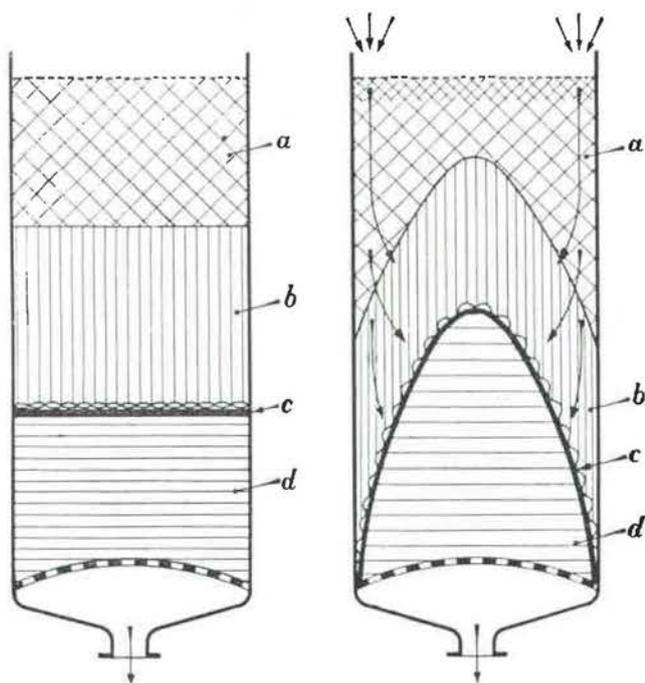


Fig. 1. — Four Schweitzer pour la distillation des schistes pétrolifères.

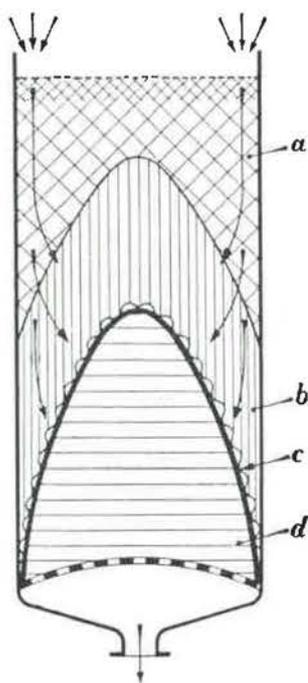


Fig. 2. — Gazéification des schistes de lavoir sans application de refroidisseurs.

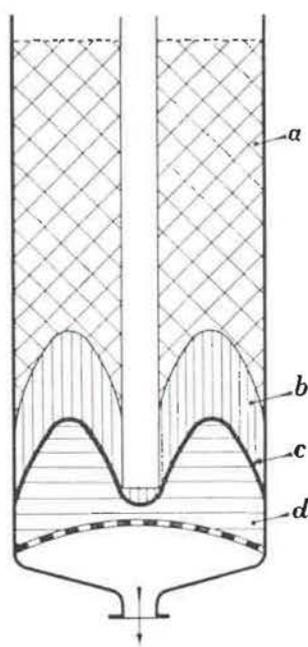


Fig. 3. — Gazéification de schistes de lavoir avec une seule chambre froide.

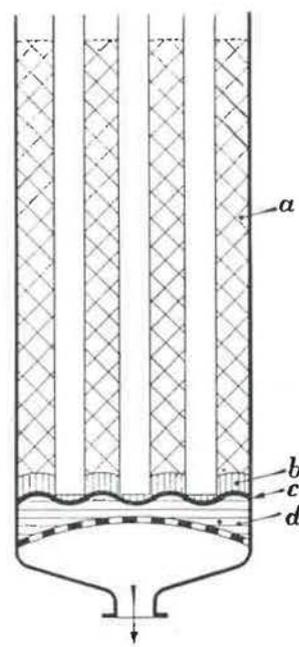


Fig. 4. — Gazéification avec application de trois chambres froides.

aspiré. Les figures 3 et 4 montrent ces arrangements (les notations comme dans la fig. 1).

Les parois froides aident grandement à freiner la température de la réaction et à empêcher une combustion irrégulière. Dans ce système, la réaction progresse d'une façon calme jusqu'à la grille avant que l'oxygène ne perce et 95 % au moins du combustible sont brûlés.

Ce dispositif improvisé a donné de si bons résultats

du tirage. La grosseur habituelle des schistes est le passé du tamis de 25 mm avec environ 50 % en dessous de 10 mm. Pourvu qu'il n'y ait pas trop de fines, la composition et le degré d'humidité n'ont pas grande importance. La teneur en cendres a varié de 70 à 80 %. Avec 65 %, il se forme trop de goudron, ce qui amène des obstructions; par contre, au delà de 78 %, la combustion est trop lente.

TABLEAU I.

Analyses types dans la gazéification des schistes par le procédé Schweitzer.

Composition des schistes						Analyse des gaz							Pouvoir calorifique		Vapeur d'eau injectée
Provenance. Mines	Cendres	M. V.	Pouv. cal. cal/g	Granulation		CO ₂	O ₂	C _n H _m	CO	H ₂	CH ₄	N ₂	calculé	mesuré	
				< 30 mm	< 10 mm										
Knurow (Haute Silésie) .	69,6	15,6	?	100	45	10,1	0,7	0,5	17,1	7,9	2,3	61,6	943	1.050	non
	71,1	12,1	1.200	100	50										
Heinitz (Sarre) .	71,1	12,1	1.200	100	50	10,2	2,6	?	12,4	8,9	3,9	62,0	937	?	non
						13,2	1,0	?	10,6	16,2	5,0	54,0	1.004	1.060	oui
Ferd. Nordbahn (Silésie)	72,3	12,5	?	100	51	11,0	1,0	?	13,0	?	?	?	?	953	non
Heinitz (Sarre) .	75,3	14,1	1.242	100	50	12,2	3,2	0,2	10,6	5,0	5,4	63,4	929	?	non
Hannover (Ruhr)	76,5	?	?	100	50	12,0	1,0	?	12,0	?	?	?	?	1.050	oui
Heinitz (Sarre) .	78,0	?	?	100	50	11,5	1,8	?	11,9	8,2	2,0	64,5	742	?	non
Heinitz (Sarre) .	81,4	?	?	?	?	12,1	2,0	?	15,6	10,8	1,4	58,1	869	?	oui

Le tableau I donne les résultats de quelques opérations d'essai faites dans cette usine avec des matières de différentes provenances. Dans de bonnes conditions, environ 1.100 m³ de gaz ayant un pouvoir calorifique de 830 à 900 calories par m³ peuvent être tirés d'une tonne de schiste à 75 % de cendres. En plus on recueille 10 à 12 kg de goudron de

basse température, mais ils sont tellement dispersés dans les gaz qu'on doit les précipiter par voie électrostatique. L'oxygène libre dans le gaz oxyde et polymérise le goudron qui se sépare alors plus aisément. Le tableau II donne l'analyse d'un goudron extrait de schistes de la mine Hannover.

TABLEAU II.

**Analyse du goudron obtenu par le procédé Schweitzer
avec des schistes de la mine Hannover.**

Proportion distillée :	en dessous de 200° C	0,94 %
	entre 200 et 230° C	5,76 %
	entre 230 et 250° C	9,31 %
	entre 250 et 270° C	6,76 %
	entre 270 et 300° C	12,74 %
	entre 300 et 360° C	29,71 %
Total de l'huile en dessous de 360° C		65,22 %
Point de ramollissement du brai		128° C
Viscosité à 20° C		50,5 E (1530 R)
Viscosité à 50° C		5,7 E (175 R)
Fraction soluble dans l'aniline		0,667 %
Fraction soluble dans l'alcali		22,11 %
Teneur en eau		9,8 %
Poids spécifique		1,050

Il faut beaucoup de soins pour purger le gaz du brouillard de goudron avant de l'envoyer aux fours à coke. Des essais sont encore nécessaires pour déterminer si un seul précipitateur électrostatique peut y suffire. Dans les conditions ordinaires, le gaz est peu chargé de poussières. En fait, Gollmer prétend que le gaz peut être utilisé même dans des moteurs à explosion et dans les carneaux des cornues sans plus d'épuration. Ceci doit être accueilli sous réserves, bien que la précipitation électrostatique élimine à la fois la poussière et le goudron. Le danger serait que le goudron trop épais ne puisse s'éliminer assez vite par le bas. La matière première à 75 % de cendres est probablement la plus mauvaise; le plus souvent les refus de lavoir contiennent plus de carbone. Le goudron peut être vendu ou mélangé à celui des fours à coke; il est dense et contient beaucoup de brai.

Les essais de la Sarre nous font voir en quelque sorte le mécanisme de la gazéification et ses possibilités pratiques, mais l'étude fondamentale des températures du lit de combustible et de la composition des gaz aux différents stades de l'opération n'a pas encore été faite. Cependant, on s'accorde à dire que le procédé est très recommandable sous le rapport de l'économie de chaleur. Les gaz chauds en quittant la zone de réaction traversent un lit de combustible cru et le chauffent préalablement à son entrée dans la zone active, de sorte que la température de sortie de ces gaz ne dépasse guère 100° C. Ce n'est qu'à la fin de l'opération, quand la charge est presque épuisée, que la température s'élève et ce phénomène est un indice très sensible de la fin de l'opération. On peut noter quelques analogies entre ce procédé et la carbonisation à basse température.

La zone de combustion n'occupe qu'un tout petit espace de la charge totale et elle est caractérisée par sa couleur noire ou très foncée. Cela tient à la présence de 5 à 7 % de carbone déposé par le « cracking », ainsi qu'à 10 % de fer métallique réduit par les gaz chauds. Mais ces deux éléments sont bientôt oxydés et la masse prend la couleur rouge habituelle du schiste brûlé. La vitesse de cette oxydation est réglée par la vitesse du courant d'oxygène diffusé de l'extérieur à l'intérieur des particules solides.

Il reste encore à étudier avec précision comment la nature et la grosseur des particules affectent la décomposition. Il est probable que la progression est plus rapide dans les schistes bitumineux, infusibles et poreux, que dans les schistes de lavoir de nature plus argileuse. Dans un gazogène ordinaire, au coke ou au charbon de bois, un courant d'air rapide est nécessaire pour produire une réaction vive, mais les combustibles pauvres semblent demander un courant d'air moins intense et plus calme. L'appareil Schweitzer est particulièrement bien adapté à cet effet. La nature exacte de la réaction chimique dans la zone *b* est inconnue, mais il est clair qu'elle doit être complexe surtout quand on injecte de la vapeur d'eau. La présence de pyrites dans la charge peut introduire des complications.

Le four de 16 tonnes a été en service dès 1943 aux cokeries de Heinitz et de Karlingen et plus de cinquante charges ont été gazéifiées avec des matières de provenance locale ou éloignée. D'après un rapport daté de 1948, les résultats ont été si satisfaisants qu'on a envisagé la construction d'un four de 25 tonnes qui aurait 4 m 30 de haut, 2 m 40 de diamètre et un poids de 8,5 t. Il est évident que ce

procédé requiert une installation encombrante par rapport à la quantité de gaz produite. Des essais en vue d'accroître la production en chargeant des matières plus fines n'ont pas réussi, il faut un accroissement de la dépression hors de toute proportion avec l'avantage obtenu. Quand la combustion marche à raison de 10 cm à l'heure, on produit environ 150 m³ de gaz pauvre par m² de section transversale du four. Une batterie de fours à coke de 1.000 tonnes/jour exige 37.000 m³ de ce gaz par heure et par conséquent une surface totale de gazogène de 250 m².

Ces considérations ont conduit à l'idée d'établir une batterie de fours de l'espèce et un projet a été dressé par la Compagnie Lurgi. Ces nombreux fours seraient établis à la périphérie d'une vaste plaque tournante, présentant les fours au moment opportun devant les stations diamétralement opposées de charge et de décharge (fig. 5). Un autre projet élaboré par les Mines de la Sarre comporte 70 fours sur deux rangées entre lesquelles la trémie de chargement circule sur rails (fig. 6). Cette installation peut traiter 750 tonnes de schistes par jour, mais elle requiert pour sa construction 2.250 t

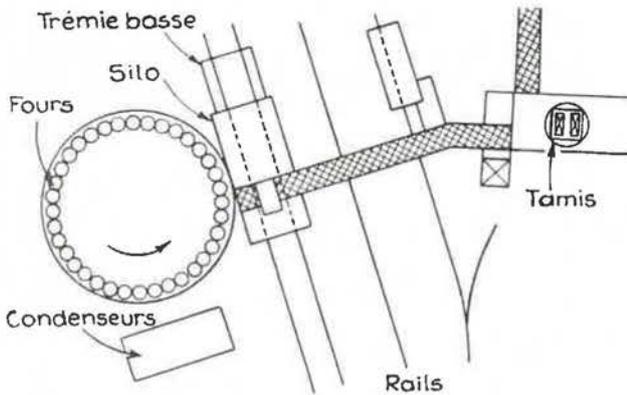


Fig. 5. — Projet Lurgi pour la gazéification continue.

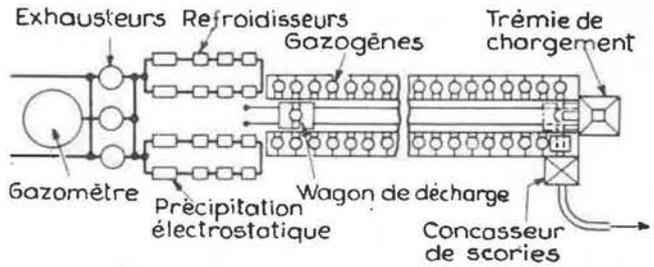


Fig. 6. — Projet de la Compagnie des Mines de la Sarre.

d'acier, ce qui est prohibitif en Allemagne pour le moment. La production de gaz pauvre s'élèverait à 150.000 m³ par jour.

La quantité de déchets de lavoirs disponibles en Allemagne a été évaluée comme suit :

38 fosses donnent	500 à 750 t
16 » »	750 à 1.000 t
7 » »	1.000 à 1.500 t

Il est à noter que le schiste brûlé est excellent comme remblai. Dans le plan (fig. 6), ce résidu est concassé puis culbuté dans un couloir à courant d'eau pour servir au remblayage hydraulique.

Tout utile que soit le procédé, il n'est sans doute pas encore le dernier mot en cette matière et des perfectionnements techniques sont déjà en cours d'essai dans la Sarre. On a prévu, par exemple, un four de section rectangulaire se déchargeant par le bas, sans basculage, ce qui réaliserait une économie notable d'acier dans la construction.

Indépendamment des essais sarrois, la Compagnie Lurgi a projeté une installation pour la distillation des schistes pétrolifères du Wurtemberg suivant le schéma de la figure 7. Malheureusement, ce plan n'a jamais été réalisé à cause du démembrement de l'Allemagne en 1944-45; il était prévu pour 50 tonnes de schiste par jour, mais il n'aurait donné, comme il a été dit, qu'un gaz excessivement pauvre.

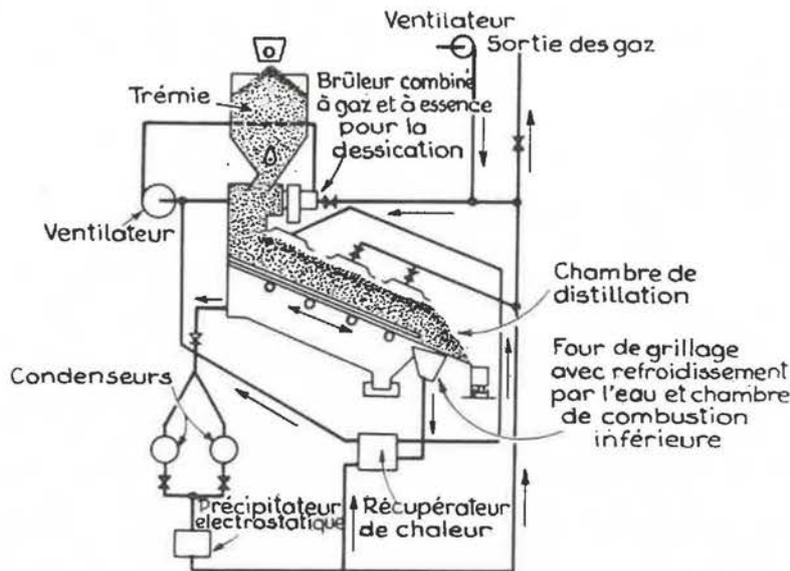


Fig. 7. — Installation du four Lurgi.

Procédé Rombach.

Le D^r Rombach a construit, avec succès, dans le bassin d'Aix-la-Chapelle, un gazogène complètement différent en principe du précédent et représenté par les figures 8 et 9. Les parois sont en briques réfractaires et maintenues par des bandages d'acier.

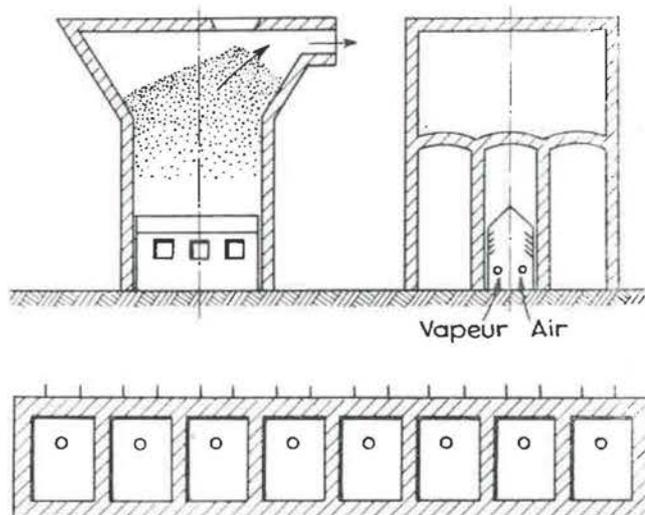


Fig. 8. — Gazogène Rombach alimenté en schistes de lavoirs.

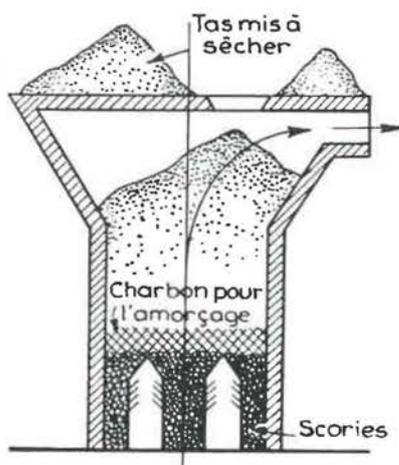


Fig. 9. — Détail du gazogène Rombach.

L'appareil est chargé par un entonnoir et vidé à la main. On ne s'occupe pas de limiter la température en dessous du point de fusion et la scorie, qui se forme, s'amasse dans le fond.

On se rend compte de l'opération par la figure 9. Le four étant vide, on charge d'abord une couche de mâchefer pour recouvrir la grille et distribuer l'air uniformément à la base du four. Au-dessus vient une charge de bois ou de coke allumé, puis une légère couche de charbon menu d'environ 30 cm

d'épaisseur pour déclencher rapidement la réaction. On achève de remplir avec le schiste à traiter. Celui-ci est pris à un vieux terril près des usines à zinc de Stolberg et la teneur en cendres est de 50 à 65 %. Cette dernière est une limite à ne pas dépasser parce qu'il n'y aurait pas assez de carbone pour maintenir la réaction. A la différence du procédé sarrois, on utilise ici une charge en menu 0-10 mm; on n'en donne malheureusement pas le pouvoir calorifique. Une fois en train, le four marche comme un gazogène ordinaire et la température atteint bientôt 1.200 à 1.300° C. Dans la charge même, la houille subit une distillation fractionnée et une vapeur chargée de goudron et de matières solides s'en dégage. Le carbone résiduel réduit ensuite le courant ascendant de CO₂ qui se forme dans la zone inférieure du four. La quantité de charbon présente dans le schiste suffit à maintenir la marche de la réaction après que la charge d'allumage est épuisée et une température suffisante pour fondre la couche de mâchefer à la base. Cette scorie fluide, comme celle qui provient ensuite de la charge proprement dite, passe à travers la grille dont les vides sont maintenus par le vent soufflé sans interruption. Pendant la première demi-heure de l'opération, on injecte de la vapeur au lieu d'air, ce qui a pour effet de refroidir la scorie à 400° ou 500° et de la rendre friable. La petitesse des éléments de la charge et leur teneur en carbone relativement élevée produisent une réaction violente et on recharge le four tous les trois quarts d'heure.

A chaque four, la scorie est pelletée par trois ouvertures carrées, visibles à la figure 8, qui sont scellées pendant la marche effective. Bien que le chauffeur s'habitue à ce travail, il est hors de doute que la nécessité de cette main-d'œuvre soit le point faible du procédé. Chaque décharge demande environ une heure (avec rétribution à la pièce).

La grandeur des fours est telle que chacun puisse être arrêté et remis en marche une fois par jour. La capacité est de 22 à 25 m³ par 24 heures et dans le même temps on pourrait cokéfier 35 à 37 m³ de houille. Une batterie de ces gazogènes est reliée à une conduite qui alimente les fours à zinc d'un gaz à 800° C. La poussière n'était pas spécialement nuisible dans ce cas particulier, car le four de construction très robuste n'en a pas été affecté. Quant au goudron, il était bien venu parce qu'il relevait la température de la flamme.

Le procédé n'est pas récent; il a été appliqué de 1930 à 1934, mais tenu secret pour des raisons de rivalité commerciale. Les fours se sont montrés très robustes et n'ont jamais exigé de réparations plus de deux fois par an. Les parties vulnérables sont les arches des ouvertures des portes et la partie supérieure des murs, là où la température est la plus élevée.

Il est regrettable qu'on ne connaisse pas les analyses des gaz obtenus par ce procédé, mais on peut déduire des données qu'une tonne de combustible pauvre avec 50 à 65 % de cendres produit 2.600 m³ de gaz pauvre ayant un pouvoir calorifique de 900 calories par m³.

TABLEAU III.
Prix de revient comparatifs pour un pouvoir calorifique du gaz.

Dépenses	Gazogène au coke		Gaz de schistes de lavoirs			
			Sarre		Rombach	
	Pfennig par m ³	%	Pfennig par m ³	%	Pfennig par m ³	%
Salaires	0,17	3,1	0,2	4,8	0,226	20,3
Combustible	4,1	74,6	0,4	9,7	0,393	35,5
Energie	0,2	3,6	0,5	12,4	0,143	12,8
Divers et frais généraux	0,23	4,2	1,3	31,7	0,240	21,6
Amortissement	0,8	14,5	1,7	41,4	0,109*	9,8
Total	5,5	100,0	4,1	100,0	1,111*	100,0
Goudron à déduire	—	—	— 0,5	— 12,4	—	—
Prix du gaz brut	5,5	100,0	3,6	87,6	1,11*	
Frais d'épuration					1,15	
Prix du gaz épuré					2,26	

* Estimation vraisemblablement trop faible.

Les résultats économiques sont assez bons et, à ce qu'on prétend, meilleurs que dans le procédé Schweitzer. Comme cela ressort du tableau III, le procédé Rombach exige beaucoup moins de premier établissement, mais beaucoup plus de main-d'œuvre que le procédé sarrois; tous deux sont moins dispendieux qu'un gazogène ordinaire au coke. Le Dr Gollmer croit que le procédé Rombach, en dépit des dépenses de salaires, présente de grands avantages. Avec une réserve appropriée de matériaux de rebut, on arrive à produire le gaz à un prix cinq fois plus bas que dans un gazogène ordinaire. Cependant, la firme Koppers a fait récemment un devis du capital d'installation qui donne à penser que les chiffres du tableau III sont trop bas. Mais, même avec les chiffres corrigés, le prix du gaz serait de 2,3 pf par m³ (sans épuration) et ainsi le procédé Rombach serait quand même le plus avantageux. Le goudron n'a aucune valeur.

Conclusions.

En examinant les résultats pratiques de ces deux procédés, on ne doit pas perdre de vue qu'il y a aussi des progrès possibles dans le gazogène habituel. En vue de réduire le prix du combustible, on pourrait extraire le coke *perle*, c'est-à-dire entre 3 et 10 mm, et le gazéifier. Dans certaines circonstances, on pourrait même se le procurer économi-

quement à une usine voisine ou même éloignée. Dans des cas d'installations nouvelles ou de larges agrandissements, il semble peu probable qu'on doive écarter définitivement la nécessité de recourir aux déchets de charbonnages. En août 1948, on a jeté aux terrils 40.000 tonnes par jour, soit 14 % de ce qu'exige l'ensemble des cokeries de toute l'Allemagne. Dans les fosses où les déchets dépassent 500 t/jour, une formule ou l'autre d'utilisation s'impose. Ce qui était autrefois simplement désirable devient une nécessité et il y a une demande croissante pour que les progrès techniques réalisés en Sarre s'étendent dans la Ruhr.

Quant au procédé Rombach, il n'est pas douteux qu'il soit satisfaisant, bien qu'encore entouré d'une certaine obscurité pour cause de secret commercial. Pour obtenir une matière première convenable, on doit prendre une partie des *mixtes* de lavoir plus grande qu'on ne l'a fait dans la Sarre. Maintenant que toutes ces possibilités ont été examinées, les techniciens du chauffage devraient s'occuper de cette utilisation des déchets de lavoir. Il vaut mieux gazéifier ceux-ci avec profit que d'attendre que la nature s'en charge avec dommages dans les feux de terrils. Aux époques de pénurie de combustibles, il n'est pas nécessaire de mettre l'accent sur l'importance d'une utilisation totale du combustible extrait des mines.

SAMENVATTING

Een der belangrijke problemen die zich stellen bij de cokesovens voor onderproducten, is de verwarming der ovens met voldoende goedkoop gas, om de constructie toe te laten van combinatie-ovens en de benutting van al het gas der verkooksing

als stadsgas mogelijk te maken. Vermits de brandstof de voornaamste faktor is van de kostprijs van een gazogeen, is het logisch dat men een minder dure brandstof dan cokes zoekt, zonder de kosten van anderen aard te verhogen.

In Duitsland heeft de verhoogde vraag naar gas voor de distributienetten op hoge druk de aandacht gevestigd op de mogelijkheid de cokesovens te verwarmen door middel van arme gassen. In vele gevallen beschikt men over hoogovengas of gas van chemische fabrieken aan voldoende lage prijs om deze benutting toe te laten. Bij gebrek daaraan is men verplicht cokes-gazogenen te installeren. In de Ruhr bestaan er 166 zulke gazogenen waarvan er vorig jaar 89 in dienst en 45 in reserve waren. Dit brengt een verbruik aan cokes mede van 2 tot 5 % van de productie en daar het moeilijk is de vraag te voldoen, zou het voordelig zijn een andere brandstof voor deze gazogenen te vinden.

Dit heeft de aandacht doen trekken op de vuile kool en wasserij-schiefers die tot nu toe op de steenstorten terecht kwamen. Twee voorbeelden van zulke benutting verdienen vermeld te worden: Het eerste werd toegepast in de Saar gedurende de laatste jaren van den oorlog; het maakt gebruik van wasserij-afval om een gas voort te brengen gelijkend aan hoogovengas. Het tweede betreft een installatie opgericht nabij Aken, door D^r Rombach voor een zinkfabriek. Zij maakt gebruik van een schlammberg die een asgehalte vertoont van 50 à 65 %. Gedurende de reeds vijfjarige werking van deze installatie kon een tamelijk hoogwaardig gas uit deze afval getrokken worden.

La réglementation minière aux Pays-Bas

(suite)

PRESCRIPTIONS DE L'INSPECTEUR GENERAL DES MINES REGLEMENTS-TYPES ET INSTRUCTIONS

par H. FRESON

Ingénieur en Chef - Directeur des Mines, à Bruxelles

N° 19a.

Prescriptions concernant l'application des articles 5 et 38 du règlement minier de 1939.

Prévention du danger d'incendie dans les mines.

Art. 1. — a) Les planchers de protection doivent être construits en matériaux incombustibles.

b) Sur les planchers de protection, on ne peut pas déposer de fascines.

Art. 2. — Il est interdit d'utiliser dans les puits, en premier établissement ou pour renouvellements, des matériaux combustibles, excepté pour les pièces de guidage et les poutres-guides des câbles d'équilibre.

Art. 3. — Avant d'entreprendre des travaux de coupage au chalumeau ou de soudure dans un puits ou dans le prolongement de celui-ci, information doit en être donnée en temps utile à l'Inspecteur général des Mines et une protection convenable doit être établie pour éviter la chute d'étincelles ou d'éléments incandescents dans le puits; en outre, le matériel déposé sur le plancher de protection doit être convenablement mouillé.

Art. 4. — a) Durant les travaux comportant l'emploi d'une flamme nue (soudage, coupage, etc...), une surveillance doit être exercée sous l'endroit où ces travaux s'effectuent, par une personne spécialement désignée à cette fin et qui doit disposer du matériel d'extinction nécessaire.

b) Dès que les travaux mentionnés au premier alinéa sont terminés, la partie du puits située sous l'endroit où ces travaux ont eu lieu doit être visitée; il doit être tenu note de cette visite.

Art. 5. — Sauf dérogation à accorder pour des cas spéciaux, les chargeages, boueux, galeries et

autres excavations doivent sur une distance de 100 m à partir du puits, mesurée suivant l'axe de ces boueux, galeries et autres excavations, être pourvus d'un revêtement en matériaux incombustibles.

N° 20.

Prescriptions concernant l'application des articles 38, 45 et 68, 2^{me} alinéa, du règlement minier de 1939.

Plancher suspendu et plancher fixe utilisés dans les fonçages de puits.

A. — *Plancher restant suspendu à un câble lors de son utilisation et déplacé avec le personnel qu'il porte.*

Art. 1. — a) On entend par plancher suspendu un plancher qui reste suspendu à un câble lors de son utilisation et qui est déplacé avec le personnel qu'il porte.

b) Le plancher doit être construit de telle manière que toutes ses parties présentent un coefficient de sécurité d'au moins 10 par rapport à la charge maximum.

Art. 2. — La liaison du câble au plancher doit être réalisée de telle manière qu'il soit impossible que les pièces de liaison se détachent fortuitement.

Art. 3. — Afin d'éviter que le plancher ne puisse basculer, on munira celui-ci, outre des chaînes de suspension, d'au moins quatre chaînes de réserve, non tendues.

Art. 4. — Avant que le câble auquel le plancher est fixé ne soit déchargé, une personne désignée à cette fin doit s'assurer que les verroux servant à fixer le plancher sont fermés de telle façon que leur ouverture spontanée soit exclue.

Art. 5. — a) Le plancher doit être guidé par des pièces de guidage ou, en cas d'absence de partibures, par des câbles-guides ou d'une autre manière de telle sorte que le danger d'ancrage, de déversement ou de basculement soit évité.

b) Au-dessus du plancher, le puits doit être fermé à l'aide de trappes munies de contrepoids.

Art. 6. — Pendant le travail sur le plancher, l'espace compris entre le plancher et la paroi du puits doit être obturé au moyen de sacs de sable. Cette obturation ne peut pas présenter d'ouverture; il est également interdit d'enlever des éléments de celle-ci.

Art. 7. — Le plancher ne peut être déplacé qu'après que le signal de cette manœuvre a été reçu du fond et transmis au machiniste par le préposé aux signaux.

Art. 8. — a) Lors du déplacement du plancher, celui-ci doit être débarrassé de tout matériel.

b) La machine d'extraction doit être pourvue au moins d'un frein efficace à pédale et d'un frein efficace à main.

Art. 9. — a) Au moins une fois par an, un expert devra vérifier soigneusement le bon état de la machine d'extraction.

b) Les résultats de cette vérification seront mentionnés par l'expert, sous sa signature, dans le registre du puits.

Art. 10. — a) Chaque câble doit présenter une charge de rupture d'au moins six fois la charge maximum.

b) Avant sa mise en service, tout nouveau câble doit être examiné et trouvé en bon état, en ce qui concerne son état général, sa résistance à la rupture et sa flexibilité.

c) Une fois par mois civil, à intervalles de six semaines au plus, le câble doit être soumis, par une personne compétente et digne de confiance à tous égards, à un examen minutieux ayant pour objet la recherche des fils brisés ou usés.

d) Lors de cet examen qui ne peut avoir lieu qu'à la clarté suffisante du jour ou d'une lumière artificielle, le câble doit au préalable être dégraissé à fond, tandis que sa vitesse de déplacement est limitée à 0,5 m par seconde au maximum de manière à permettre la constatation du nombre et de l'endroit des ruptures de fils.

e) De la même manière doivent être examinés, la machine d'extraction étant arrêtée :

- 1) l'extrémité du câble sur une longueur de 20 m à partir de la patte;
- 2) un tronçon du câble dans chaque longueur de 50 mètres.

f) Tous les résultats de ces examens doivent être mentionnés dans le registre du puits.

Art. 11. — Au moins une fois tous les six mois et en outre après chaque incident par suite duquel le câble a pu être endommagé, le câble doit être examiné au point de vue de sa résistance à la rupture et de sa flexibilité. Tout examen d'un tronçon prélevé sur le câble doit avoir lieu dans un délai de trois jours à dater du prélèvement, tandis que l'Inspecteur général des Mines doit être informé par

écrit, au moins 24 heures d'avance, du moment auquel il sera procédé à cet examen.

Art. 12. — a) Les examens ayant pour objet la résistance à la rupture et la flexibilité se feront conformément aux indications suivantes :

- 1) pour l'examen des câbles en acier, un tronçon d'une longueur d'au moins 1 mètre sera prélevé sur ceux-ci; tous les fils doivent être soumis séparément à l'essai de rupture par traction et à l'essai de flexibilité, à l'exception des fils d'âme du câble ou de ses torons, qui n'augmentent pas sa résistance à la rupture;
- 2) la résistance à la rupture est déterminée par une charge croissant jusqu'à ce que la rupture se produise;
- 3) la flexibilité est déterminée par le nombre de pliages à 180°, effectués sur un axe de 5 mm de rayon jusqu'à ce que la rupture se produise;
- 4) est considéré comme flexion à 180° le pliage alternatif, en avant et en arrière au même point, jusqu'à ce que la partie pliée soit perpendiculaire au fil;
- 5) la charge de rupture du câble, qui est la somme des résistances à la rupture de chacun des fils, se calcule en faisant la somme des charges de rupture, déterminées de la manière susdite, de chacun des fils; dans ce calcul on néglige les fils, dont la résistance à la rupture est inférieure de 20 % et plus à la résistance moyenne à la rupture des autres fils, et tous les fils présentant un nombre de flexions moindre que ceux indiqués ci-après.

b) Le nombre minimum de flexions pour des fils de :

0-2,0 mm de diamètre	doit être de	8
2,0-2,2 » » » » » » »		7
2,2-2,5 » » » » » » »		6
2,5-2,8 » » » » » » »		5
2,8 et plus » » » » » » »		4

c) Les résultats de ces essais doivent être communiqués par écrit à l'Inspecteur général des Mines et mentionnés dans le registre du puits.

Art. 13. — Lorsque le plancher subit des modifications ou lorsqu'il n'a pas été en service pendant plus d'un an, il ne peut être remis en service que moyennant une nouvelle autorisation.

B. — *Plancher rendu fixe avant d'être utilisé pour le travail.*

Art. 14. — Par plancher fixe, on entend un plancher qui est rendu fixe avant d'être utilisé pour le travail.

Art. 15. — Pendant le déplacement du plancher, aucun ouvrier ne peut se trouver sur celui-ci, étant toutefois entendu que la personne chargée de fixer le plancher peut y accéder après qu'il a été immobilisé, mais non encore fixé.

Art. 16. — Pendant le déplacement du plancher, le personnel ne peut se trouver en dessous de celui-ci, sauf si ce personnel est protégé par un solide plancher de sécurité.

N° 21.

**Prescriptions concernant l'application
des articles 43 et 44
du règlement minier de 1939.**

*Echelles établies dans les puits,
puits intérieurs et burquins.*

Art. 1. — Dans les puits, puits intérieurs et burquins, les échelles ne peuvent être établies avec une pente dépassant 80°; elles doivent être pourvues, à des distances verticales de 10 m au plus, de paliers de repos que l'extrémité supérieure des échelles doit dépasser de 1 m.

Art. 2. — Sauf dérogation accordée par l'Inspecteur général des Mines, les paliers de repos mentionnés à l'article précédent doivent présenter un espace suffisant pour permettre le passage d'une personne munie d'un appareil de sauvetage.

Art. 3. — Aux endroits où il n'est pas possible de prolonger les échelles jusqu'à une hauteur de 1 m au-dessus du palier de repos, des poignées doivent être établies jusqu'à cette hauteur.

Art. 4. — Les échelles doivent être placées de manière que l'ouverture ménagée dans chaque palier de repos soit couverte par l'échelle portée par ce palier; lorsqu'il n'est pas possible d'adopter cette disposition, l'ouverture doit être clôturée ou fermée par un volet s'ouvrant vers le haut.

Art. 5. — Les compartiments d'échelles des puits, puits intérieurs et burquins, doivent être partout séparés des compartiments d'extraction de telle manière qu'il ne subsiste aucune ouverture suffisante pour que quelqu'un puisse y passer la tête.

Art. 6. — Pour les burquins en construction, il suffit que la séparation soit établie jusqu'au plancher de protection.

Art. 7. — Lorsque, entre les compartiments d'échelles mentionnés à l'article 5 et les autres compartiments du puits non affectés à l'extraction, il n'est pas établi de séparations complètes, les paliers de repos doivent, dans les compartiments d'échelles, s'étendre jusqu'à la paroi du puits.

Art. 8. — Les compartiments d'échelles de puits intérieurs et de burquins qui sont hors service, qui ne servent par conséquent qu'au passage de l'air et, pour ce motif, ne sont pas utilisés pour la circulation du personnel, doivent, afin que les personnes soient garanties contre le danger de chutes, être pourvus au niveau des paliers d'échelles, soit d'une clôture d'au moins 1 m de hauteur, soit d'une plinthe de butée de 18 cm de hauteur, à condition que les partibures établies entre le compartiment d'échelles et le compartiment d'extraction ne soient pas distantes de plus de 1 m l'une de l'autre.

N° 22.

**Prescriptions concernant l'application
de l'article 44 du règlement minier de 1939.**

*Fermeture des compartiments d'extraction
dans les puits, puits intérieurs et burquins.*

Art. 1. — Les ouvertures de compartiments de puits, puits intérieurs et burquins, par lesquelles

on accède à des endroits où l'on ne circule qu'exceptionnellement, doivent être fermées au moyen de portes ou de barrières.

Art. 2. — Le puits doit toujours être fermé par des portes ou des barrières en fer, tant au niveau des accès à la surface qu'à ceux des chargeages du fond, lorsque la cage ne se trouve pas au niveau correspondant. Pour les puits intérieurs et les burquins, ces portes ou barrières peuvent être, à la recette supérieure et aux niveaux intermédiaires, remplacées par :

- 1) une grille à fermeture automatique;
- 2) une barre de fer, à laquelle est suspendue une barrière de fermeture en cas d'absence du préposé aux signaux. Au pied, les portes ou barrières susdites peuvent être remplacées par des tiges de fer qui doivent être fermées en l'absence du préposé aux signaux.

Art. 3. — Les puits intérieurs et burquins doivent, si l'on y fait du transport vertical par wagonnets de mine, être munis de dispositifs automatiques propres à éviter qu'en l'absence de la cage l'ouvrier ne soit précipité dans le puits intérieur ou dans le burquin avec le wagonnet à introduire dans la cage.

N° 23.

**Prescriptions concernant l'application
des articles 44 et 68
du règlement minier de 1939.**

*Protection des ouvriers occupés dans les puits,
puits intérieurs ou burquins
ou dans leurs chargeages.*

Art. 1. — Aux endroits où, dans les puits, puits intérieurs et burquins, sont chargés ou déchargés des matériaux tels que longs bois, rails, tuyaux, etc..., des séparations efficaces doivent, si c'est nécessaire, être établies entre les compartiments d'extraction.

Art. 2. — Pour assurer la protection des ouvriers travaillant aux chargeages des puits, puits intérieurs ou burquins contre des objets tombant dans les dits puits, puits intérieurs ou burquins, on doit établir entre la partie supérieure du chargeage et le puits, le puits intérieur ou le burquin, dans la zone du chargeage qui a plus de 3 m de hauteur, une séparation suffisamment complète, qui doit être fermée lors du transport effectué à l'aide de wagonnets de mine.

Art. 3. — a) Avant de commencer l'exécution de travaux spéciaux tels que le nettoyage du palier de la cage, le nettoyage du fond du puits intérieur ou du burquin, le chargement de rails en fer qui doivent être fixés debout dans la cage et des travaux analogues, le préposé aux signaux du puits intérieur ou du burquin est tenu de prévenir le machiniste à l'aide d'un tuyau acoustique ou d'une autre manière.

b) Pendant la durée du nettoyage du fond du puits intérieur ou du burquin, la cage doit être soutenue d'une manière présentant toutes garanties de sécurité.

Art. 4. — Les travaux de réparation à effectuer au chargeage supérieur d'un puits intérieur ou d'un burquin, ou au voisinage de ce chargeage, à une distance de moins de 1 m de l'ouverture du puits, ne peuvent avoir lieu qu'après fermeture provisoire de cette ouverture, sauf si le puits intérieur ou le burquin est fermé par la cage qui se trouve au niveau du chargeage.

Art. 5. — Le plancher utilisé pendant le creusement d'un burquin et servant de plancher de passage du compartiment d'échelles à la caisse à pierres et de là au front d'attaque, doit être complètement fermé en dehors des périodes où l'on opère le levage du matériel.

Art. 6. — Les ouvriers occupés dans des puits, puits intérieurs et burquins, de même que les ouvriers occupés aux étages ou à la partie inférieure de puits, puits intérieurs ou burquins, doivent être pourvus de couvre-chef résistants qui leur sont fournis par la direction de la mine ou à l'intervention de celle-ci.

N^o 24.

Prescriptions concernant l'application de l'article 45 du règlement minier de 1939.

Etablissement

et mise en usage d'installations d'extraction servant à la translation du personnel dans les puits.

A. — Prescriptions générales.

Art. 1. — a) L'ensemble de l'installation d'extraction doit constamment être maintenu dans l'état où il se trouvait au moment où a été accordée l'autorisation de l'utiliser pour la translation du personnel. Il doit toujours se trouver en parfait état d'entretien.

b) Il est interdit, sans l'assentiment de l'Inspecteur général des Mines, d'apporter des modifications à la consistance de l'installation d'extraction, telles que changement de câbles d'extraction, de cages, de dispositifs de suspension des cages, câbles d'équilibre et éléments analogues, ainsi qu'à la disposition du puits et du châssis à molettes.

Art. 2. — Il doit être immédiatement donné connaissance à l'Inspecteur général des Mines de tous les événements importants survenant lors de l'extraction des matériaux ou de la translation du personnel, ainsi que des détériorations importantes de l'installation d'extraction, du soutènement du puits, des guides de cage, des câbles, des cages et éléments analogues, détériorations qui mettent obstacle à l'usage normal de l'installation d'extraction.

B. — Installation.

I. — Puits.

Art. 3. — a) Sous le niveau le plus bas que la cage atteint lors de la translation du personnel, il doit y avoir des guides élargis latéralement ou d'autres dispositifs qui freinent la cage en cas de descente exagérée.

b) Sous ce niveau, la hauteur de l'eau doit être maintenue assez basse pour qu'en cas de descente exagérée de la cage soit exclu le danger de noyade des personnes qui se trouvent dans la cage.

Art. 4. — Les guides de cage et leurs dispositifs de fixation doivent pouvoir porter en position verticale, avec un coefficient de sécurité de 4, la plus grande charge à envisager lors de la translation du personnel.

Art. 5. — Les prescriptions relatives aux appareils de retenue ou aux guides élargis ne s'appliquent pas aux installations d'extraction, dans lesquelles le guidage des cages est assuré par câbles-guides au lieu de poutres de guidage.

II. — Châssis à molettes, molettes et taquets de retenue.

Art. 6. — Au-dessus du puits doit être établie une installation empêchant, en cas de rupture des molettes ou de leurs axes, la chute de débris dans le puits.

Art. 7. — A moins d'une autorisation de l'Inspecteur général des Mines, l'espace libre existant dans le châssis à molettes des installations d'extraction qui n'étaient pas encore en service à la date du 1^{er} juin 1929, au-dessus de la position la plus élevée que la cage atteint lors de la translation du personnel, ne peut avoir moins de 10 m de hauteur.

Art. 8. — Dans l'espace libre mentionné à l'article précédent doivent être installés des guides élargis latéralement ou d'autres dispositifs freinant la cage en cas de levée exagérée.

Art. 9. — Dans les châssis à molettes doivent être installés pour chaque cage deux jeux de taquets solides capables de retenir, en cas de rupture du câble, la cage levée éventuellement trop haut.

Art. 10. — Le diamètre des molettes doit être d'au moins 80 fois le diamètre du câble.

III. — Machines d'extraction.

Art. 11. — a) La machine d'extraction doit être pourvue d'un frein de manœuvre ou de service et d'un frein de secours. Chacun de ces freins doit être en état de tenir en tout temps, avec un coefficient de sécurité statique d'au moins 3, la plus forte charge effective qui se présente au cours de la translation du personnel; le mécanisme du frein doit alors être chargé de manière à réaliser, pour la résistance, un coefficient de sécurité d'au moins 5.

b) Pour des vitesses dépassant 5 m par seconde, lors de la translation du personnel :

- 1) la pression du frein de manœuvre ou de service doit être réglable par le levier du frein; cette règle ne s'applique pas aux machines d'extraction électriques du système Léonard;
- 2) sauf dispense de l'Inspecteur général des Mines, le frein de secours doit être construit de telle manière que, lors de l'entrée en action des blocs de frein, les effets d'inertie dus au contre-poids du frein soient autant que possible évités;
- 3) sauf dispense de l'Inspecteur général des Mines, la machine d'extraction doit être pourvue d'un dispositif sûr, réglant automatiquement la vitesse pendant toute la durée du trait, tant lors de la translation du personnel que lors de l'extraction des produits.

c) Le machiniste doit, sans quitter son poste, toujours pouvoir mettre facilement les freins en action et hors d'action.

d) La machine d'extraction doit être pourvue d'une sonnerie qui fonctionne au moment où la machine doit encore faire deux tours avant que la cage n'atteigne la recette.

e) Dans la salle de machine doit être installé un dispositif qui indique à tout moment la position exacte des cages dans le puits.

f) La machine d'extraction doit être pourvue d'un tachygraphe convenable.

g) La machine d'extraction doit être pourvue d'un dispositif sûr, qui déclenche le frein de secours lors d'une levée exagérée de la cage.

Art. 12. — Le diamètre des poutres Koepe et des tambours d'enroulement des câbles doit être d'au moins 80 fois le diamètre du câble.

IV. — Câbles.

Art. 13. — a) Avant sa pose, tout nouveau câble doit être soumis à des essais de résistance à la rupture et de flexibilité. Sont exclus de l'épreuve de flexibilité, les fils d'âme des câbles à torons triangulaires ainsi que ceux des câbles dits clos.

b) Les essais de résistance à la rupture et de flexibilité doivent être exécutés en tenant compte des prescriptions suivantes :

1) du câble sera prélevé un tronçon d'au moins 1 m de longueur, dont tous les fils, à l'exception

des fils brisés, seront soumis séparément à l'essai de résistance à la rupture et à l'essai de flexibilité;

2) la charge de rupture est déterminée par mise en charge poussée jusqu'à la rupture;

3) la flexibilité est déterminée par le nombre de flexions à 180°, sur un axe d'un rayon de 5, 7,5 et 10 mm, selon l'épaisseur du fil, jusqu'à ce que la rupture se produise;

4) est considéré comme flexion à 180°, le pliage alternatif en avant et en arrière d'un fil au même point, jusqu'à ce que la partie pliée soit à angle droit avec le fil et ramenée ensuite dans le prolongement de la partie non pliée;

5) la résistance à la rupture du câble entier étant la somme des résistances à la rupture de chacun des fils, s'obtient en additionnant les charges de rupture, déterminées de la manière susdite, de chacun des fils; dans cette somme, on ne peut faire intervenir :

A les fils dont la résistance à la rupture s'écarte de plus de 10 % de la force portante moyenne des fils de la même épaisseur;

B les fils d'âme des câbles à torons triangulaires;

C les fils pour lesquels le nombre de flexions n'atteint pas les nombres indiqués dans le tableau suivant :

Rayon du cylindre mm	Épaisseur du fil mm	Nombre de flexions			
		du fil nu ayant une résistance en kg/mm ²		du fil galvanisé ayant une résistance en kg/mm ²	
		moins de 160	160 et plus	moins de 160	160 et plus
5	1.5	13	11	11	9
	1.6	11	10	10	8
	1.7	10	9	9	7
	1.8	9	8	8	7
	1.9	8	7	7	6
	2.0	8	7	7	6
	2.1	7	6	6	5
	2.2	7	6	6	5
	2.3	6	5	5	5
	2.4	6	5	5	4
7 1/2	2.5	10	9	9	8
	2.6	9	8	8	7
	2.7	9	8	8	6
	2.8	8	7	7	6
	2.9	7	6	6	5
	3.0	7	6	6	5
	3.1	11	10	10	9
	3.2	10	9	9	8
10	3.3	10	9	9	8
	3.4	9	8	8	7
	3.5	9	8	8	7
	3.6	8	7	7	6
	3.7	8	6	7	6

c) Le moment où il sera procédé aux essais précités doit être porté au moins trois fois 24 heures à l'avance, par écrit, à la connaissance de l'Inspecteur général des Mines; les résultats des essais doivent lui être communiqués par écrit; mention signée de ces résultats doit être faite dans le registre des câbles.

Art. 14. — Avant que l'on opère la première translation de personnel à l'aide d'un nouveau câble ou à l'aide d'un câble dont l'attelage à la cage a été renouvelé ou qui a été muni de nouvelles pièces d'attelage, le câble doit avoir été en service régulier pendant au moins une heure sous charge complète d'extraction.

Art. 15. — a) De tout nouveau câble d'extraction on doit prélever, avant la pose, une éprouvette de 3 m de longueur, laquelle, munie d'une marque distincte doit, pendant toute la durée de service du câble, être conservée dans un local sec, à l'abri de la rouille et de toute détérioration.

b) Il doit être immédiatement donné connaissance à l'Inspecteur général des Mines de la date de la pose de tout nouveau câble.

Art. 16. — Pour des câbles d'extraction, la résistance moyenne à la rupture des fils galvanisés ne peut dépasser 170 kg/mm².

Art. 17. — Tout câble d'extraction doit constamment présenter une charge de rupture égale à au moins six fois la charge statique maximum; en cas d'emploi de poulies Koepe, la charge de rupture à la pose doit être d'au moins sept fois la charge statique maximum.

Art. 18. — A moins d'une autorisation de l'Inspecteur général des Mines, l'emploi de câbles d'extraction enlevés ou retournés est interdit. L'emploi de câbles épissés est interdit.

Art. 19. — A moins d'une autorisation de l'Inspecteur général des Mines, un câble Koepe ne peut rester en service pendant plus de deux ans.

Art. 20. — a) Pour chaque installation d'extraction, il doit y avoir un câble de réserve, répondant aux présentes prescriptions imposées pour les câbles et protégé contre les intempéries et toute autre influence nuisible.

b) Pour les puits équipés de plus d'une installation d'extraction ayant des câbles de même espèce, il suffit d'un câble de réserve, capable d'assurer l'extraction jusqu'à l'étage le plus bas; il en est de même pour les puits situés à faible distance l'un de l'autre et qui sont reliés par une communication souterraine.

Art. 21. — a) Un câble usagé ne peut faire office de câble de réserve, que s'il a été visité avant l'enlèvement à l'intervention de l'Administration des Mines et trouvé en bon état.

b) La direction de la mine doit informer l'Inspecteur général des Mines de l'enlèvement d'un câble en temps utile, pour que la visite prévue au premier alinéa soit possible.

Art. 22. — a) Aux endroits où les câbles sont fortement exposés à la corrosion, l'usage de câbles non galvanisés ou non fabriqués à l'aide d'autres bons matériaux inoxydables est interdit.

b) Les câbles en acier doivent être protégés contre la corrosion; sauf après autorisation de l'Inspec-

teur général des Mines, il est interdit de continuer à utiliser pour la translation du personnel un câble en acier présentant un endroit défectueux ou fortement corrodé.

V. — Câbles d'équilibre.

Art. 23. — La liaison entre le câble d'équilibre et la cage doit être réalisée de telle manière, qu'en cas d'augmentation inattendue de la charge du câble d'équilibre, ni la cage ni le câble d'extraction ne puissent être endommagés; à cet effet, un élément de la liaison peut présenter une résistance plus faible, sans que sa résistance à la rupture ne soit moindre que dix fois la charge statique maximum.

Art. 24. — a) La boucle du câble d'équilibre doit se trouver à une profondeur telle que la cage montante puisse être levée jusqu'à sa position extrême dans le châssis à molettes, sans qu'elle ne soit retenue par le câble d'équilibre.

b) Le câble d'équilibre ne peut pas venir en contact avec l'eau à la partie inférieure du puits.

Art. 25. — a) Tout câble d'équilibre doit toujours présenter une résistance à la rupture égale à au moins six fois la charge statique maximum.

b) La résistance à la rupture des fils, pris séparément du câble d'équilibre, ne peut pas s'écarter de plus de 20 % de la résistance moyenne à la rupture de l'ensemble des fils de même espèce.

c) Les câbles d'équilibre doivent satisfaire aux conditions prescrites par l'article 17. Les résultats des essais faits pour établir qu'ils satisfont à celles-ci doivent être communiqués par écrit à l'Inspecteur général des Mines; mention signée doit en être faite au registre des câbles.

Art. 26. — A moins d'une autorisation de l'Inspecteur général des Mines, le câble d'équilibre ne peut pas rester plus de deux ans en service.

Art. 27. — a) Pour chaque installation d'extraction comportant un câble d'équilibre, il doit y avoir un câble d'équilibre de réserve, répondant aux présentes prescriptions imposées pour les câbles d'équilibre et protégé contre les intempéries et toute autre influence nuisible.

b) Pour les puits équipés de plus d'une installation d'extraction comportant des câbles d'équilibre de même espèce, il suffit d'un câble d'équilibre de réserve, convenant pour l'extraction jusqu'à l'étage le plus bas; il en est de même pour les puits situés à faible distance l'un de l'autre et qui sont reliés par une communication souterraine.

VI. — Cages.

Art. 28. — a) Tous les éléments des cages doivent présenter une résistance à la rupture égale à au moins sept fois la charge statique maximum.

b) Les cages doivent être pourvues d'un toit solide et leurs parois non ouvertes doivent être en forte tôle de fer, perforée ou non.

c) Le toit de la cage doit être horizontal et muni d'un bord saillant d'au moins 6 cm de hauteur.

d) Dans chaque étage de cage, ayant plus de 1 m 60 de hauteur et plus de 1 m de largeur, il doit y avoir une barre à laquelle les personnes à transporter puissent prendre appui.

e) La cage doit être fermée à l'aide de portes ou de barrières, qui ne s'ouvrent pas à l'extérieur et qui sont disposées de telle manière qu'en cas de danger les étages fermés puissent être abandonnés sans qu'un secours doive venir de l'extérieur.

f) Il doit y avoir un nombre suffisant de cages de réserve.

VII. — *Dispositifs de retenue.*

Art. 29. — Chaque cage doit être pourvue d'un dispositif de retenue agissant par freinage.

VII. — *Dispositifs de suspension.*

Art. 30. — a) Les pièces d'attelage du câble d'extraction à la cage doivent avoir une résistance à la rupture égale à au moins dix fois la charge maximum.

b) Lorsque la cage est suspendue à une maîtresse-tige, il doit y avoir des chaînes de sûreté ou des maillons présentant un coefficient de sécurité de 10 au moins.

c) La longueur des chaînes de sûreté doit être telle qu'en cas de rupture de la maîtresse-tige, le choc qui se produit à la retenue de la cage soit aussi réduit que possible.

d) Dans le calcul des maillons soudés, on admet une charge de rupture égale au deux-tiers de celle du métal.

Art. 31. — a) La hauteur de serrage des dispositifs de serrage des pattes de câbles doit être, pour des câbles ronds, d'au moins 1,7 fois le diamètre du câble.

b) Les arêtes de ces dispositifs doivent être arrondies sous un rayon de 5 mm au moins.

Art. 32. — a) Avant d'être mis en usage, un nouveau dispositif de suspension doit être éprouvé sous une charge triple de la charge maximum.

b) Un certificat relatif à cette épreuve, ainsi qu'aux matériaux utilisés, doit être transmis à l'Inspecteur général des Mines.

Art. 33. — Tous les calculs relatifs à l'installation d'extraction doivent être faits sur la base de la charge maximum admise en service.

IX. — *Dispositifs de signalisation.*

Art. 34. — Entre la recette et la salle de machine doit être établi un dispositif de signalisation acoustique ou optique, à l'aide duquel le préposé aux signaux à la recette puisse transmettre au machiniste les signaux qu'il reçoit. En outre, un tuyau acoustique ou une liaison téléphonique doivent être établis de la salle de machine vers la recette, de telle manière que le machiniste puisse en faire usage sans quitter son poste.

Art. 35. — a) Il doit être établi dans chaque puits une installation de signalisation acoustique ou optique, à l'aide de laquelle les préposés aux signaux aux chargeages puissent se mettre en relation avec ceux de la recette.

b) Les installations de signalisation électrique doivent être disposées de telle manière que le signal puisse également être perçu à l'endroit d'où il est donné.

c) Les planchers d'entrée et de sortie établis aux chargeages et aux recettes doivent, d'une manière que l'Inspecteur général des Mines estime convenable, être reliés par signaux aux endroits d'où est desservie la signalisation du puits.

X. — *Préposés aux signaux.*

Art. 36. — a) Lorsque du transport se fait dans le puits entre étages et si des cages sont chargées et déchargées simultanément aux deux étages, seul le préposé aux signaux placé au niveau le plus élevé dans le puits a qualité pour donner des signaux à la recette.

b) Aux chargeages et recettes comportant plus d'un palier, une seule personne peut donner des signaux; celle-ci doit (par un blocage) être mise dans l'impossibilité de le faire avant que de tous les paliers n'ait été donné le signal indiquant que la machine d'extraction peut être mise en marche ou que, à tous les paliers, l'entrée et la sortie du personnel sont terminées et que les accès au puits sont de nouveau fermés.

c) Lorsque des personnes doivent être transportées à partir d'un étage auquel n'est pas affecté un préposé aux signaux et que la personne qui donne les signaux le fait à partir du chargeage, après quoi elle doit encore se rendre dans la cage, cette circonstance doit être indiquée par le signal et le préposé aux signaux, placé à la recette, doit attendre au moins 30 secondes avant de transmettre le signal.

XI. — *Prescriptions particulières.*

Art. 37. — a) Le machiniste d'une machine Koepe doit être averti du fait que, lors d'une translation de personnel, la cage montante ne serait pas chargée.

b) Lors de réparations effectuées dans le puits, il est permis de donner des signaux directement du chargeage ou de la cage au machiniste.

c) Une installation de signalisation, telle que tous les signaux émanant du chargeage et de la recette sont transmis directement au machiniste, est admise pour le transport du matériel et aussi, moyennant accord de l'Inspecteur général des Mines, pour la translation du personnel.

C. — *Contrôle.*

I. — *Puits.*

Art. 38. — a) Les guides de cages, leur dispositif de fixation et les taquets, s'il y en a, doivent être visités journellement.

b) Les puits doivent être visités soigneusement toutes les semaines par les ouvriers de puits, sous la conduite du surveillant responsable.

c) L'un au moins des directeurs de la mine ou un agent qu'ils désignent à cette fin, autre que le surveillant responsable désigné au deuxième alinéa, doit au moins une fois par an se mettre par une visite minutieuse au courant de l'état des puits.

II. — Châssis à molettes et molettes.

Art. 39. — a) La mise en service d'un nouveau câble doit être précédée d'une visite minutieuse des molettes.

b) Lors de la visite mentionnée à l'alinéa précédent, l'épaisseur de la jante et la forme de la gorge de la jante doivent être soigneusement déterminées et les bords tranchants doivent être éliminés.

c) Mention signée doit être faite au registre du puits des résultats des visites mentionnées aux premier et deuxième alinéas.

Art. 40. — Doivent être visités journallement :

- a) les molettes avec leurs axes et coussinets et les éléments qui s'y rapportent;
- b) les divers appareils de sécurité.

III. — Machine d'extraction.

Art. 41. — Doivent être visités journallement :

- a) les moyeux des tambours d'enroulement des câbles et les poulies Koepe, ainsi que leur fixation sur les axes;
- b) le mécanisme du frein;
- c) les divers appareils de sécurité.

Art. 42. — Avant le début de la translation d'une équipe, le machiniste doit vérifier le fonctionnement des freins de la machine d'extraction.

IV. — Traits d'essai.

Art. 43. — Avant le début de la translation d'une équipe, la cage doit être montée et descendue entre les niveaux du puits, où se fera le transport de personnes, chargée d'un poids au moins égal au poids total des personnes à transporter; au cours de cette opération, on vérifiera l'exactitude des indications des indicateurs de profondeur de la machine d'extraction et, le cas échéant, ces appareils seront mis en ordre.

V. — Câbles (câbles d'extraction).

Art. 44. — Journallement, les câbles doivent être visités, en particulier aux endroits où ils sont fixés aux cages et aux tambours.

Art. 45. — La visite journalière des câbles d'extraction doit se faire, le câble se déplaçant à une vitesse maximum de 1 m par seconde, de telle manière que des ruptures de fils puissent être constatées.

Art. 46. — a) Une fois par semaine doit avoir lieu une visite des câbles d'extraction, ceux-ci se déplaçant à une vitesse ne dépassant pas 0,5 m par seconde.

b) La visite prescrite à l'alinéa précédent doit se faire sous un éclairage naturel ou artificiel suffisant, de façon que la personne qui visite le câble ait celui-ci bien en vue devant elle; au cours de cette visite, qui doit être faite par un personnel surveillant spécialement désigné à cette fin, le nombre et l'endroit des ruptures de fils doivent pouvoir être déterminés exactement.

Art. 47. — a) Au moins une fois toutes les six semaines, les câbles d'extraction doivent être visités de la manière prescrite pour la visite hebdomadaire, étant toutefois entendu que doivent être examinés, le câble étant arrêté :

- 1) les endroits présentant de nombreuses ruptures de fils;
- 2) les endroits qui sont toujours les plus fatigués au cours du service;
- 3) pour les câbles d'extraction en outre, un tronçon de 1 m du câble, par 50 mètres de câble. Tous ces endroits doivent être nettoyés de la graisse de câble, de telle manière que l'usure et la corrosion des fils soient facilement décelables.

b) La visite prescrite à l'alinéa précédent doit être faite par un personnel surveillant spécialement désigné à cette fin; en outre, les résultats de cette visite doivent faire l'objet d'une mention signée dans le registre du puits.

c) Dans des cas particuliers, l'Inspecteur général des Mines peut soumettre les visites journalières de câbles aux règles prescrites pour les visites hebdomadaires et les visites hebdomadaires, aux règles applicables aux visites qui doivent avoir lieu toutes les six semaines.

d) Des représentations graphiques doivent être tenues à jour, indiquant l'endroit et le nombre des ruptures de fils trouvées dans les câbles d'extraction ainsi que les dates auxquelles ces ruptures ont été constatées. L'allongement du câble doit aussi être porté au graphique.

e) Le cas échéant, les câbles d'extraction doivent être dégraissés à fond sur toute leur longueur et ensuite graissés à nouveau.

Art. 48. — a) Au moins une fois tous les trois mois, un tronçon de 1 m doit être prélevé de chaque câble enroulé sur bobine au-dessus des pincés-câbles et éprouvé conformément aux prescriptions de l'article 13 des présentes conditions; on admet toutefois un écart de 20 % par rapport à la résistance moyenne. La même opération doit avoir lieu pour les câbles enroulés sur tambours, après des délais que fixe l'Inspecteur général des Mines, pour chaque installation d'extraction, dans l'autorisation d'opérer la translation du personnel.

b) Chaque épreuve doit avoir lieu dans un délai de huit jours après le prélèvement, tandis que la date de l'épreuve doit être portée par écrit au moins trois fois 24 heures à l'avance à la connaissance de l'Inspecteur général des Mines. Le résultat de cette épreuve doit être communiqué par écrit à l'Inspecteur général des Mines et faire l'objet d'une mention signée dans le registre des câbles.

c) Le calcul de la charge de rupture doit se faire conformément aux prescriptions de l'article 13; toutefois, dans ce calcul il doit être fait abstraction du double du nombre maximum de fils brisés sur une longueur de 5 mètres.

Art. 49. — Le calcul de la charge de rupture des câbles Koepe se fait en soustrayant de la résistance primitive la charge de rupture du double du nombre maximum de fils brisés comptés sur une longueur de 5 mètres.

Art. 50. — Un câble trouvé défectueux lors de la visite ne peut pas être utilisé pour la translation du personnel.

VI. — *Câbles d'équilibre (câbles-queue).*

Art. 51. — a) Les pattes des câbles d'équilibre doivent être visitées journallement.

b) Les câbles d'équilibre doivent être soumis à une visite hebdomadaire, au cours de laquelle la vitesse des câbles ne peut dépasser 1/2 m par seconde.

c) La visite prescrite à l'alinéa précédent doit se faire sous un éclairage naturel ou artificiel suffisant, de façon que la personne qui visite le câble ait celui-ci bien en vue devant elle; au cours de cette visite, qui doit être faite par un personnel surveillant spécialement désigné à cette fin, le nombre et l'endroit des ruptures de fils doivent pouvoir être déterminés exactement.

d) Au moins une fois toutes les six semaines, les câbles d'équilibre doivent être visités de la manière prescrite pour la visite hebdomadaire, étant toutefois entendu que doivent être examinés le câble étant arrêté :

- 1) les endroits présentant de nombreuses ruptures de fils;
- 2) les endroits qui sont toujours le plus fatigués au cours du service (l'endroit formant la boucle, lorsque les cages ont atteint le point extrême de leur course).

Art. 52. — Un câble d'équilibre trouvé défectueux lors de la visite ne peut pas être utilisé pour la translation du personnel.

VII. — *Cages.*

Art. 53. — Les cages doivent être visitées journallement.

Art. 54. — a) Une fois au moins toutes les quatre semaines, les cages doivent être soumises à une visite spéciale, au cours de laquelle on vérifiera particulièrement si des rivets ont du jeu, si les goussets sont en bon état, si les barrières ne présentent pas de danger et si de l'usure ne s'est pas produite dans les divers éléments.

b) La visite prescrite à l'alinéa précédent doit être faite par un personnel surveillant spécialement chargé de cette mission.

VIII. — *Appareils de retenue.*

Art. 55. — a) Les appareils de retenue doivent être visités journallement.

b) Au moins une fois toutes les quatre semaines, les appareils de retenue doivent être soumis à une visite spéciale. La cage étant arrêtée et le câble détendu, le mécanisme entier de l'appareil de retenue doit être amené en position de prise. Cette visite doit être faite par un personnel surveillant spécialement désigné à cette fin.

c) Au moins une fois par an, les ressorts des appareils de retenue doivent être démontés, soumis à un examen minutieux et éprouvés; ils ne peuvent être remis en service que s'ils sont trouvés en bon état. Les résultats de l'épreuve doivent faire l'objet d'une mention signée dans le registre des puits.

IX. — *Dispositif de suspension.*

Art. 56. — a) Les pièces d'attelage du câble à la cage et leur fixation au câble doivent être visitées journallement.

b) Les pièces d'attelage et autres éléments à l'aide desquels la cage est fixée au câble, tels que maîtresse-tigé, anneaux, boulons et éléments analogues, doivent être remplacés au moins tous les deux ans par des pièces neuves non encore utilisées, à moins qu'il ne puisse être démontré que ces éléments présentent une sécurité suffisante.

X. — *Dispositifs de signalisation.*

Art. 57. — a) Les dispositifs de signalisation doivent être visités journallement.

b) Annuellement, l'ensemble du dispositif de signalisation électrique doit être soumis à une visite minutieuse par un expert désigné à cette fin et appartenant au personnel de la surveillance.

XI. — *Contrôle général.*

Art. 58. — Les visites journalières doivent être faites par des personnes qui sont spécialement désignées à cette fin; leurs noms doivent être mentionnés au registre des puits.

Art. 59. — Toutes les inspections de pièces de l'installation d'extraction, telles que câbles, cages et puits, inspections pour lesquelles il doit être fait usage de lumière artificielle, doivent se faire à l'aide d'une lampe électrique pourvue d'un réflecteur convenable, qui donne à la distance de 1 m un éclairage d'au moins 100 lux.

Art. 60. — Au moins une fois par an, le bon état de l'ensemble de l'installation d'extraction doit être vérifié par des experts, désignés en particulier à cette fin par la direction de la mine ou mandatés par elle.

XII. — *Registre des réparations effectuées.*

Art. 61. — Il doit y avoir, en bon état et régulièrement tenu à jour par des membres du personnel de la surveillance particulièrement désignés à cette fin, un « Registre des réparations effectuées » dans lequel il doit être tenu note de toutes les réparations qui ne font pas partie de l'entretien courant, effectuées aux installations servant à la translation du personnel, telles que réparations à la machine d'extraction, aux cages, aux câbles, aux dispositifs de suspension, au puits, au soutènement du puits, aux guides de cage ou câbles-guides et aux éléments analogues.

D. — *Translation du personnel.*

Art. 62. — L'emploi de taquets est interdit lors de la translation du personnel. Lorsque des taquets existent, il doit, lors de la translation, être effacés et calés d'une manière sûre de façon que la cage puisse passer sans obstacle.

Art. 63. — Pendant le transport du matériel, on ne peut effectuer la translation du personnel, excepté des personnes désignées par la direction de la mine dans le règlement prévu à l'article 68.

Art. 64. — a) Ont seuls l'autorisation d'utiliser une cage non fermée les employés de l'entreprise, le personnel de la surveillance, les réparateurs de puits, les préposés aux signaux et les personnes porteuses d'une autorisation délivrée par la direction de la mine, ainsi que les fonctionnaires de

l'Administration des Mines et les contrôleurs-ouvriers, de même que les personnes accompagnées de l'une de celles mentionnées ci-avant.

b) La présence de personnes dans un étage de cage partiellement chargé est toujours interdite.

c) Les visites qui se font dans le puits à partir du toit de la cage doivent autant que possible avoir lieu lorsque la cage est arrêtée ou qu'elle descend.

d) Les personnes qui se tiennent sur le toit de la cage lors de leur translation dans le puits doivent, lorsque ce toit n'est pas pourvu d'un garde-corps d'au moins 80 cm de hauteur, être protégées contre la chute dans le puits au moyen d'une ceinture de sûreté fixée à l'une des pièces servant à l'attelage du câble à la cage.

Art. 65. — a) Pendant la translation du personnel, il est interdit d'utiliser une cage pour le transport du matériel.

b) La translation du personnel vers les divers étages ou à partir de ceux-ci doit se faire séparément.

c) Dans chaque étage de la cage, dans lequel des personnes sont transportées, il doit y avoir au moins une lampe de mine allumée.

Art. 66. — L'arrêt de la translation du personnel doit avoir lieu dès que les inspections régulières cessent d'être faites; cette situation doit immédiatement être portée à la connaissance de l'Inspecteur général des Mines.

E. — Personnel préposé à la conduite.

Art. 67. — a) Les instructions que doivent observer les machinistes, les préposés aux signaux ainsi que les ouvriers, chefs d'équipe et surveillants chargés de l'entretien de l'ensemble de l'installation d'extraction, doivent être soumises à l'approbation de l'Inspecteur général des Mines lors de la demande relative à la translation du personnel.

b) Un exemplaire des instructions qui les concernent doit être remis aux machinistes et aux préposés aux signaux, ainsi qu'aux personnes mentionnées aux articles 58, 46, 47, 51, 54, 55, 57, 58 et 60.

F. — Règlement.

Art. 68. — a) La direction de la mine arrête un règlement contenant entre autres des prescriptions concernant :

- 1) les circonstances dans lesquelles la translation du personnel ne peut avoir lieu;
 - 2) les mesures qui doivent être observées par le personnel dans l'intérêt de la sécurité et du bon ordre pendant la translation des personnes;
 - 3) les catégories de personnes qui peuvent utiliser l'installation d'extraction en dehors des périodes normales de translation du personnel;
 - 4) les mesures qui doivent être observées lors du transport de personnes malades ou blessées;
 - 5) la manière dont on fait connaître :
 - a) les heures du début de la translation du personnel;
 - b) la signification des signaux;
 - c) les noms des personnes chargées :
 - de donner les signaux,
 - d'exercer la surveillance pendant la translation du personnel,
 - de la revision des installations servant à la translation du personnel;
 - 6) le nombre maximum de personnes pouvant prendre place simultanément dans la cage.
- b) Ce règlement doit être soumis à l'approbation de l'Inspecteur général des Mines.

G. — Disposition finale.

Art. 69. — La direction de la mine est tenue de faire inscrire dans le registre des puits ou d'y faire annexer l'autorisation d'effectuer la translation du personnel et les conditions qui s'y rapportent, ainsi que le règlement mentionné à l'article 68 et les instructions mentionnées à l'article 67; en même temps, des tableaux doivent être placés à chaque étage et maintenus bien lisibles, portant l'inscription « Il est interdit aux personnes non qualifiées de donner des signaux » et « La translation de personnel n'est permise qu'en présence d'un préposé aux signaux ou d'un membre du personnel de la surveillance ».

(à suivre.)

Communications

CONGRES-EXPOSITION POUR L'APPAREIL- LAGE CHIMIQUE (Achema IX), de Francfort- sur-le-Main, du 9 au 16 juillet 1950.

Un membre du personnel technique d'Inichar a eu l'occasion de visiter l'importante exposition d'appareillage pour l'industrie chimique, qui a été ouverte à Francfort-sur-le-Main, du 9 au 16 juillet de cette année.

L'Achema 1950, qui était la neuvième exposition organisée par la Société Allemande d'Appareillage Chimique, a revêtu cette année une importance particulière dénotant la volonté tenace de l'industrie allemande de reprendre la place qu'elle occupait avant la dernière guerre mondiale.

Inichar tient à la disposition des industriels, qui peuvent y être intéressés, l'importante documentation technique qui a été rapportée de cette visite.

L'exposition proprement dite était répartie en cinq sections, dont nous donnons ci-dessous une brève description.

Section 1 (Hall II): *Appareils de conditionnement.*

Cette section comprenait surtout les divers types récents de presses pour comprimés, dispositifs d'entubage, appareils de pesage automatique et de nombreux matériaux et machines d'emballage.

Section 2 (Hall IV): *Appareils de mesures et de réglages.*

Ici se groupaient les nombreux types d'appareils de mesures et de contrôles industriels. Cette section mettait bien en évidence la tendance générale au contrôle permanent des opérations industrielles. Une large place était réservée aux appareils à cellules photo-électriques et à commandes électroniques.

Diverses firmes exposaient des appareils d'analyse continue des gaz, pouvant s'appliquer au cas des mélanges d'air et de méthane (1).

Dans le même hall, un microscope électronique en fonctionnement était particulièrement remarqué.

Section 3 (Hall V): *Appareils de laboratoire.*

Ici encore se remarque la tendance à l'automatisme des divers instruments de mesures et de contrôles. On

peut citer en exemple la multiplication des appareils automatiques d'analyse élémentaire. Il en est de même des appareils généraux, tels que thermostats et dispositifs entièrement automatisés pour la production d'eau distillée.

Une place prépondérante de cette section était réservée à l'appareillage d'optique, spécialité de plusieurs grandes firmes allemandes. Dans les colorimètres et photomètres, l'emploi de la cellule photoélectrique se trouve de plus en plus généralisé et supprime l'ancienne méthode de l'observation subjective. De nombreux appareils ont subi de ce fait une évolution remarquable.

Plusieurs techniques relativement nouvelles se sont d'autre part imposées; il en est ainsi, par exemple, de la détermination des teneurs en eau, basées sur la mesure de la constante diélectrique.

La section de laboratoire présentait également plusieurs modèles de microscopes électroniques.

Section 4 (Hall VII): *Appareillage général pour l'industrie chimique.*

Cette section, particulièrement importante, groupait les appareils généraux pour l'industrie chimique: appareils de concassage, de broyage, de criblage et de tamisage; dispositifs de filtration et de distillation; de nombreux appareils de transport pour solides, liquides et gaz; des équipements complets pour divers procédés chimiques et de nombreux appareils accessoires (pompes, réducteurs de vitesse, etc.)

Le chauffage par induction semble se répandre de plus en plus, de même que les réducteurs de vitesse à démultiplication progressive.

Un stand particulièrement remarqué à cette section était celui montrant les multiples réalisations de la firme Lurgi.

Un stand était consacré aux appareils miniers (lampes et transformateurs): Dominit Werke.

Section 5 (Hall VIII): *Matériaux résistant à la corrosion.*

Cette section a connu une affluence particulièrement importante à cause des problèmes souvent insolubles posés par la corrosion pour l'industrie chimique.

La gamme complète des matériaux résistant à la corrosion était représentée: bois, grès, chamottes,

(1) Les firmes H. Maihak (Hambourg et Stand 8) et Hartmann & Braun (Francfort et Stands 13, 14, 31, 32) notamment, montraient en fonctionnement des analyseurs continus basés l'un sur le principe de la combustion et l'autre sur l'absorption de rayons infra-rouges.

caoutchoucs, matériaux artificiels les plus divers, plombs, aciers et alliages antiacides, aluminium, de même que toutes leurs applications sous forme de revêtements d'appareils divers.

Un stand très remarqué était celui de la Deutsche Steinzeugware montrant divers montages industriels complets, exécutés en grès et comprenant les éléments mécaniques usuels tels que pompes, ventilateurs, etc.

Ce bref résumé montre l'importance de la manifestation industrielle de Francfort.

La documentation que possède Inichar concerne surtout les sections industrielles 4 et 5 et est constituée principalement par des notices distribuées par chacune des firmes participantes. Inichar a pu obtenir également la documentation générale remise à la Presse.

Comme dit ci-dessus, Inichar tient cette documentation à la disposition des lecteurs des « Annales » que la chose intéresse.

INSTITUT BELGE DE NORMALISATION

L'Institut Belge de Normalisation vient de publier une deuxième édition de la norme belge :

NBN 90 — Arbres et moyeux cannelés - 1^{re} partie - Arbres et moyeux cannelés à flancs parallèles.

Suivant décision de la Commission compétente, il n'a été apporté aucune modification au texte original qui avait été rédigé par l'Association Belge de Standardisation. Seule une précision a été donnée dans le titre.

NBN 90 ne correspond plus, en effet, maintenant, qu'à la première partie du programme de travail, une deuxième partie, qui est nouvelle, sera consacrée aux arbres et moyeux cannelés avec flancs en développante de cercle.

Ainsi qu'il a été exposé dans l'introduction à la première édition, les dimensions nominales des arbres et moyeux cannelés correspondent à celles adoptées par le Comité Technique 22 - Automobiles - de la Fédération Internationale des Associations Nationales de Normalisation (ISA).

Les dimensions de détail (conçus, dégagements, etc.) ainsi que les directives pour l'usinage des arbres cannelés à la fraise-mère ont été empruntées aux normes françaises et allemandes correspondantes.

A la norme proprement dite est joint un tableau de tolérances. Celui-ci n'est donné qu'à titre documentaire dans l'attente de l'aboutissement de l'étude internationale entreprise à ce sujet.

Cette norme belge peut être obtenue 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 : « NBN 90 ».

L'Institut Belge de Normalisation vient de publier la première édition de la norme belge :

NBN 216 — Explosifs industriels — Norme de qualité qui contient les parties suivantes :

- Echantillonnage des explosifs.
- Essai de puissance.
- Aptitude à l'explosion (essai de sensibilité).
- Aptitude à l'explosion après séjour dans une atmosphère humide.

La norme belge NBN 216 peut être obtenue au prix de 20 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 : « NBN 216 ».

BELGISCH INSTITUUT VOOR NORMALISATIE

Het Belgisch Instituut voor Normalisatie publiceert een tweede uitgave van de Belgische norm :

NBN 90 — Gegroefde assen en naven - 1^o deel - Gegroefde assen en naven met evenwijdige flanken.

Volgens beslissing van de bevoegde Commissie werd geen enkele wijziging aangebracht aan de oorspronkelijke tekst, opgesteld door de Belgische Vereniging voor Standardisatie. Alleen werd de titel nauwkeuriger omschreven.

NBN 90 stemt bijgevolg nog enkel overeen met het eerste deel van het werkprogramma; een tweede en nieuw deel zal gewijd zijn aan de gegroefde assen en naven met flanken in cirkelevolvente.

Zoals uiteengezet in de inleiding tot de eerste uitgave, komen de nominale afmetingen der gegroefde assen en naven overeen met de afmetingen die aangenomen werden door het Technisch Comité 22 - Motorrijtuigen - van de « Fédération Internationale des Associations Nationales de Normalisation (ISA) ».

De afmetingen van details (afrondingen, uitdiepingen, enz.) evenals de richtlijnen voor de bewerking der met de moeder-frees gegroefde assen, zijn ontleend aan de overeenstemmende Franse et Duitse normen.

Bij de eigenlijke norm is een tolerantietabel gevoegd. Deze tabel wordt enkel ten titel van documentatie gegeven, in afwachting van het afwerken der internationale studie.

Deze Belgische norm kan bekomen worden tegen de prijs van 25 fr., portvrij, bij voorafgaande storting op het credit 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 90 ».

Het Belgisch Instituut voor Normalisatie heeft zopas de eerste uitgave gepubliceerd der Belgische norm :

NBN 216 — Nijverheidsspringstoffen — Kwaliteitsnormen die de volgende delen bevat :

- Monsterneming der springstoffen.
- Krachtproef.
- Geschiktheid tot ontploffen (gevoeligheidsproef).
- Geschiktheid tot ontploffen na verblijf in een vochtige atmosfeer.

De Belgische norm NBN 216 kan bekomen worden tegen de prijs van 20 fr., portvrij, bij voorafgaande betaling op het credit 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 216 ».

ANNALES DES MINES DE BELGIQUE — ANNALEN DER MIJNEN VAN BELGIE

Tome XLIX - Année 1950 — Boekdeel XLIX - Jaar 1950

TABLE ALPHABETIQUE DES AUTEURS
ALPHABETISCHE TAFEL DER AUTEURS

	Pages
BAILEY, J.C. <i>Les alliages d'aluminium et le matériel minier</i> Traduit par J. LECOMTE.	208
BIDLOT, R. <i>L'activité de l'Institut d'Hygiène des Mines au cours de l'année 1949</i> Note rédigée par P. LEDENT.	257
BRISON, L. <i>Le captage de grisou par sondages au siège Grand-Trait des Charbonnages belges, à Frameries</i> (En collaboration avec J. FRIPIAT.)	636
BUREAU OF MINES. — INFORMATION CIRCULAR 7480. <i>Abatage du charbon par le procédé Airdox</i> Traduit par J. FRIPIAT.	44
COLLIERY ENGINEERING. <i>Cages en alliage d'aluminium. — Expérience au Charbonnage de Gresford</i> (Voir aussi : « Iron and Coal Trades Review » et « Colliery Guardian »). — Adapté et traduit par P. STASSEN.	50
COLLIERY GUARDIAN. <i>Cages en alliage d'aluminium (voir le précédent)</i> <i>Vulcanisation des courroies de transporteurs</i> Traduit par J. BEAULIEU.	50 442
DEGHAYE, L. <i>Contribution à l'étude du tassement dans les exploitations minières</i>	660
de GRAND'RY. <i>Etude sur les schistes bitumineux</i>	592
DELHAYE, J. <i>Alimentation d'un réseau d'eau sous pression dans les travaux souterrains du Charbonnage Helchteren-Zolder</i>	784
DELMER, A. <i>Les exploitations de lignite du Bas-Rhin</i> (En collaboration avec R. STENUIT.) <i>Ebauche d'une carte du réseau hydrographique en Campine au temps de la formation d'une couche de houille</i> (En collaboration avec P. STASSEN.)	154 777
DEMEURE de LESPALU. <i>In Memoriam : PAUL LAMBERT 1869-1950</i>	254
FABIAN, H.J. <i>Un nouvel appareil pour la mesure de l'inclinaison et de la déviation des sondages</i> (En collaboration avec W.M. RAUB.) — Traduit par M. BIQUET.	438

FRIPIAT, J.		
	<i>Rapport sur les travaux de 1949 de l'Institut National des Mines</i>	556
	<i>Le captage de grisou par sondages au siège Grand-Trait des Charbonnages belges, à Fra-</i> <i>meries</i>	636
	(En collaboration avec L. BRISON.)	
FRESON, H.		
	<i>La réglementation minière aux Pays-Bas</i>	649 et 795
GRARD, F.		
	<i>Recherches sur les propriétés des radicaux intervenant dans la combustion du méthane</i> ...	701
	(En collaboration avec M. VANPEE.)	
GOLLMER, W.		
	<i>Utilisation des déchets de lavoirs</i>	787
	Traduit par L. D.	
INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE.		
	<i>Congrès international et Exposition sur le creusement des galeries au rocher. — Paris,</i> <i>7-12 novembre 1949</i>	22
	(En collaboration avec M. GUERIN.)	
	<i>Congrès du méthane, tenu à Padoue les 14, 15 et 16 juin 1949</i>	214
	(D'après l'Ingénieur COPPA ZUCCARI et la « Rivista dei Combustibili »)	
	<i>Rapport de la Commission économique pour l'Europe, Comité du Charbon (1949), relatif</i> <i>à la classification et à la normalisation internationales des méthodes d'analyse des</i> <i>charbons</i>	274
	<i>Le matériel minier à la Foire internationale de Liège 1950</i>	378
	<i>Conférence internationale sur la préparation des charbons. — Paris, 26 juin-1^{er} juillet 1950</i>	534
	<i>Exposition de matériel minier à Essen, du 13 au 24 septembre 1950</i>	674
IRON AND COAL TRADES REVIEW (16 septembre 1949).		
	<i>Cages en alliage d'aluminium</i>	50
	(Voir aussi : « Colliery Engineering » et « Colliery Guardian ».)	
KAISIN, F. Jr.		
	<i>Géologie minière des bassins houillers belges. — IV. Les bassins houillers de Charleroi et</i> <i>de la Basse-Sambre</i>	6
LEFEVRE, R.		
	<i>Considérations sur le couplage des ventilateurs de mines</i>	746
LEGRAND, R.		
	<i>Note préliminaire sur les possibilités pétrolifères du sous-sol belge</i>	12
	(Avec la collaboration de A. DELMER et R. TAVERNIER.)	
LOGELAIN, G.		
	<i>La troisième session de la Commission du Fer et de l'Acier de l'Organisation internationale</i> <i>du Travail</i>	182
	(En collaboration avec A. MEYERS.)	
	<i>Aperçu sur l'évolution du régime social de l'industrie houillère belge</i>	414
MARLIERE, R.		
	<i>Géologie minière des bassins houillers belges. — V. Le district houiller du Centre</i> . . .	146
MARTENS, J.		
	<i>L'économie charbonnière belge au cours des vingt dernières années</i>	612 et 715
MERCX, F.		
	<i>Réflexions au sujet des essais des câbles fil par fil</i>	173
MEYERS, A.		
	<i>Statistique des industries extractives et métallurgiques et des appareils à vapeur.</i> <i>— Année 1947</i>	69
	<i>La troisième session de la Commission du Fer et de l'Acier de l'Organisation internationale</i> <i>du Travail</i>	182
	(En collaboration avec G. LOGELAIN.)	
	<i>L'industrie charbonnière pendant l'année 1949. — Statistique sommaire</i>	311
	<i>Statistique des industries extractives et métallurgiques et des appareils à vapeur.</i> <i>— Année 1948</i>	453

MIGEON, M.	
<i>La gazéification de la tourbe à l'état brut humide et son application à la chauffe du four à chaux, à gaz et à combustion interne</i>	404
MINING ELECTRICAL AND MECHANICAL ENGINEER (Novembre 1948).	
<i>Mise à la terre du neutre. — Faut-il mettre ou ne pas mettre le neutre à la terre dans les mines ?</i>	46
Traduit par P. BEUMIER.	
NEATH, G.	
<i>Extincteurs à mousse pour incendies souterrains</i>	58
Traduit par J. BEAULIEU.	
NEEDHAM, L.W.	
<i>L'épuration du poussier</i>	60
Traduit par F. SMAL.	
PARK, W.	
<i>Les appareils extincteurs d'incendie</i>	53
Traduit par B. GOFFART.	
PLUMPTRE, J.H.	
<i>Essais de résistance à la traction sur des joints de bandes transporteuses</i>	190
Traduit par J. BEAULIEU.	
RAUB, W.M.	
<i>Un nouvel appareil pour la mesure de l'inclinaison et de la déviation des sondages</i>	438
(En collaboration avec H.J. FABIAN.) — Traduit par M. BIQUET.	
SCHAFFER, O.	
<i>Contribution à la connaissance du processus de lavage par bacs à piston</i>	302
STASSEN, P.	
<i>Ebauche d'une carte du réseau hydrographique en Campine au temps de la formation d'une couche de houille</i>	777
(En collaboration avec A. DELMER.)	
STENUIT, R.	
<i>Les exploitations de lignite du Bas-Rhin</i>	154
(En collaboration avec A. DELMER.)	
STORMANNS, A.	
<i>Ontploffing van springstoffen door kortsluitingen bij vervoer van patroontassen op rijdraad-locomotieven</i>	435
Vertaald door H. VAN KERCKHOVEN.	
VAES, A.	
<i>Gouvernement général du Congo belge. — Service des Mines. — Rapport annuel pour 1948</i>	223
VANPEE, M.	
<i>Recherches sur les propriétés des radicaux intervenant dans la combustion du méthane</i>	701
(En collaboration avec F. GRARD.)	
<i>Recherches sur la combustion du méthane</i>	710
VERVAECK, J.	
<i>Règlement-type de sécurité pour les établissements industriels à l'usage des gouvernements et de l'industrie</i>	307
(En collaboration avec Y. VERWILST.)	
VERWILST, Y.	
<i>Règlement-type de sécurité pour les établissements industriels à l'usage des gouvernements et de l'industrie</i>	307
(En collaboration avec J. VERVAECK.)	
VINCK, F.	
<i>Bilan énergétique de la Belgique. — Année 1948</i>	446
WEHNER, E.	
<i>Les explosions de gaz tonnant dans les lampes électriques portatives</i>	195
Traduit par J. FRIPIAT.	

TABLE GENERALE DES MATIERES — ALGEMENE INHOUDSTAFEL

	Pages	Livraison
IN MEMORIAM		
1. Paul LAMBERT, par Ch. DEMEURE de LESPALU	254	III
2. Raymond BIDLOT	256	III
* * *		
INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE		
— <i>Congrès international et Exposition sur le creusement des galeries au rocher. — Paris, 7-12 novembre 1949</i> (En collaboration avec M. GUERIN.)	22	I
— <i>Congrès du méthane, tenu à Padoue les 14, 15 et 16 juin 1949</i> (D'après l'Ingénieur COPPA ZUCCARI et la « Rivista dei Combustibili ».)	214	II
— <i>Rapport de la Commission économique pour l'Europe, Comité du Charbon (1949), relatif à la classification et à la normalisation internationales des méthodes d'analyse des charbons</i>	274	III
— <i>Le matériel minier à la Foire internationale de Liège 1950</i>	378	IV
— <i>Conférence internationale sur la préparation des charbons. — Paris, 26 juin-1^{er} juillet 1950</i>	534	V
— <i>L'Exposition de matériel minier à Essen, du 13 au 24 septembre 1950</i>	674	VI
* * *		
INSTITUT NATIONAL DES MINES		
J. FRIPIAT. — <i>Rapport sur les travaux de 1949</i>	556	V
M. VANPEE et F. GRARD. — <i>Annexe I. - Recherches sur les propriétés des radicaux intervenant dans la combustion du méthane</i>	701	VI
M. VANPEE. — <i>Annexe II. - Recherches sur la combustion du méthane</i>	710	VI
* * *		
INSTITUT D'HYGIENE DES MINES		
R. BIDLOT. — <i>L'activité de l'Institut d'Hygiène des Mines au cours de l'année 1949</i> ... Note rédigée par P. LEDENT.	257	III
* * *		
MEMOIRES — VERHANDELINGEN		
F. KAISIN, Jr. — <i>Géologie minière des bassins houillers belges. — IV. - Les bassins houillers de Charleroi et de la Basse-Sambre</i>	6	I
R. LEGRAND. — <i>Note préliminaire sur les possibilités pétrolières du sous-sol belge</i> ...	12	I
R. MARLIERE. — <i>Géologie minière des bassins houillers belges. — V. - Le district houiller du Centre</i>	146	II
A. DELMER et R. STENUIT. — <i>Les exploitations de lignite du Bas-Rhin</i>	154	II
F. MERCX. — <i>Réflexions au sujet des essais de câbles fil par fil</i>	173	II
M. MIGEON. — <i>La gazéification de la tourbe à l'état brut humide et son application à la chauffe du four à chaux, à gaz et à combustion interne</i>	404	IV

G. de GRAND'RY. — <i>Etude sur les schistes bitumineux</i>	592	V
J. MARTENS. — <i>L'économie charbonnière belge au cours des vingt dernières années</i> (1 ^{re} partie)	612	V
J. MARTENS. — <i>L'économie charbonnière belge au cours des vingt dernières années</i> (fin)	715	VI
R. LEFEVRE. — <i>Considérations sur le couplage des ventilateurs de mines</i>	746	VI
P. STASSEN et A. DELMER. — <i>Ebauche d'une carte du réseau hydrographique en Campine au temps de la formation d'une couche de houille</i>	777	VI

* * *

CHRONIQUES

A. MEYERS et G. LOGELAIN. — <i>La troisième session de la Commission du Fer et de l'Acier de l'Organisation internationale du Travail</i>	182	II
G. LOGELAIN. — <i>Aperçu sur l'évolution du régime social de l'industrie houillère belge</i>	414	IV

* * *

NOTES DIVERSES

BUREAU OF MINES. — INFORMATION CIRCULAR 7480. — <i>Abatage du charbon par le procédé Airdox</i> Traduit par J. FRIPIAT.	44	I
THE MINING ELECTRICAL AND MECHANICAL ENGINEER. — <i>Mise à la terre du neutre. — Faut-il mettre ou ne pas mettre le neutre à la terre dans les mines?</i> Traduit par P. BEUMIER.	46	I
COLLIERY GUARDIAN, IRON AND COAL TRADES REVIEW, COLLIERY ENGINEERING. — <i>Cages en alliage d'aluminium</i> Adapté et traduit par P. STASSEN.	50	I
W. PARK. — <i>Les appareils extincteurs d'incendie</i> Traduit par B. GOFFART.	53	I
G. NEATH. — <i>Extincteurs à mousse pour incendies souterrains</i> Traduit par J. BEAULIEU.	58	I
L.W. NEEDHAM. — <i>L'épuration du poussier</i> Traduit par F. SMAL.	60	I
Dr. E. WEHNER. — <i>Les explosions de gaz tonnant dans les lampes électriques portatives</i> Traduit par J. FRIPIAT.	195	II
J.H. PLUMPTRE. — <i>Essais de résistance à la traction sur des joints de bandes transporteuses</i> Traduit par J. BEAULIEU.	199	II
J.C. BAILEY. — <i>Les alliages d'aluminium et le matériel minier</i> Traduit par J. LECOMTE.	208	II
O. SCHAFER. — <i>Contribution à la connaissance du processus de lavage par bacs à piston</i>	302	III
J. VERVAECK et Y. VERWILST. — <i>Règlement-type de sécurité pour les établissements industriels à l'usage des gouvernements et de l'industrie</i>	307	III
A. STORMANNS. — <i>Ontploffing van springstoffen door kortsluitingen bij vervoer van patroontassen op rijdraad-locomotieven</i> Vertaald door H. VAN KERKHOVEN.	435	IV
H.J. FABIAN et W.M. RAUB. — <i>Un nouvel appareil pour la mesure de l'inclinaison et de la déviation des sondages</i> Traduit par M. BIQUET.	438	IV
COLLIERY GUARDIAN. — <i>Vulcanisation des courroies de transporteurs</i> Traduit par J. BEAULIEU.	442	IV

J. FRIPIAT et L. BRISON. — <i>Le captage de grisou par sondages au siège Grand-Trait des Charbonnages belges, à Frameries</i>	636	V
H. FRESON. — <i>La réglementation minière aux Pays-Bas</i>	649	V
L. DEGHAÏE. — <i>Contribution à l'étude du tassement dans les exploitations minières</i> .	660	V
J. DELHAYE. — <i>Alimentation d'un réseau sous pression dans les travaux souterrains du Charbonnage Helchteren-Zolder</i>	784	VI
W. GOLLMER. — <i>Utilisation des déchets de lavoirs</i> Traduit par L. D.	787	VI
H. FRESON. — <i>La réglementation minière aux Pays-Bas (suite)</i> 649 et	795	VI

* * *

STATISTIQUES

*** — <i>Renseignements statistiques sur l'industrie minière et métallurgique belge, ainsi que sur l'industrie houillère des pays limitrophes</i>	4	I
	144	II
	252	III
	376	IV
	532	V
	672	VI
A. MEYERS. — <i>Statistique des industries extractives et métallurgiques et des appareils à vapeur. — Année 1947</i>	69	I
A. VAES. — <i>Gouvernement général du Congo belge. — Service des Mines. — Rapport annuel pour 1948</i>	223	II
A. MEYERS. — <i>L'industrie charbonnière pendant l'année 1949. — Statistique sommaire et vue d'ensemble sur l'exploitation</i>	311	III
*** — <i>Tableau des mines de houille en activité en Belgique au 1^{er} janvier 1950</i>	321	III
F. VINCK. — <i>Bilan énergétique de la Belgique. — Année 1948</i>	446	IV
A. MEYERS. — <i>Statistique des industries extractives et métallurgiques et des appareils à vapeur. — Année 1948</i>	453	IV

* * *

ADMINISTRATION DES MINES

*** — <i>Répartition du personnel et du service des mines. — Noms et adresses des fonctionnaires au 1^{er} janvier 1950</i>	342	III
*** — <i>Situation du personnel du Corps des mines au 1^{er} janvier 1950</i>	353	III

* * *

MIJNWEZENBESTUUR

*** — <i>Verdeling van het personeel en van de Dienst van het Mijnwezen. — Namen en adressen der ambtenaars op 1 Januari 1950</i>	342	III
*** — <i>Toestand van het personeel van het Mijnkorps op 1 Januari 1950</i>	360	III

* * *

BIBLIOGRAPHIE

244	II
367	III
526	IV
663	V

* * *

COMMUNICATIONS

246	II
368	III
528	IV
665	V
805	VI