

L'attention des lecteurs des Annales des Mines de Belgique est attirée sur les communiqués insérés pages 771 et 773, relatifs à deux manifestations internationales importantes :

- *en Allemagne, le Deuxième Congrès International sur la Préparation mécanique, en septembre 1954;*
- *en Belgique, la Conférence Internationale sur la Gazéification intégrale de la houille extraite, en mai 1954.*

Ministère des Affaires économiques
et des Classes moyennes

ANNALES
DES MINES
DE BELGIQUE

ANNEE 1953.
Tome LII. — 5^e livraison.

Ministerie van Economische Zaken
en Middenstand

ANNALEN
DER MIJNEN
VAN BELGIE

JAAR 1953.
Boekdeel LII. — 5^e aflevering.

INSTITUT NATIONAL DE
L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

NATIONAAL INSTITUUT VOOR
DE STEENKOLENNIJVERHEID

Sommaire — Inhoud

Renseignements statistiques belges et des pays limitrophes	656	
Journée des Mesures relatives aux Pressions de Terrains et au soutènement, organisée par INICHAR, à Liège, le 16 juin 1953.		
J. VENTER. — Allocution d'ouverture. — Openingstoepspraak	662	
P. STASSEN. — Introduction aux travaux de la Journée	663	
L. BRISON et R. JACQUEMIN. — Nouvelle contribution à la mesure des pressions de terrains en taille	677	
J. AUDIBERT. — Mesures des mouvements des épontes en voie	689	
L. CHAINEAUX. — Campagnes de mesures effectuées en Lorraine	702	
MEMOIRE		
E. STACH. — L'importance industrielle et économique de la pétrologie de la houille	708	
NOTES DIVERSES		
C. HANOT. — Les cintres de soutènement des galeries de mines en profils renforcés	729	
R. PETRE. — La formation professionnelle et l'apprentissage du métier de mineur	738	
H. BARKING et C. EYMANN. — La fabrication, la gazéification et le traitement métallurgique de coke à haute teneur en fer en vue de l'obtention de gaz pauvre. — Traduit de « Glückauf » par INICHAR	750	
BIBLIOGRAPHIE		
INICHAR. — Revue de la littérature technique	756	
Divers	771	
COMMUNIQUES		771

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

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

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

BASSINS MINIERES	Production nette (Tonnes)	Consommation propre et distribution de charbon gratuit au personnel (tonnes)	Stock (tonnes)	Journées d'extraction	PERSONNEL												Grisou capté et valorisé (3)			
					Nombre moyen d'ouvriers				Indicos (1)				Rendement Kg		Présences %			Mouvement de la main-d'œuvre (2)		
					a veine	Taille	Fond	Fond et surface	Veine	Taille	Fond	Fond et surface	Fond	Fond et surface	Fond	Fond et surface		Belge	Etrangère	Totale
Borinage	412.520	32.370	640.157	25,4	3.112	7.298	17.032	23.312	0,19	0,45	1,07	1,48	935	677	78,5	81,3	+ 7	- 28	- 21	883.439
Centre	329.415	31.385	435.617	25,2	2.948	5.236	12.357	17.226	0,16	0,40	0,96	1,35	1.046	742	81,1	83,4	- 38	-	- 38	2.214.695
Charleroi	657.672	44.340	840.319	25,8	5.010	10.278	23.569	33.373	0,20	0,40	0,94	1,34	1.065	745	82,	85	- 59	- 144	- 203	1.821.919
Liège	454.940	28.222	240.372	25,7	3.145	8.489	19.215	26.111	0,18	0,48	1,10	1,51	907	662	80,4	83	- 73	- 117	- 190	-
Campine	767.486	61.208	797.750	25,9	4.805	9.978	23.430	32.413	0,16	0,34	0,80	1,12	1.250	896	77,7	81	- 135	- 202	- 337	-
Le Royaume	2.622.033	197.525	2.954.215	25,6	18.151	41.324	95.702	132.575	0,18	0,40	0,95	1,33	1.053	753	79,8	82,8	- 298	- 491	- 789	4.920.053
1953 Mai	2.390.938	187.394	2.625.832	22,5	19.059	43.170	99.425	136.863	0,18	0,41	0,96	1,34	1.042	745	81,7	84,2	- 575	+ 235	- 340	4.505.604
Avril	2.620.393	206.856	2.403.866	24,8	18.806	42.102	97.549	134.924	0,18	0,40	0,94	1,31	1.066	763	81,6	84,3	- 331	+ 177	- 154	4.904.181
Mars	2.646.067	229.809	2.070.953	25,7	18.272	41.497	96.163	132.883	0,17	0,40	0,94	1,31	1.066	763	79,2	82	- 253	- 1104	- 1357	4.967.601
1952 Juin	2.328.042	194.958	1.349.002	22,6	18.536	41.383	97.048	134.992	0,18	0,40	0,96	1,36	1.042	735	76,5	79,6	- 269	- 472	- 741	3.476.237
Moy. mens. (4)	2.532.034	217.440	1.673.237(5)	24,3	18.467	41.545	97.552	135.096	0,18	0,40	0,96	1,34	1.042	746	78,7	81,3	- 97	- 7	- 104	3.702.887
1951 Moy. mens. (6)	2.470.933	216.116	214.280(5)	24,2	18.272	39.920	94.926	133.893	0,18	0,39	0,95	1,36	1.054	738	79,6	82,3	- 503	+ 1235	+ 732	2.334.178
1950 Moy. mens. (6)	2.276.765	220.630	1.041.520(5)	23,4	18.543	-	94.240	135.851	0,19	-	0,99	1,44	1.014	696	78	81	- 418	- 514	- 932	-
1949 »	2.321.167	232.463	1.804.770(5)	24,0	19.890	-	103.290	146.622	0,20	-	1,08	1,55	926	645	-	81,63	-	-	-	-
1948 »	2.224.261	229.373	840.340(5)	24,4	19.519	-	102.081	145.366	0,21	-	1,14	1,64	878	610	-	85,88	-	-	-	-
1938 »	2.465.404	205.234	2.227.260(5)	24,2	18.739	-	91.945	131.241	0,18	-	0,92	1,33	1.085	753	-	-	-	-	-	-
1913 »	1.903.466	187.143	955.890	24,1	24.844	-	105.921	146.044	0,32	-	1,37	1,89	731	528	-	-	-	-	-	-
Sem. du 24 au 30-8-53	573.433	-	2.951.011	6	18.231	-	88.567	123.353	0,19	-	0,94	1,32	1.065	760	0,78	0,76	-	-	-	-

(1) Nombre de journées d'extraction divisé par la production correspondante, soit l'inverse du rendement exprimé en t. (2) Différence entre les nombres d'ouvriers inscrits au début et à la fin du mois. (3) En m³ de gaz à 8.500 cal., 0°C et 760 mm de mercure. (4) Chiffres provisoires. (5) Stock fin décembre. (6) Chiffres rectifiés.

BASSINS MINIERES	Secteur domestique	Administrations publiques	Cokeries,	Usines à gaz	Agglomérés	Centrales électriques	Sidérurgie	Constructions métalliques	Métaux non-ferreux	Produits chimiques	Chemins de fer et vicinaux	Textiles	Industries alimentaires	Carrières et industries dérivées	Cimenteries	Papeteries	Autres Industries	Exportations	Total du mois
Borinage	45.198	378	110.858	2.129	6.082	33.663	1.920	240	-	6.275	28.814	5.091	4.963	6.462	40.990	-	12.013	26.889	331.965
Centre	33.853	1.509	55.732	-	11.132	20.503	7.352	2.126	-	10.285	19.792	3.668	2.555	3.677	25.501	1.137	7.242	47.063	253.121
Charleroi	128.300	7.849	43.031	-	50.523	65.399	3.526	2.586	-	12.811	10.854	2.378	11.091	17.469	10.951	12.373	11.878	114.325	506.717
Liège	126.755	3.849	20.718	-	31.256	71.166	5.124	398	-	16.878	1.601	2.434	3.350	8.915	8.960	4.721	1.770	65.158	384.761
Campine	52.141	30	325.493	1.289	-	10.728	4.641	6.015	-	2.154	51.628	230	2.751	20.264	8.601	120	6.027	122.464	626.603
Le Royaume	386.247	13.660	555.832	3.418	98.993	201.459	22.563	11.359	30.332	33.126	113.522	14.717	29.675	56.832	90.764	15.400	49.423	375.899	2.103.221
1953 Mai	344.693	14.684	583.827	1.597	85.596	197.129	30.324	11.140	34.694	35.724	113.748	10.737	15.734	56.297	93.845	14.002	46.651	295.476	1.985.898
Avril	472.433	8.712	626.761	1.470	76.861	195.996	25.423	15.205	37.759	38.263	82.533	14.758	17.984	60.546	77.437	15.359	53.536	264.580	2.085.616
Mars	532.836	19.177	734.566	-	-	246.175	23.558	13.631	32.343	33.874	117.691	20.466	14.751	57.171	79.366	21.377	60.509	243.476	2.250.467
1952 Juin	353.310	13.765	661.269	-	-	210.719	28.868	11.867	24.438	32.532	110.389	12.891	28.550	62.862	78.484	9.528	44.760	248.055	1.922.287
Moy. mens.	480.657	14.162	708.921	-	-	275.218	34.685	16.683	30.235	37.364	123.398	17.838	26.645	81.997	63.591	15.475	60.800	209.060	2.196.669
1951 Moy. mens. (1)	573.174	12.603	665.427	-	-	322.894	42.988	19.392	36.949	49.365	125.216	28.251	33.064	76.840	87.054	21.389	82.814	143.094	2.319.813

(1) Chiffres rectifiés.

GENRE	Fours en activité		Charbon d'enfournement (t)			Huiles combustibles	Production				Distribution gratuite au personnel	Débit								Stock en fin de mois	Ouvriers occupés					
	Batteries	Fours	Belge	Etranger	Total		Gros coke plus de 80 mm	Autres	Total	Consommation propre		Secteur domestique	Administrations publiques	Sidérurgie	Centrales électriques	Usines à gaz	Chemins de fer	Autres secteurs	Exportations			Total				
Métallurgiques	22	894	385.537	31.365	416.902	-	272.994	51.092	324.086	2.288	1.460	2.934	541	274.559	524	123	-	6.600	33.938	325.679	47.864	2.404	2.323			
Autres	18	542	192.414	34.105	226.519	974	112.462	58.867	171.329	10.537	734	3.828	3.410	75.903	227	90	115	28.257	45.057	157.621	132.838	2.323	2.323			
Le Royaume	40	1.436	577.951	65.470	643.421	974	385.456	109.959	495.415	12.825	2.194	6.762	3.951	355.462	751	213	115	34.857	78.995	483.300	180.702	4.727	4.727			
1953 Mai	41	1.450	608.801	61.552	670.353	853	394.656	122.599	517.255	11.783	1.690	4.345	3.841	355.857	709	1	27	37.595	61.927	465.992	181.412	4.778	4.778			
Avril	42	1.463	635.301	29.520	664.821	509	395.763	114.884	510.647	13.055	2.369	6.834	1.491	358.570	461	363	521	41.567	45.028	457.204	141.932	4.807	4.807			
Mars	42	1.475	649.427	52.457	701.884	51	414.572	121.752	536.324	13.858	3.050	10.437	4.935	370.794	1.441	109	748	47.170	71.754	510.438	101.544	4.789	4.789			
1952 Juin	42	1.477	572.618	102.932	675.550	77	379.930	138.024	517.954	12.770	2.065	6.918	3.158	348.760	327	547	717	43.179	67.365	473.036	121.946	4.856	4.856			
Moy. mens.	42	1.480	597.263	98.012	695.275	239	390.592	144.336	534.928	12.943	3.215	12.260	4.127	368.336	1.039	279	1.358	48.331	80.250	519.195	100.825(1)	4.848	4.848			
1951 »	40(2)	1.442(2)	459.724	201.122	660.846	14.297(3)	398.624	109.409	508.033	18.998	3.498	16.295	2.968	364.863	1.299	361	1.904	55.968	40.684	487.752	67.270(1)	4.147	4.147			
1950 »	42(2)	1.497(2)	481.685	26.861	508.546	14.879(3)	297.005	86.167	383.172	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	4.169	4.169		
1949 »	44(2)	1.532(2)	487.757	66.436	554.193	11.904(3)	315.740	103.825	419.565	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	4.635	4.635	
1948 »	47(2)	1.510	454.585	157.180	611.765	-	373.488	95.619	469.107	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	4.463	4.463	
1938 »	56(2)	1.669	399.063	158.763	557.826	-	-	-	366.543	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	4.120	4.120	
1913 »	-	2.898(2)	233.858	149.621	383.479	-	-	-	293.583	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	4.229	4.229

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

BELGIQUE BOIS DE MINES JUIN 1953 BELGIQUE BRAI JUIN 1953

PERIODE	Quantités reçues m³			Consommation totale (m³) y compris les exportations	Stock (m³) à la fin du mois	Quantités reçues †			Consommation totale †	Stock à la fin du mois †	Exportations †
	Origine indigène	Importation	Total			Origine indigène	Importation	Total			
1953 Juin	72.331	1.399	73.730	93.494	710.705	2.819	127	2.946	8.372	35.343	5.979
Mai	62.188	754	62.942	80.537	722.509	2.040	3.168	5.208	7.314	40.769	3.674
Avril	67.516	759	68.275	86.500	736.190	219	7.771	7.990	6.532	42.875	1.344
Mars	55.886	1.786	57.672	86.697	751.017	3.486	8.758	12.244	7.606	41.417	6.240
1952 Juin	98.709	44.196	142.905	84.427	784.843	1.457	320	1.777	8.268	60.614	3.074
1952 Moy. mens.	73.511	30.608	104.119	91.418	880.695(1)	4.624	6.784	11.408	9.971	37.357(1)	2.014
1951 »	64.936	30.131	95.067	93.312	643.652(1)	6.394	5.394	11.788	12.722	20.114(1)	208
1950 »	62.036	12.868	74.904	90.209	570.013(1)	5.052	1.577	6.629	7.274	31.325(1)	1.794
1949 »	75.955	25.189	101.144	104.962	727.491(1)	2.962	853	3.815	5.156	39.060(1)	453

(1) Stock fin décembre.

(1) Stock fin décembre.

BELGIQUE METAUX NON FERREUX ET ALLIAGES MAI 1953

PERIODE	Produits bruts (1 ^{re} et 2 ^e fusions)							Demi-produits		Ouvriers occupés	
	Cuivre †	Zinc †	Plomb †	Etain †	Aluminium †	Antimoine, Cadmium, Cobalt, Nickel, etc. †	Total †	Argent, or, platine, etc. kg	A l'exception des métaux précieux †		
1953 Mai (1)	12.342	17.483	6.266	781	126	353	37.301	22.468	11.649	1.314	15.140
Avril (2)	12.301	17.276	6.424	813	132	352	37.298	22.870	12.165	1.565	15.255
Mars	12.535	17.274	6.578	827	129	343	37.686	22.726	12.286	1.634	15.305
Février	12.493	16.659	6.589	753	113	331	36.938	24.427	9.365	1.703	15.402
1952 Mai	11.736	16.406	6.399	1.018	120	352	36.031	23.303	13.891	1.667	16.256
1952 Moy. mens.	12.227	15.566	6.285	849	117	377	35.421	23.605	13.008	1.751	16.227
1951 »	11.846	16.741	5.885	835	117	407	35.833	23.065	16.470	1.875	16.647
1950 »	11.437	14.777	5.175	864	141	391	32.785	19.512	13.060	1.788	15.053

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

(1) Stock fin décembre.

BELGIQUE IMPORTATIONS - EXPORTATIONS JUIN 1953

Pays d'origine Période Répartition	IMPORTATIONS				EXPORTATIONS			
	Charbons †	Cokes †	Agglomérés †	Lignite †	Destination	Charbons †	Cokes †	Agglomérés †
Allemagne Occid.	52.757	380	—	7.885	Allemagne	21.325	892	—
Etats-Unis	68.153	—	—	—	Autriche	—	2.306	—
France	9.650	—	16	—	Danemark	2.312	13.188	—
Grande-Bretagne	31.707	—	—	—	Espagne	18.662	—	—
Pays-Bas	1.654	45	—	425	France	187.791	23.703	26.624
U.R.S.S.	5.872	—	—	—	Italie	66.873	—	40
					Luxembourg	1.460	11.723	835
					Norvège	3.187	—	—
					Pays-Bas	64.776	3.439	6.504
					Portugal	3.419	382	—
					Suède	—	19.244	—
					Suisse	6.886	3.236	720
					Autres pays	—	882	—
Total Juin 1953	169.793	425	16	5.310	Total Juin 1953	376.697	78.995	34.723
1953 Mai	119.279	1.531	317	8.997	1953 Mai	296.297	61.927	24.036
Avril	74.243	1.699	24	5.393	Avril	267.592	45.028	19.818
Mars	70.942	21	26	5.950	Mars	249.702	71.754	3.551
1952 Moyenne mens.	134.581	35	28	5.190	1952 Moyenne mens.	211.434	79.821	25.167
Juin	129.642	—	31	4.740	Juin	250.896	67.365	35.134
Répartition :								
1) Secteur domestique	46.128	380	16	8.050				
2) Secteur industriel	123.665	45	—	260				

BELGIQUE SIDERURGIE JUIN 1953

PERIODE	Hauts fourneaux en activité	PRODUCTIONS (T)										Ouvriers occupés								
		Produits bruts				Produits demi-finis (1)		Produits finis												
		Fonte	Acier Total (3)	Fer de masse	Pour relamineurs belges	Autres	Aciers marchands	Profils et zores (1 et U de plus de 80 mm)	Rails et accessoires	Fil machine	Tôles fortes 4,76 mm et plus		Tôles moyennes 3 à 4,75 mm	Larges plats	Tôles fines noires	Tôles galvanisées, plombées, et étamées	Feuillards, bandes à tubes, tubes sans soudure	Divers	Total	Tubes soudés
1953 Juin (9)	46	378.633	402.762	4.201	37.107	13.910	114.604	16.611	7.814	24.629	38.824	8.180	4.034	32.063	13.245	26.599	3.955	290.958	2.733	47.473
Mai (10)	47	367.641	376.524	3.277	35.576	12.421	108.384	14.074	8.994	20.172	40.410	6.279	4.853	26.642	13.633	23.416	3.351	270.208	2.935	47.904
Avril	47	374.613	403.563	3.751	37.287	12.430	119.167	22.609	9.083	27.335	45.126	6.509	4.778	36.727	10.402	25.109	3.939	310.874	3.907	47.599
Mars	49	390.262	404.339	4.660	44.653	13.219	115.741	18.394	9.035	22.195	47.073	7.258	6.271	35.329	11.925	24.871	3.456	301.548	3.977	47.574
1952 Juin	48	380.729	396.530	4.393	37.433	26.773	110.446(2)	21.237	6.840	31.318	34.386	6.887	3.936	32.677	10.216	22.089	4.336	284.368	2.508	49.087
Moy. mensuelle	48	397.851	422.167	4.662	39.376	25.321	123.127(2)	19.780	8.211	32.188	38.739	7.160	3.143	37.157	11.322	26.737	5.997	313.561	3.099	49.528
1951 Moy. mens. (6)	49(7)	405.676	421.134	4.092	99.682	—	111.691	19.483	9.857	40.494	86.489	5.890	2.628	42.520	15.343	32.476	6.336	323.207	3.570	43.640
1950 »	48(7)	367.898	311.034	3.584	70.503	—	91.952	14.410	10.668	36.008	24.476	6.456	2.109	22.857	11.096	20.949	2.878	243.859	1.981	43.428
1949 »	48(7)	312.441	315.203	2.965	58.052	—	91.460	17.286	10.370	29.277	80.715	5.831	3.184	23.449	9.154	23.097	3.526	247.349	—	40.806
1948 »	51(8)	327.416	321.059	2.573	61.951	—	55.788	39.383	9.853	28.979	28.780	12.140	2.818	18.194	10.992	30.017	18.781	255.725	—	38.481
1938 »	50(8)	202.177	184.369	3.524	37.939	—	43.200	26.010	9.337	10.603	16.460	9.084	2.064	14.715	—	13.958	1.421	146.852	—	33.024
1913 »	54	207.068	200.398	25.363	127.083	—	51.177	30.219	28.489	11.852	19.672	—	—	9.883	—	—	3.530	154.822	—	35.300

(1) Qui ne seront pas traités ultérieurement dans l'usine qui les a produits. (2) Non compris l'acier moulé. (3) Acier total y compris l'acier moulé avant ébarbage soit : juin 1952 : 5.566 t, moyenne mens. 1952 : 5.723 t ; mars 1953 : non communiqué ; mai 1953 : 7.107 t ; juin 1953 : 8.163 t. (4) non compris l'acier moulé avant ébarbage. (5) Chiffres provisoires. (6) Moyenne mensuelle. (7) Chiffres provisoires. (8) Hauts fourneaux en ordre de marche ; le chiffre fictif de production est : pour 1948 : 42.93 ; pour 1938 : 42.93.

BELGIQUE SIDERURGIE JUIN 1953

PERIODE	Hauts fourneaux en activité	PRODUCTIONS (T)										Ouvriers occupés								
		Fonte	Acier Total (3)	Fer de masse	Pour relamineurs belges	Autres	Aciers marchands	Profils et zores (1 et U de plus de 80 mm)	Rails et accessoires	Fil machine	Tôles fortes 4,76 mm et plus		Tôles moyennes 3 à 4,75 mm	Larges plats	Tôles fines noires	Tôles galvanisées, plombées, et étamées	Feuillards, bandes à tubes, tubes sans soudure	Divers	Total	Tubes soudés
1953 Juin (9)	46	378.633	402.762	4.201	37.107	13.910	114.604	16.611	7.814	24.629	38.824	8.180	4.034	32.063	13.245	26.599	3.955	290.958	2.733	47.473
Mai (10)	47	367.641	376.524	3.277	35.576	12.421	108.384	14.074	8.994	20.172	40.410	6.279	4.853	26.642	13.633	23.416	3.351	270.208	2.935	47.904
Avril	47	374.613	403.563	3.751	37.287	12.430	119.167	22.609	9.083	27.335	45.126	6.509	4.778	36.727	10.402	25.109	3.939	310.874	3.907	47.599
Mars	49	390.262	404.339	4.660	44.653	13.219	115.741	18.394	9.035	22.195	47.073	7.258	6.271	35.329	11.925	24.871	3.456	301.548	3.977	47.574
1952 Juin	48	380.729	396.530	4.393	37.433	26.773	110.446(2)	21.237	6.840	31.318	34.386	6.887	3.936	32.677	10.216	22.089	4.336	284.368	2.508	49.087
Moy. mensuelle	48	397.851	422.167	4.662	39.376	25.321	123.127(2)	19.780	8.211	32.188	38.739	7.160	3.143	37.157	11.322	26.737	5.997	313.561	3.099	49.528
1951 Moy. mens. (6)	49(7)	405.676	421.134	4.092	99.682	—	111.691	19.483	9.857	40.494	86.489	5.890	2.628	42.520	15.343	32.476	6.336	323.207	3.570	43.640
1950 »	48(7)	367.898	311.034	3.584	70.503	—	91.952	14.410	10.668	36.008	24.476	6.456	2.109	22.857	11.096	20.949	2.878	243.859	1.981	43.428
1949 »	48(7)	312.441	315.203	2.965	58.052	—	91.460	17.286	10.370	29.277	80.715	5.831	3.184	23.449	9.154	23.097	3.526	247.349	—	40.806
1948 »	51(8)	327.416	321.059	2.573	61.951	—	55.788	39.383	9.853	28.979	28.780	12.140	2.818	18.194	10.992	30.017	18.781	255.725	—	38.481
1938 »	50(8)	202.177	184.369	3.524	37.939	—	43.200	26.010	9.337	10.603	16.460	9.084	2.064	14.715	—	13.958	1.421	146.852	—	33.024
1913 »	54	207.068	200.398	25.363	127.083	—	51.177	30.219	28.489	11.852	19.672	—	—	9.883	—	—	3.530	154.822	—	35.300

(1) Qui ne seront pas traités ultérieurement dans l'usine qui les a produits. (2) Non compris l'acier moulé. (3) Ac

PRODUCTION	Unités	PRODUCTION				PRODUCTION	Unités	PRODUCTION					
		Mai 1953 (a)	Avril 1953 (b)	Mai 1952	Moyenne mensuelle 1952			Mai 1953 (a)	Avril 1953 (b)	Mai 1952	Moyenne mensuelle 1952		
PORPHYRE :													
Moellons	t	14.722	10.637	1.064	653	PRODUITS DE DRA-							
Concassés	t	244.479	239.212	304.730	254.178	GAGE : Gravier	t	107.525	123.888	97.243	72.918		
Pavés et mosaïques.	t	3.057	3.705	7.179	6.167	Sable	t	9.585	10.116	16.251	17.942		
PETIT-GRANIT :						CALCAIRES :	t	154.155	184.920	159.975	145.227		
Extrait	m ³	16.473	17.937	18.815	15.436	CHAUX :	t	144.323	123.605	129.408	136.286		
Scié	m ³	5.515	6.201	6.963	6.277	PHOSPHATES	t	1.345	1.819	3.068	4.915		
Façonné	m ³	1.249	1.404	1.655	1.499	CARBONATES NATUR.	t						
Sous-produits	m ³	16.327	19.300	18.477	13.552	[Craie, marne, tuf- feau)	t	12.508	16.150	20.732	19.534		
MARBRES :						CARBON. DE CHAUX	t	2.372	1.390	1.900	4.627		
Blocs équarris . . .	m ³	594	544	651	504	PRECIPITES	t						
Tranches ramenées à 20 mm	m ²	30.702	31.978	44.803	40.544	CHAUX HYDRAULI- QUE ARTIFICIELLE	t	1.971	1.725	1.720	1.075		
Moellons et concas- sés	t	4.663	3.076	5.667	4.239	DOLOMIE : Crue	t	23.923	15.532	22.721	14.869		
Bimbeloterie	Kg	26.913	23.302	35.370	39.255	Frittée	t	16.206	17.340	15.494	17.857		
GRES :						PLATRE :	t	2.943	3.066	2.208	2.245		
Moellons bruts . . .	t	19.000	20.306	26.970	18.167	AGGLOM. PLATRE	m ²	110.628	115.469	98.440	92.679		
Concassés	t	94.822	91.665	134.260	105.948								
Pavés et mosaïques.	t	4.702	5.352	3.000	2.362	SILEX : Broyé . . .	t	3.292	3.165	1.622	855		
Divers taillés	t	5.666	4.724	5.289	4.190	Pavés.	t	640	756	1.024	344		
SABLE :						FELDSPATH & GALETs	t	124	1.067	310	191		
pour métallurgie . .	t	45.916	51.362	52.117	48.716	QUARTZ et QUARTZIT	t	27.538	40.047	24.649	12.255		
pour verrerie	t	57.472	59.607	44.485	42.944	ARGILES :	t	62.911	91.450	72.281	29.630		
pour construction . .	t	119.535	120.464	134.795	105.449								
Divers	t	31.815	37.387	38.656	26.696								
ARDOISE :													
pour toitures	t	1008	992	949	925								
Schiste ardoisier . .	t	119	103	94	78	Ouvriers occupés .		15.026	15.280	17.023	16.669		
Corticule (pierres à aiguiser)	Kg	2.545	5.439	4.850	5.565								

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

Journée des mesures relatives aux pressions de terrain et au soutènement

organisée par INICHAR
à Liège, le lundi 15 juin 1953

ALLOCUTION D'OUVERTURE

par J. VENTER,
Directeur d'Inichar.

Messieurs,

Je suis particulièrement heureux de vous souhaiter la bienvenue à cette Journée. Elle concerne les mesures relatives aux pressions de terrain et au soutènement dans la mine. L'objet des communications est donc de rendre compte des mesures réellement effectuées et d'en interpréter les résultats.

Nous pensons, en effet, que ces mesures constituent le meilleur, sinon le seul moyen d'investigation capable de résoudre le problème, particulièrement difficile en Belgique, du soutènement dans les chantiers profonds. Actuellement, ce problème ne nous paraît pas résolu et il en tient beaucoup d'autres en suspens.

C'est pour cela qu'Inichar avait organisé, en 1951, une Conférence sur les pressions de terrain et le soutènement dans les chantiers d'exploitation. La présente Journée est une suite partielle donnée au chapitre des mesures des pressions et des mouvements de terrain.

M. Stassen, Ingénieur en Chef à Inichar, va vous rappeler dans quelques instants les conclusions essentielles de 1951. Il vous donnera ensuite les grandes lignes des travaux effectués depuis lors dans divers pays à ce sujet.

MM. les Professeurs Brison et Jacquemin apporteront une nouvelle contribution à la mesure des pressions de terrain en taille, comme suite à leurs travaux à la S.A. des Charbonnages du Hainaut, à Hautrage.

M. Audibert, Ingénieur Divisionnaire au Groupe de Valenciennes des Houillères du Bassin du Nord et du Pas-de-Calais, vous parlera des mesures des mouvements des épontes en voie.

M. Chaineaux, Ingénieur au Cerchar, vous décrira les résultats des récentes campagnes de mesures effectuées en Lorraine sous l'égide de la Commission française d'Etude des Pressions de Terrains, dont le Président, M. Bosc, est ici présent.

M. Weber, Bergrefendar, dont une communication avait été prévue, a dû se désister pour des raisons indépendantes de sa volonté.

Inichar projette et organise des travaux de mesurage en taille et en voies. En taille, la difficulté pour mesurer la charge des étauçons est de trouver des boîtes dynamométriques permettant de faire des essais en grande série, à la fois précises, rustiques et ne modifiant pas les conditions de sollicitation du soutènement. Pour la mesure de la résistance des épontes à la pénétration, mesures qui donnent des indications de grande valeur, le matériel est au point.

En ce qui concerne les galeries, une expérience vient de débiter dans un charbonnage liégeois. Dans la voie de base d'un chantier devant progresser de 900 m, une dizaine d'espèces de soutènements seront placés, chacun sur une longueur de 50 à 100 mètres. Des mesures nombreuses et échelonnées dans le temps sont effectuées sur chaque élément qui, bien entendu, est numéroté et possède sa fiche. Une large part est faite au boulonnage du toit qui nous paraît bien autre chose que ce qu'un humoriste en disait en 1951 : « Un parapluie pour les jours où il ne pleut pas ».

Je rappelle à nouveau l'objectif particulier de cette Journée qui consiste à rendre compte de mesurages réels et d'en interpréter les résultats.

HOUILLE PAYS ETRANGERS DERIVES

PAYS	Production t		Nombre d'ouvriers inscrits		Rendement par journée d'ouvrier (kg)			Nombre de journées d'extraction	Absentéisme en %		COKES t	AGGLOMERES t
	Nette	Marchande	Fond	Fond et Surface	A front	Fond (2)	Fond et Surface		Fond	Fond et Surf.		
France (1)												
Nord-Pas de Calais	2.289.828	—	93.121	133.630	—	1.274	826	24.05	25.47	16,02	302.969	323.104
Lorraine	1.040.037	—	23.475	34.941	—	2.108	1.363	24.97	20.49	17,22	31.791	8.267
Blanzey	224.998	—	6.481	9.610	—	1.611	1.049	25.66	18,77	12,02	—	17.434
Loire	280.626	—	10.870	15.785	—	1.388	899	22.45	30,31	20,89	19.495	17.115
Auvergne	96.290	—	3.942	5.440	—	1.252	862	23.95	24,13	15,93	—	14.682
Cévennes	247.354	—	10.630	15.754	—	1.250	804	22.96	29,48	22,21	—	113.273
Aquitaine	180.038	—	6.080	9.111	—	1.276	869	25	19,44	14,15	21.066	6.792
Dauphiné	52.383	—	1.821	2.716	—	1.271	843	26	13,84	11,45	—	6.849
Provence (L)	90.732	—	2.641	3.984	—	2.007	1.280	19.30	37,10	30,31	—	—
Hostens (L)	21.598	—	—	150	—	—	7.808	19	—	—	—	—
Autres mines (H et L)	50.890	—	2.080	2.873	—	—	1.637	—	—	—	—	1.272
Total France (H et L)	4.574.774	—	161.141	233.994	—	1.433	933	24,05	24,85	16,94	731.624(3)	739.617(3)
Sarre	1.356.867	—	37.920	57.716	—	1.672	1.068	24,80	16,04	11,20	305.217	—
Total France et Sarre (H et L)	5.931.641	—	199.061	291.710	—	1.482	961	24,19	—	—	1.036.841 (3)	739.617(3)
France (4)												
Nord-Pas de Calais	560.650	—	92.274	132.525	—	1.289	835	5,85	21,41	—	—	—
Lorraine	245.387	—	23.307	34.601	—	2.081	1.367	6	15,67	—	—	—
Blanzey	51.620	—	6.477	9.593	—	1.641	1.066	6	20,02	—	—	—
Loire	65.607	—	10.638	15.525	—	1.386	914	5,67	25,82	—	—	—
Autres mines (H et L)	180.629	—	27.116	39.918	—	—	—	—	—	—	—	—
Total France (H et L)	1.103.293	—	159.812	232.162	—	1.434	955	5,84	21,54	—	—	—
Sarre	274.975	—	38.028	57.532	—	1.674	1.085	5	27,99	—	—	—
Total France et Sarre	1.378.268	—	197.840	289.694	—	1.476	978	5,65	22,79	—	—	—
Pays-Bas (5)	1.005.634	—	30.235	54.054	—	1.641	—	24	8,2(6)	—	191.442	72.202
Grande-Bretagne												
Sem. du 9 au 15-8-53	—	3.680.600	—	717.500	3.013	—	1.148	—	—	—	—	—
Sem. du 7 au 22-8-53	—	4.197.300	—	716.900	3.074	—	1.190	—	12,04(7)	—	—	—
Allemagne (8)												
Ruhr	2.180.291	—	304.152	396.722	3.400	1.480	1.130	—	—	—	—	—
Aix-la-Chapelle . . .	124.648	—	21.695	27.418	2.570	1.160	910	—	—	—	—	—
Basse-Saxe	44.243	—	7.895	10.578	2.450	1.120	830	—	—	—	—	—
TOTAUX	2.349.182	—	333.742	434.718	3.310	1.450	1.110	—	—	—	—	—

(1) Mois de juin 1953 (houille et lignite) — (2) Mines à exploitation souterraine. — (3) Y compris la production des usines non annexes des mines (France : 556.503 t de cokés et 230.829 t d'agglomérés ; Sarre : 239.718 t de cokés). — (4) Semaine du 26-7 au 1-8-1953. — (5) Mois de février 1953. — (6) Absences pour maladies. — (7) Sur l'ensemble des mineurs. — (8) Semaine du 10 au 16 août 1953.

Cette Journée est spécialement destinée aux exploitants belges et aura lieu uniquement en français. Néanmoins, lors des discussions, nos collègues étrangers pourront parler en allemand ou en anglais, la traduction sera assurée.

Au nom des Belges ici présents, j'adresse à nos hôtes d'Allemagne, France, Grande-Bretagne et des Pays-Bas, les meilleurs souhaits de cordiale bienvenue. Ce sont tous d'éminents spécialistes en matière de pressions de terrain et du soutènement. Leur présence nous honore et témoigne de l'intérêt du sujet.

OPENINGSTOESPRAAK

door J. VENTER,

Directeur van Inichar.

Mijne Heren,

Ik ben bijzonder gelukkig U op deze Studiedag te verwelkomen. Deze zitting is gewijd aan de metingen met betrekking tot het gebergtedruk en de ondersteuning in de mijnen. De mededelingen streven er toe een overzicht te geven van de metingen die werkelijk uitgevoerd werden, en de uitslagen ervan te verklaren.

Wij zijn er inderdaad van overtuigd dat deze metingen het beste, zometert het enigste onderzoekingsmiddel zijn om het in België bijzonder moeilijk vraagstuk op te lossen van de ondersteuning in de diep gelegen pijlers. Dit vraagstuk blijkt ons tegenwoordig nog niet opgelost te zijn, en hierdoor blijven veel andere vragen hangend.

Voor die redenen had Inichar in 1951 een Symposium ingericht over het gebergtedruk en de ondersteuning in de afbouwplaatsen. De vergadering van vandaag is een gedeeltelijk vervolg op het hoofdstuk van de drukkings- en vervormingsmetingen.

Dhr Stassen, Hoofdingenieur bij Inichar, zal U binnen enkele ogenblikken aan de wezenlijkste besluiten van 1951 herinneren. Hij zal U vervolgens de hoofdlijnen uiteenzetten van de werken die sedertdien op het zelfde gebied in de verscheidene landen uitgevoerd werden.

In aansluiting met hun arbeid bij de N.V. Charbonnages du Hainaut, te Hautrage, zullen de HH. Professoren Brison en Jacquemin nogmaals een bijdrage leveren tot de meting van gebergtedrukkingen.

Dhr Audibert, Afdelingsingenieur bij de Groep van Valenciennes van de Houillères du Bassin du Nord et du Pas-de-Calais, zal U spreken over de metingen van de bewegingen in het nevengeesteente rond de galerijen.

Dhr Chaineaux, Ingenieur bij Cerchar, zal U de uitslagen uiteenzetten van de nieuwste meetcampagnes in Lotharingen, in opdracht uitgevoerd van de « Commission française d'Etude des Pressions de Terrains », waarvan de Voorzitter, dhr Bosc, hier aanwezig is.

Dhr Weber, Bergreferendar, die eveneens hier een bijdrage zou brengen, heeft zijn medewerking moeten afzeggen, voor redenen die van hem onafhankelijk zijn.

Inichar overweegt en organiseert metingsarbeiden in pijlers en in galerijen. De meting van de belasting op de stempels in de pijlers stuit op de moeilijkheid dynamometerdozen te vinden die tevens nauwkeurig en stevig zouden zijn, de belastingwijze van de ondersteuning niet zouden wijzigen, en het gelijktijdig uitvoeren van een groot aantal metingen mogelijk zouden maken.

Voor de meting van de weerstand van het nevengeesteente tot het indringen van de stempels, hetgeen kostbare inlichtingen verschaft, ligt een materieel voorhanden dat voldoening schenkt.

Wat de galerijen betreft werd onlangs een proef ingezet in een Luikse koolmijn. In de voetgalerij van een pijler, die 900 m ver gedreven moet worden, zullen een tiental verschillende ondersteuningssoorten telkens op een lengte van 50 tot 100 meter aangebracht worden. Menigvuldige metingen zullen op regelmatige tijdstippen uitgevoerd worden. Ieder element wordt genummerd en heeft een eigen steekkaart. De verankering van het hangende (roof bolting) kreeg hierbij een ruim aandeel. Zij blijkt ons heel wat meer te zijn dan hetgeen een humorist in 1951 als « een regenscherm voor schoon weder » bepaalde.

Ik herinner nogmaals aan de welbepaalde opdracht van de huidige studiedag: berichten over daadwerkelijk uitgevoerde metingen en verklaring hiervan.

Deze studiedag is in het bijzonder bestemd voor de Belgische mijnuitbaters. Frans zal de enigste voertaal zijn. Nochtans zullen onze buitenlandse gasten voor de bespreking Duits of Engels kunnen spreken. Voor de vertaling wordt gezorgd.

In naam van de hier aanwezige Belgen heet ik onze gasten uit Duitsland, Frankrijk, Groot-Brittannië en Nederland van harte welkom. Zij zijn allemaal hoogstaande deskundigen op het gebied van gebergtedruk en ondersteuning. Door hun aanwezigheid voelen wij ons zeer vereerd. Zij getuigt voor het belang van het behandeld onderwerp.

Introduction à la journée des mesures relatives aux pressions de terrains et au soutènement

par P. STASSEN,

Ingénieur en Chef à INICHAR.

SAMENVATTING

De uiteenzetting herinnert aan de nieuwe opvattingen ter zake en aan de besluiten die getroffen werden op dit gebied door verscheidene vreemde proefnemers sinds de Internationale Conferentie van Luik in 1951. Vier punten weerhielden bijzonder de aandacht :

1) De weerstand van de muur tegenover de indringing van de stijlen. Nieuwe proefnemingen met hydraulische persen « Dowty » en « Eisenwerk Wanheim » hebben de geringe specifieke weerstand van de muren, de belangrijke plaatselijke variaties en de vermindering van die weerstand met de tijd doen uitschijnen. Het basisvlak van de meeste gebruikte stijlen is te klein om de voorziene lasten te dragen zonder in de muur te dringen.

2) De meting van de door de stijlen gedragen lasten. De gegevens zijn talrijk, maar moeilijk te interpreteren. Men kan gemiddelden opstellen, maar dit volstaat niet om de invloed te doen uitschijnen van de verschillende factoren die in de controle van het dak tussenkomen. In Groot-Brittannië heeft het meer veralgemeend gebruik van de hydraulische stijlen « Dowty » toegelaten eenvoudige en nauwkeurige metingen te verrichten zonder de ondersteuningsvoorwaarden te wijzigen.

3) De wijze waarop de omliggende terreinen zich verhouden en de sollicitaties van de ondersteuning in de ontginningsgalerijen.

Men heeft de meting van de belasting der verschillende typen van galerijbekledingen uitgebreid en men heeft verschillende proeven met roof-bolting uitgevoerd, zowel in het dak als in de muur.

Talrijke waarnemingen bevestigen de gunstige invloed van dit procédé op het gedrag der terreinen en hoofdzakelijk op het lossen en verschuiven der banken.

4) De nieuwe meetapparaten :

- a) De stratascoop laat toe de beweging der strata's in een boorgat na te gaan.
- b) De romometer laat toe de relatieve bewegingen van dak en muur aan te tonen en te meten, zowel de convergentie als de zijdelingse verplaatsing.
- c) De dynamometers die de meting van de belasting op de schachtbekledingen mogelijk maken.

RESUME

L'exposé rappelle les idées nouvelles et les conclusions émises sur ce sujet par divers expérimentateurs étrangers depuis la Conférence Internationale de Liège en 1951. Quatre points ont particulièrement retenu l'attention :

1) La résistance des murs à la pénétration des étaçons. De nouveaux essais réalisés avec les presses hydrauliques Dowty et Eisenwerk Wanheim ont fait ressortir la faible résistance spécifique des murs, les variations locales importantes, la diminution de cette résistance avec le temps. La section de base de la plupart des étaçons utilisés est en général trop petite pour leur permettre de supporter, sans pénétrer dans leur fondation, les charges pour lesquelles ils sont construits.

2) La mesure des charges supportées par les étaçons. Les données sont nombreuses, mais il est très difficile de les interpréter. On peut établir des moyennes, mais cela ne suffit pas pour mettre en évidence l'influence des différents facteurs qui interviennent dans le contrôle du toit. En Grande-Bretagne, l'emploi de plus en plus développé de l'étaçon hydraulique Dowty permet de faire des mesures simples et correctes sans modifier les conditions de soutènement.

3) Le comportement des épontes et les sollicitations du soutènement dans les galeries d'exploitation.

On a intensifié la mesure des charges supportées par les différents types de revêtement des galeries et on a fait divers essais de boulonnage du toit et du mur.

Des observations nombreuses ont mis en évidence les effets favorables du boulonnage sur la tenue des terrains et principalement sur les décollements et les glissements des bancs.

4) Les nouveaux appareils de mesures :

- le stratoscope permet d'observer, dans des trous de sonde, le mouvement des strates;
- le romomètre permet de mesurer et d'indiquer les mouvements relatifs du toit et du mur, qu'il s'agisse de convergence ou d'un déplacement latéral;
- les dynamomètres pour mesurer les sollicitations appliquées aux revêtements de puits.

La Conférence Internationale de Liège en 1951 comportait une section intitulée « Mesures des pressions et des mouvements de terrains ».

Le rapport général présenté par M. de Crombrugghe, au nom d'Inchar, en conclusion des travaux de cette section recommandait, en terminant, d'intensifier dans les mines les mesures des charges supportées par les éléments du soutènement, aussi bien dans les tailles que dans les galeries.

Les exposés de MM. Wöhlbier, Brison et Jacquemin visaient tout spécialement ce chapitre et le rapporteur disait à ce sujet :

« Ces mesures sont indispensables si l'on veut contrôler le comportement des étaçons en taille et le comparer aux caractéristiques exigées. Elles permettent seules de déterminer les points faibles du soutènement et l'influence des différents modes d'abatage ou de remblayage sur son comportement.

» Dans une taille, la nature géologique des éponges est une donnée de la nature. Il faut adapter en conséquence :

- » le mode d'abatage,
- » le mode de soutènement,
- » la caractéristique des étaçons,
- » le mode de remblayage.

» Seule, la mesure systématique, si possible continue et simultanée, des charges portées par un nombre suffisant d'étaçons permet de coordonner ces différents éléments d'une façon rationnelle. Les mêmes considérations valent pour les cadres de voies ».

I. — LA RESISTANCE DES EPONTES A LA PENETRATION DES ETANÇONS

C'est un point très important et sur lequel on n'a peut-être pas assez insisté en 1951.

En Grande-Bretagne, depuis de nombreuses années déjà, MM. Evans et Winstanley ont entrepris une campagne systématique de mesures pour déterminer la résistance du mur à la pénétration des étaçons. Ils en ont fait part dans les rapports qu'ils ont présentés à la Conférence de Liège.

C'est à la suite de cette campagne qu'ils ont constaté qu'avec les sections de base des étaçons habituellement utilisés, le mur des différentes couches était en général poinçonné alors que la charge sur les étaçons était inférieure à 20 tonnes. Le contrôle du toit dans ces chantiers étant satisfaisant avec le matériel de soutènement dont on disposait, on en a conclu qu'il était inutile d'employer des

MM. Winstanley et Evans ont attiré l'attention sur la mesure des mouvements relatifs des épontes (verticaux et horizontaux) et tout spécialement sur les décollements de bancs. Ces mesures sont aussi d'un intérêt indiscutable pour les exploitations.

Le rapporteur disait à ce sujet :

« L'observation régulière des affaissements et mouvements autour d'une taille indiquera bien souvent la cause de difficultés éventuelles et dans quelle direction il faut chercher le remède (rigidité ou flexibilité du soutènement) ».

Les rapports présentés par les Conférenciers d'aujourd'hui exposeront les résultats des observations récentes faites dans ce domaine en Belgique et en France.

Le but de cette introduction est de rappeler les conclusions et les idées essentielles publiées par d'autres expérimentateurs, Anglais, Allemands, Français depuis la Conférence Internationale de Liège en 1951.

L'exposé est divisé en quatre parties qui concernent :

- la mesure de la résistance des épontes à la pénétration des étaçons,
- la mesure des charges supportées par les étaçons et de leur coulissement,
- le comportement des épontes et les sollicitations du soutènement dans les galeries d'exploitation en insistant spécialement sur le rôle du boulonnage dans le renforcement du soutènement et le renforcement des bancs du toit et du mur,
- les appareils de mesure.

étaçons d'une résistance supérieure à 20 tonnes. Ce fut l'origine et le développement de l'étaçon hydraulique Dowty dont la force portante est limitée à 20 tonnes.

L'emploi de plus en plus généralisé de ces étaçons dans les exploitations britanniques a permis d'obtenir de nouvelles données sur la résistance des épontes à la pénétration des étaçons et sur les charges que ces étaçons supportent.

Des étaçons hydrauliques ont été transformés en presses hydrauliques d'une capacité de 20 tonnes et on a fait des essais de poinçonnage d'épontes avec des plaques d'assise de différentes sections. La fig. 1 montre quelques courbes de pénétration en fonction de la charge. Avec un plateau de 22,5 cm de diamètre (400 cm²), la charge augmente réguliè-

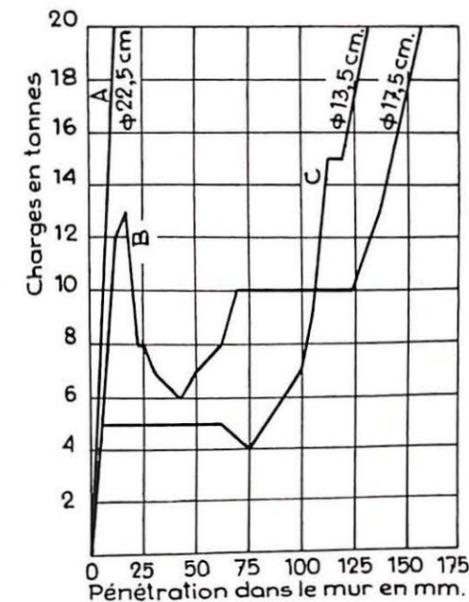


Fig. 1. — Courbes de pénétration dans le mur, en fonction de la charge exprimée en tonnes, pour des étaçons Dowty équipés de pied de différentes sections.

rement jusqu'à 20 tonnes. La pénétration dans le mur est faible et progressive (courbe A).

Avec un plateau de 17,5 cm de diamètre, (240 cm²) la charge monte d'abord régulièrement jusqu'à 13 tonnes. Sous cette charge, l'étaçon poinçonne le mur et la charge qu'il supporte tombe à 6 tonnes.

La charge ne remonte que faiblement alors que la pénétration dans le mur atteint 12,5 cm. Ce n'est qu'à cette profondeur que l'étaçon trouve une nouvelle assise suffisamment résistante et que la charge supportée remonte régulièrement jusqu'à 20 tonnes. La pénétration totale dans le mur est alors de 15,5 cm. Le même essai de mise en charge dans la même taille, repris avec un plateau de 13,5 cm de diamètre (145 cm²), montre que l'étaçon poinçonne le mur sous une charge de 5 tonnes. La pénétration est profonde et ce n'est qu'à 10 cm dans le mur que l'étaçon trouve une nouvelle assise suffisamment résistante. La charge augmente régulièrement jusqu'à 20 tonnes.

Ces essais montrent l'importance capitale que le mur joue dans la tenue du toit. Quand le mur casse, la charge supportée par l'étaçon diminue et la pénétration continue sous une charge beaucoup plus faible jusqu'au moment où le pied de l'étaçon rencontre un banc dur qui peut à nouveau servir de fondation.

Le plateau de 13,5 cm de diamètre qui poinçonne le mur sous une charge de 5 tonnes a une section de 145 cm²; cette section est déjà supérieure à celle de plus de 80 % des étaçons en service dans les mines belges. En effet les étaçons Gerlach, GHH, Schwarz-Becorit etc. ont des sections qui varient de 100 à 144 cm².

Les types d'étaçons lourds pour couches de plus de 2 mètres d'ouverture ont rarement une section de base de 12 × 12 cm.

* * *

Au cours de l'année dernière, M. H. Jahns d'Essen a entrepris des essais similaires dans les mines de la Ruhr avec des étaçons hydrauliques Eisenwerk Wanheim transformés en presse hydraulique. Cette presse peut développer une force de 0 à 40 tonnes et les essais ont eu lieu avec une gamme de plateaux dont la section variait de 50 à 500 cm².

Les résultats ont été publiés récemment dans la revue Glückauf (1). Les courbes de pénétration dans le mur en fonction de la charge présentent exactement la même allure que celles qui ont été obtenues en Grande-Bretagne. La figure 2 donne les résultats des essais effectués dans la couche R₁ au siège Friedrich Heinrich.

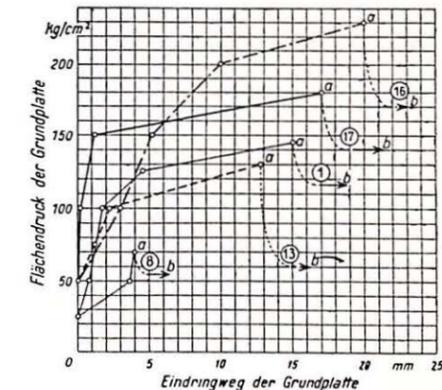


Fig. 2. — Pénétration dans le sillon de charbon adhérent au mur en couche R₁, en fonction de la charge exprimée en kg/cm².

Les plateaux 13, 16 et 17 ont une section de 100 cm².

Les plateaux 1 et 8 ont une section de 200 cm².

Eindringweg der Grundplatte : enfoncement de la plaque d'assise.

Flächenruck der Grundplatte : pression spécifique sur la plaque d'assise.

Avec une section de 200 cm², le mur est poinçonné pour une charge spécifique de 145 kg/cm², ce qui correspond à une charge sur l'étaçon de 29 tonnes. Sous cette charge, le mur casse, l'étaçon y pénètre tandis que la charge tombe à 23,5 tonnes. La pénétration dans le mur augmente rapidement alors que la charge reste constante.

Au cours de trois essais effectués avec un pied de 100 cm² de section, on a obtenu la rupture du mur respectivement pour des charges de 13, 18 et 23 tonnes et la pénétration a continué sous des charges de 6, 14 et 17 tonnes. (fig. 5).

On constate des variations très importantes de la résistance spécifique du mur d'un point à l'autre de la taille et parfois même en des points très voisins.

On comprend alors aisément, que même si tous les étaçons sont parfaitement identiques, on puisse avoir une répartition inégale de la charge. Si un étaçon poinçonne le mur, sa charge diminue brus-

(1) « Die Messung der Festigkeit des Hangenden und Liegenden in Strebraum », par le Dr Ing. Hans Jahns - Essen, Glückauf, 9 mai 1953, p. 445 à 454.



Fig. 5. — Rupture du mur lors d'un essai de pénétration — Sur la photo, le plateau de base est souligné par un trait blanc.

quement et la pression se reporte sur les étaçons voisins.

Si localement, la résistance spécifique du mur est plus grande, des étaçons voisins peuvent donc supporter des charges très différentes.

Ces mesures ont aussi mis en évidence un autre fait important : il s'agit de la diminution de la résistance spécifique du mur avec le temps. Dans une taille, on constate une diminution de la résistance spécifique du mur à partir du front vers les remblais. Dans un exemple cité par M. Jahns, la moyenne arithmétique des résistances spécifiques du mur dans la nouvelle allée était de 155 kg/cm², dans l'allée découverte 48 heures auparavant, elle n'était plus que de 86 kg/cm².

Au point de vue pratique, ces mesures ont également conduit à d'autres conclusions intéressantes.

II. — MESURE DES CHARGES SUPPORTÉES PAR LES ÉTANÇONS

En ce qui concerne les charges supportées par les étaçons, les mesures entreprises dans la Ruhr depuis quelques années ont été poursuivies sur une vaste échelle tandis qu'elles se sont développées en Sarre, en France, en Grande-Bretagne et en Belgique. Il y a lieu de citer à ce sujet les rapports de MM. Kuhn et Wöhlbier, présentés au Congrès de Leoben en 1952, et l'étude de M. Vidal, publiée dans la Revue de l'Industrie Minière.

En conclusion des mesures effectuées en Sarre, M. Vidal écrit : (2)

« Pour donner des résultats, les mesures doivent être nombreuses et faites avec soin et méthode. Pour avoir une vue d'ensemble correcte des pressions dans une taille de 200 mètres, il est indispensable de disposer d'au moins 60 à 80 dynamomètres de bonne qualité. M. Vidal insiste sur la qualification du personnel chargé de suivre les essais qui, dans le bruit et le mouvement de la

(2) « Mesures de pressions de terrain » par V. Vidal, Revue de l'Industrie Minière juillet 1952, p. 499 - 510.

Dans un chantier, on avait un sillon de charbon de 5 cm d'épaisseur qui collait au mur. En l'abandonnant, on disposait d'une face lisse favorable au pelletage manuel; en l'enlevant, le mur était très inégal et s'écaillait. Les essais de poinçonnage ont montré que le sillon de charbon offrait une meilleure assise au soutènement que le mur sous jacent.

Dans ce chantier remblayé par fausses voies, le contrôle du toit était bon malgré la pénétration de certains étaçons dans leur fondation. On utilisait 3 types d'étaçons dont les sections de base étaient respectivement de 120, 140 et 170 cm². Tous ces étaçons étaient construits pour supporter 40 tonnes.

D'après les mesures faites, les étaçons de 120 cm² de section ne pouvaient supporter que des charges de 10 à 18 tonnes et ceux de 170 cm², de 14,5 à 26 tonnes.

L'auteur estime que, dans ces conditions, il y avait intérêt à employer des étaçons plus légers, plus maniables, coulissant à 20 tonnes, mais avec une section de base de 170 cm².

Ces observations montrent qu'il faut adapter la section de base aux caractéristiques qu'on exige de l'étaçon, en fonction de la résistance à la pénétration des murs. Vu la faible résistance spécifique de la plupart des murs, on aurait intérêt à assurer le soutènement des chantiers d'abatage en combinant l'emploi d'étaçons de bonne qualité coulissant sous une charge de 20 tonnes avec des piles caissons à large surface d'appui (telles que Mainsforth — Mécapile — Cométal). Des étaçons de 20 tonnes sont en général très suffisants dans l'allée en cours d'abatage et dans l'allée de transport, tandis que les piles prendraient les fortes charges qu'on observe habituellement dans l'allée voisine de la charnière de foudroyage.

» taille, sont difficiles à conduire. Les chiffres sont à relever avec soin par des exécutants impartiaux, intelligents et exercés ».

Il est indispensable d'employer un appareil de mesure qui ne modifie en rien les conditions de travail de l'élément du soutènement. Or la plupart des dynamomètres (les appareils de Wöhlbier, Losenhausen, Maihak, etc) ont la forme de larges plateaux dont la surface est 2 ou 3 fois plus grande que celle du pied des étaçons habituellement utilisés.

Si dans un chantier à mur tendre on dispose côte à côte des étaçons ordinaires et des étaçons posés sur de larges plateaux dynamométriques, on modifie considérablement les conditions de soutènement. Les étaçons ordinaires poinçonnent le mur sous des charges relativement faibles et les étaçons sur dynamomètres sont anormalement surchargés. Les mesures ne reflètent nullement l'image des charges normalement supportées par les étaçons de la taille.

L'appareil de MM. Brison et Jacquemin a le grand avantage d'avoir une base tout à fait identi-

que à celle de l'étaçon, par contre l'appareil est d'un maniement plus délicat.

En Grande-Bretagne, l'étaçon hydraulique Dowty permet de faire des mesures simples et correctes sans modifier aucunement les conditions de soutènement. L'étaçon dynamométrique est un étaçon ordinaire équipé d'un manomètre. En disposant un nombre suffisant d'étaçons dynamométriques dans la taille, on a immédiatement une bonne vue d'ensemble de la répartition des charges sur les éléments du soutènement. (fig. 4).

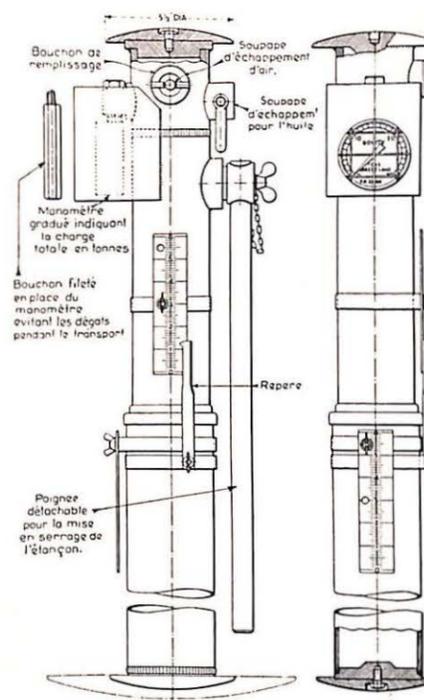


Fig. 4. — Étaçon dynamométrique Dowty.

Les mesures faites avec des dynamomètres rustiques ont cependant donné des résultats et des renseignements très utiles à la conduite des exploitations.

III. — LE COMPORTEMENT DES EPONTES ET LES SOLLICITATIONS DU SOUTÈNEMENT DANS LES GALERIES D'EXPLOITATION

Au Congrès de Leoben encore, deux rapports très importants ont été présentés sur ce sujet :

Le premier, de M. Ritter (4) passe en revue tous les types de soutènement en usage dans les voies d'exploitation des mines de la Ruhr. De nombreuses photos prises dans les galeries permettent de se rendre compte de l'efficacité des soutènements et de leur adaptation aux conditions de gisement (pendage et ouverture des veines).

(4) « Grundzüge und Ziele der Entwicklung des neuzeitlichen Abbaustreckenausbau, erläutert an Beispielen aus dem Grubenbetrieb », par le Dr Hans Ulrich Ritter — Glückauf, 21 juin 1952, p. 605 à 625.

1) A Velsen, en Sarre, par exemple, les mesures ont démontré que l'étaçon de renforcement placé avant le foudroyage ne supportait aucune charge.

2) Les mesures ont aussi démontré que tous les étaçons coulissent plus fortement dans la mine qu'au banc d'essai, c'est-à-dire à la presse. Les courbes d'affaissement en fonction de la charge sont toujours plus aplaties.

La mesure des charges permet de contrôler le fonctionnement des étaçons et de voir s'ils conservent leurs caractéristiques originelles après un certain temps de service au fond.

3) D'après les mesures faites jusqu'à présent sur les étaçons à frottement, on constate que la répartition des charges est extrêmement irrégulière.

M. Kuhn a présenté au Congrès de Leoben, en 1952, un rapport très important sur les résultats des mesures effectuées dans les charbonnages de la Ruhr (5). Les données sont nombreuses, dit-il, mais il est très difficile de les interpréter. On peut établir des moyennes mais cela ne suffit pas pour mettre en évidence l'influence des différents facteurs qui interviennent dans le contrôle du toit.

En conclusion, l'auteur relève les points suivants qui paraissent bien établis :

- 1) la charge à front est en général faible;
- 2) la charge croît plus ou moins régulièrement jusqu'aux 2/3 de la largeur de l'atelier de travail. C'est en général l'avant dernière file d'étaçons vers l'arrière qui est la plus chargée;
- 3) la charge d'un étaçon ne change pas pendant les jours d'arrêt du chantier ;
- 4) dans les chantiers foudroyés, l'accroissement de charge sur les étaçons s'observe principalement à la fin du poste d'abatage. Il y aurait lieu de faire des mesures analogues dans des chantiers remblayés;
- 5) les courbes des charges prises par les étaçons sont beaucoup plus régulières et plus calmes quand le toit est schisteux que quand il est gréseux;
- 6) les étaçons à frottement ont des comportements très différents et présentent des irrégularités de fonctionnement qui donnent lieu à une répartition très inégale des charges.

Le dernier chapitre du rapport est consacré aux mesures des sollicitations du soutènement des galeries, entreprises par MM. Weber et Wöhlbier.

M. Weber aurait dû nous faire part aujourd'hui des nombreuses observations qu'il a faites à ce sujet et nous regrettons vivement son absence.

Je me bornerai à citer un exemple de mesures faites par M. Weber, présenté par M. Ritter (fig. 5).

(5) « Ergebnisse neuer Untersuchungen an Stempeln verschiedener Abbaustrecken » par Otto Kuhn, Glückauf, 21 juin 1952, p. 625 à 630.

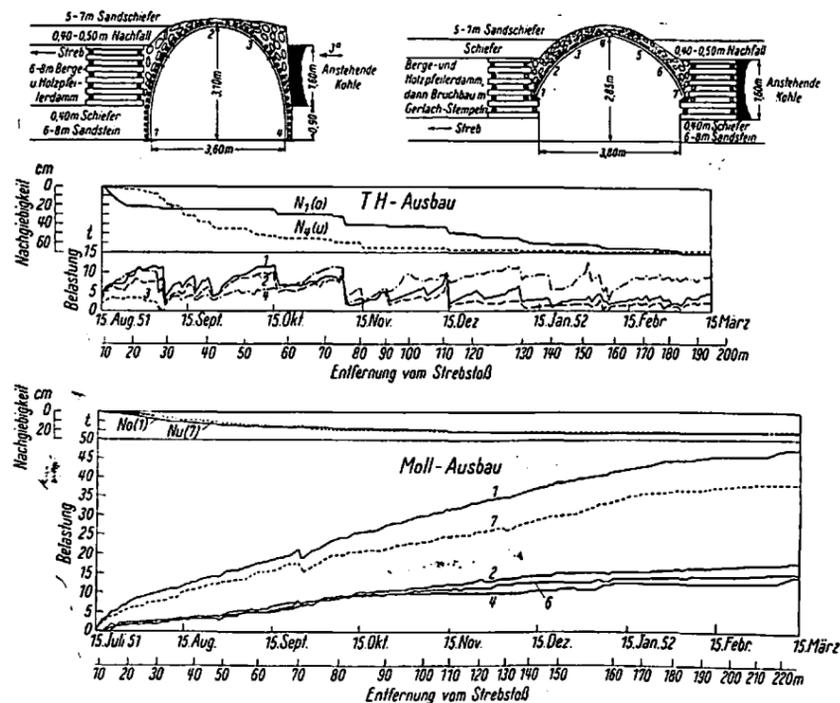


Fig. 5. — Mesures des charges supportées par des cadres Moll et Toussaint Heintzmann dans une voie d'exploitation d'un gisement en plateaux au siège Sachsen (d'après Weber — Wöhlbier).
Entfernung vom Strebstoß : distance au front de taille
Belastung : charges.
Nachgiebigkeit : affaissement.

Il s'agit d'une galerie d'exploitation dans une couche de 1,60 m d'ouverture dont une section est revêtue de cadres Toussaint Heintzmann de 21 kg/m, et l'autre de cadres Moll de 29,5 kg/m. On a disposé un certain nombre de boîtes dynamométriques sur le pourtour et sous les pieds des cadres. On a mesuré les charges et l'affaissement jusqu'à 220 mètres en arrière de la taille.

Pour les cadres Moll, les dynamomètres 3 et 5 n'ont pris aucune charge. Les pressions latérales et en couronne sont restées faibles, de l'ordre de 15 tonnes à 220 mètres en arrière du front. La charge au pied des cadres est forte et monte régulièrement jusqu'à 45 et 50 tonnes. Les cadres ne semblent pas encore avoir atteint leur charge maximum.

La section de 2,85 m de hauteur sur 3,80 m de largeur à la base a été réduite à 2,52 m × 3,68 m. La diminution de section est très faible; on constate une tendance au flambage des segments du cadre.

Dans le cas du cadre Toussaint Heintzmann, la charge sur la boîte 3 est restée nulle. La charge sur les boîtes 1, 2 et 4 n'a jamais dépassé 12 tonnes. Dès qu'elle atteignait 12 t, le cadre coulissait et se déchargeait. A 200 mètres des fronts, le recouvrement des segments atteignait 1,50 m à l'amont et 1,30 m à l'aval.

La section originelle de 3,10 m sur 3,60 m était réduite à 2,20 m sur 3,54 m. Cette section était encore suffisante pour les besoins du chantier.

Il y a lieu de remarquer que, dans cet exemple, le cadre Moll est posé d'une façon assez irrationnelle. Si les semelles avaient été posées au niveau du toit

de la couche, le cadre aurait été entièrement encasté dans le toit; il aurait alors participé au mouvement de l'ensemble du toit et suivi son affaissement en fonction du tassement et de l'écrasement des remblais. Les sollicitations du cadre Moll n'auraient pas été plus fortes que celles du cadre Toussaint Heintzmann. Le creusement de la galerie aurait coûté un peu plus cher mais à 220 mètres en arrière du front, on aurait conservé une hauteur de plus de 3 mètres et le danger de détérioration du cadre aurait été complètement écarté.

Dans le cas de fortes sollicitations sur une galerie, c'est certainement cette solution qui donnera le plus de satisfaction; elle a l'inconvénient d'être plus chère par suite de la consommation importante de bois de piles, mais elle est cependant économique car elle ne nécessite aucun travail d'entretien.

Le deuxième rapport important présenté à Léoben est celui de MM. Jacobi et Middendorf sur le boulonnage du toit dans les galeries d'exploitation au siège Neumühl (5).

Les observations et mesures faites à propos du boulonnage du toit à ce siège s'inscrivent dans le cadre d'une vaste étude d'ensemble entreprise par :

- la direction du siège,
- la D.K.B.L. et,
- la Gutehoffnungshütte (G. H. H.)

(5) Extrait de « Anker Ausbau in Abbaustrecken » par H. Middendorf et D. Jacobi. Glückauf 21 juin 1952, p. 636 à 644.

Il s'agit de déterminer les sollicitations subies par les roches et le soutènement d'une galerie d'exploitation quand d'un côté on a du remblai qui s'écrase et de l'autre, le massif de charbon en place.

Les sollicitations du soutènement des galeries sont fonctions de ce déséquilibre et des mouvements qu'il engendre dans les roches. Il existe une différence fondamentale entre ces galeries d'une part et d'autre part :

- les galeries en roches,

Les essais ont eu lieu à l'étage de 850 mètres dans la voie de transport d'une taille chassante ouverte dans la couche Albert 1^{er} de 1,12 m d'ouverture et inclinée à 12°. Cette voie a été poussée 90 mètres en avant du front de taille. Les boulons ont été placés dans une zone non influencée par les travaux d'exploitation dans le but d'étudier leur comportement avant, pendant et après le passage de l'exploitation.

Avant le boulonnage, le soutènement de la galerie

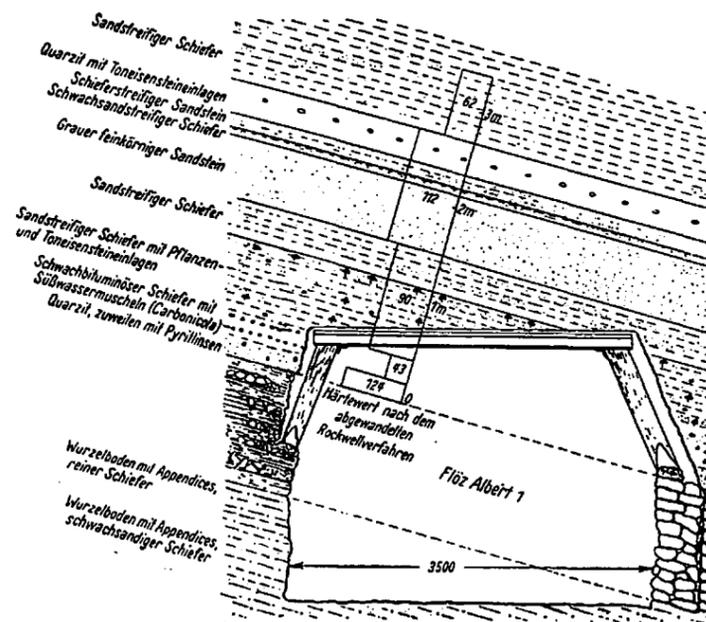


Fig. 6. — Nature des terrains encaissants. Bosseyement et revêtement de la voie de transport dans la couche Albert 1.

- les galeries avec exploitation des deux côtés,
- les galeries des mines américaines le long desquelles on n'exploite généralement pas (on abandonne des stots importants de charbon pour les protéger).

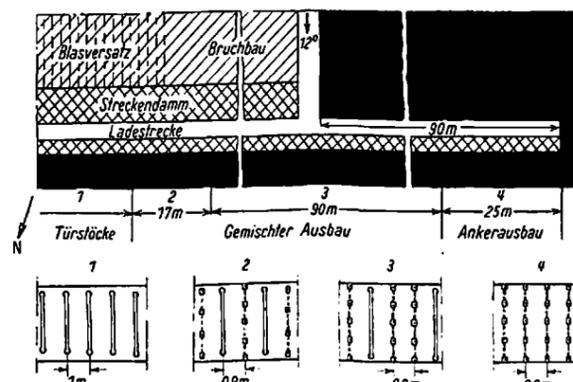


Fig. 7. — Vue en plan de la voie de transport dans la couche Albert I avec définition des sections équipées de revêtement différent :

- Türstücke : revêtement constitué de portiques;
- Gemischter Ausbau : revêtement mixte.
- Anker Ausbau : section entièrement boulonnée.

était assuré par des portiques distants de 1 m d'axe en axe. Ces portiques étaient constitués d'un rail porté par deux courts étauçons en bois, reposant l'un sur un mur de pierres et l'autre à mi-hauteur d'une pile de bois (fig. 6). Le mur de pierres était édifié dans une basse taille de 2 m de longueur. Ce soutènement offrait une certaine élasticité. Le toit était entaillé du côté amont sur 0,50 m et du côté aval sur 1,30 m d'épaisseur. Le mur était coupé de façon à disposer d'une bonne hauteur de chargement.

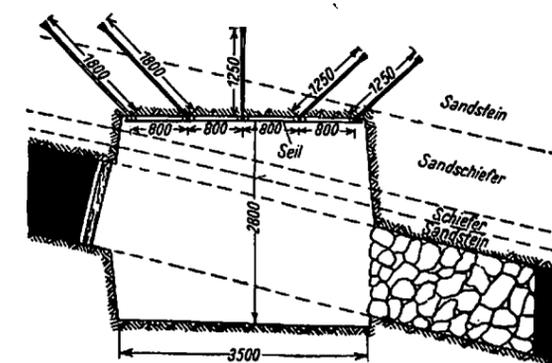


Fig. 8. — Disposition des boulons et du bosseyement dans la section équipée d'un revêtement mixte.

Lors du boulonnage, on plaça alternativement un portique et une rangée de boulons à 0,90 m l'un de l'autre. On espaça de plus en plus les portiques en disposant entre eux d'abord deux, puis trois rangées de boulons (fig. 7 et 8). Dans les 25 derniers mètres, le coupage de la galerie eut lieu uniquement dans le mur, ce qui permit de boulonner les bancs intacts du toit; on abandonna les portiques (fig. 9).

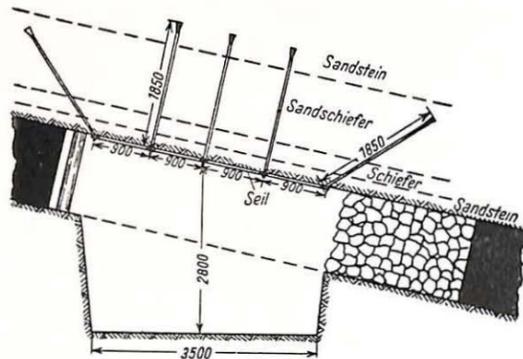


Fig. 9. — Disposition des boulons et du bosseyement dans la section entièrement boulonnée.

Au cours des essais, les observations ont été très nombreuses et on a mesuré :

- 1) le rapprochement des ébontes.
- 2) les changements d'inclinaison des bancs,
- 3) les ouvertures entre bancs décollés.
- 4) les glissements des bancs du toit.

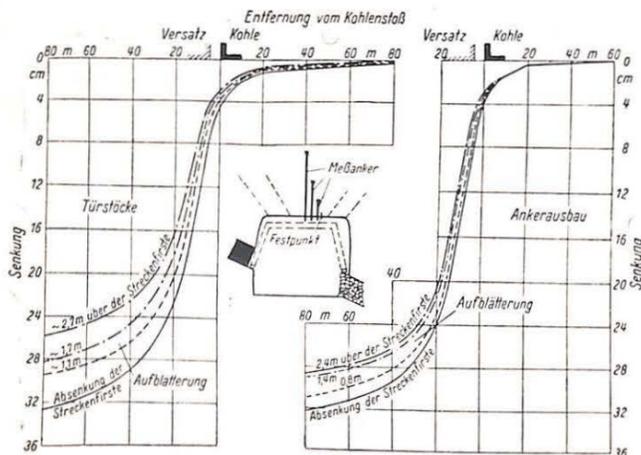


Fig. 10. Affaissements et décolllements des bancs du toit suivant le profil n long de la galerie.

- Entfernung vom Kohlenstoß : distance au front de taille.
- Versatz : remblais.
- Kohle : massif de charbon.
- Senkung : affaissement.
- Aufblätterung : décolllement.
- Absenkung der Streckenfirste : Affaissement du toit de la galerie.
- Türstücke : portiques.
- Ankerausbau : boulons.
- Festpunkt : point fixe.
- Messanker : boulons de mesure.

- (Les observations 5) et 4) ont eu lieu dans des trous de sonde de 45 à 220 mm de diamètre)
- 5) les charges sur les montants des cadres trapézoïdaux.
- 6) les efforts de traction sur les boulons.
- 7) les charges sur le remblai après passage de la taille.
- 8) le tassement des remblais.

Mesure des affaissements et des décolllements.

Déjà à 80 mètres en avant du front de taille, on observe de faibles affaissements qui augmentent lentement et linéairement (fig. 10).

A 20 mètres, l'affaissement du toit est de 12 mm. A l'approche de la taille, l'affaissement augmente plus rapidement; il atteint 50 mm au passage du front. Après le passage de la taille, il augmente très rapidement; il est de 240 mm (24 cm) à 20 m et atteint 53 cm à 80 m en arrière de la taille.

L'affaissement total du toit est le même dans la section boulonnée que dans celle revêtue de cadres trapézoïdaux (voir courbe inférieure sur les deux diagrammes à droite et à gauche de la figure 10). C'est normal car l'affaissement du toit dépend du tassement des remblais.

Cependant les vides entre les bancs décollés sur une épaisseur de toit de 2,70 m sont très différents. La somme des vides entre bancs sur cette épaisseur est obtenue pour chacune des abscisses en mesurant la différence des ordonnées entre les courbes inférieure et supérieure sur chacun des diagrammes. En comparant les décolllements dans les deux tronçons de galerie équipés des deux revêtements différents, on obtient les valeurs reproduites au tableau 1.

TABLEAU I.

Somme des vides entre les bancs décollés pour une épaisseur de toit de 2,70 m.

	cadres trapézoïdaux	boulons
à 20 m en avant de la taille	14 mm	7 mm
à 30 m en arrière de la taille	65 mm	30 mm
à 80 m en arrière de la taille	75 mm	40 mm

Dans le tronçon boulonné, les plus grands décolllements s'observent au delà de la limite d'ancrage, c'est-à-dire entre 1,20 et 1,70 m de hauteur; cette observation montre que le boulonnage transforme l'empilage des bancs inférieurs en une dalle plus résistante (fig. 11a). Au contraire, dans le tronçon revêtu de portiques, les plus grands décolllements ont lieu entre les bancs constituant le premier mètre de toit; déjà à 5 mètres en arrière de la taille, ils atteignent 3 % de l'épaisseur de roche envisagée. Ces décolllements donnent lieu à une forte courbure des bancs inférieurs et ceux-ci se brisent et se délitent (fig. 11b).

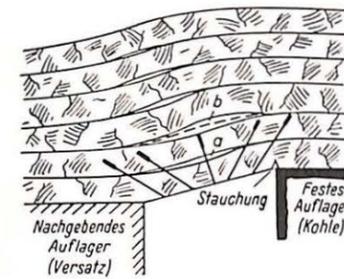


Fig. 11a. — Décolllements des bancs du toit dans la section boulonnée :

- a) plus petit vide,
- b) plus grand vide.

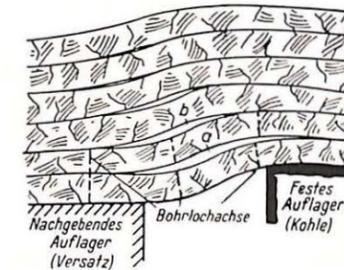


Fig. 11b. — Décolllements des bancs du toit dans la section sans boulons :

- a) plus grand vide,
- b) plus petit vide.
- Nachgebendes Auflager (Versatz) : appui qui s'affaisse (remblais).
- Festes Auflager (Kohle) : appui ferme (massif de charbon).
- Stauchung : compression.
- Bohrlochachse : axe des trous de sonde.

Pour la dalle de toit boulonnée, le décolllement n'est que 0,5 % à 5 m en arrière du front et 1,2 % à 40 m en arrière du front.

Une coupe transversale de la galerie montre des affaissements du toit très différents le long des deux parois. La figure 12 donne les courbes d'affaissements pour des distances croissantes à partir du front de taille ainsi que les vides entre bancs décollés, mesurés sur une épaisseur de toit de 1 m. Le tableau 2 résume les données essentielles de ces mesures.

Les décolllements ont été mesurés dans des trous de sonde. Ils sont d'abord plus grands le long des remblais mais après tassement, ils sont plus importants au centre de la galerie.

TABLEAU II.

Distances à partir du front de taille	Affaissement du toit		Somme des vides entre bancs décollés sur 1 m d'épaisseur		
	côté remblai	côté charbon	côté remblai	au centre	côté charbon
au front de taille	4 cm	2 cm	9 mm	8 mm	2 mm
à 25 m en arrière	18 cm	8 cm	55 mm	35 mm	4 mm
à 75 m en arrière	25 cm	12 cm	55 mm	43 mm	5 mm

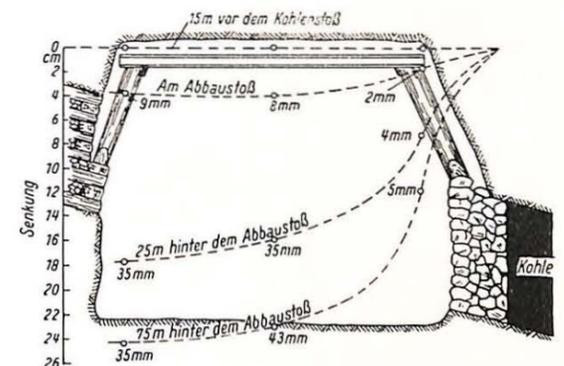


Fig. 12. — Affaissement du toit de la galerie suivant une section transversale à des distances différentes du front de taille (dans la section revêtue de portiques).

Les valeurs données en mm sur chacune des courbes indiquent les décolllements des bancs constituant le premier mètre du toit.

15 m vor dem Kohlenstoß : 15 m en avant du front de taille.

Am Abbaustoss : au passage du front.

25 m et 75 m hinter dem Abbaustoss : à 25 m et 75 m en arrière du front de taille.

Glissements de bancs.

Les observations dans les sondages ont révélé des glissements de bancs importants, de l'ordre de 30 mm dans la section revêtue de portiques 15 mm dans la section boulonnée.

Les bancs inférieurs sont toujours plus décalés du côté remblai que les bancs supérieurs. Les représentations schématiques (fig. 13 et 14) expliquent

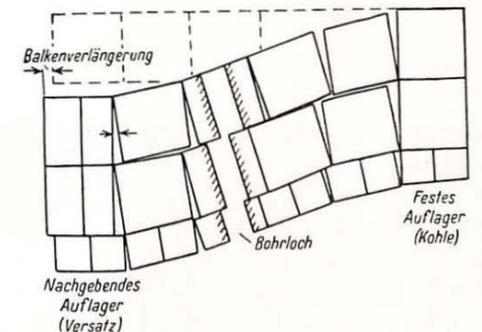


Fig. 13. — Représentation schématique des mouvements des bancs du toit par suite de l'affaissement inégal des deux appuis (pour le vocabulaire, voir fig. 11).

Balkenverlängerung : allongement de la poutre.

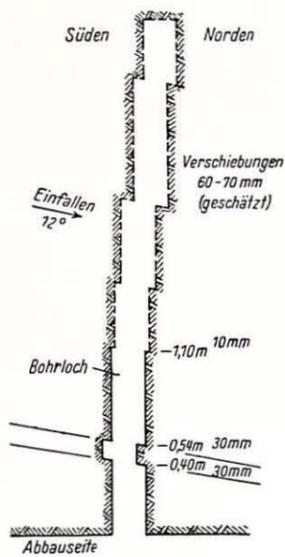


Fig. 14. — Glissements transversaux dans un sondage de grand diamètre.

Einfallen 12°. Inclinasion 12°.
Bohrloch : trou de sonde.
Abbauseite : côté exploité.
Verschiebungen 60-70 mm (geschätzt) : déplacements 60 à 70 mm (évalués).

ces mouvements d'une façon très suggestive. L'influence du tassement des remblais sur les glissements de bancs est bien mise en évidence sur la fig. 15.

Les boulons doivent surtout s'opposer au glissement des bancs, ils ne supportent que rarement des efforts de traction importants (fig. 15).

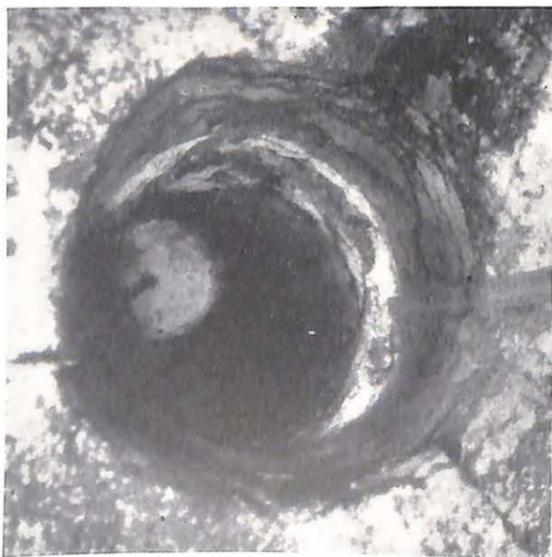


Fig. 15. — Photographie à l'intérieur d'un trou de sonde de grand diamètre montrant le déplacement relatif des bancs du toit (La demi-lune éclairée montre l'importance du glissement relatif).

Mesure des efforts de traction sur les boulons.

En avant de la taille, la traction exercée sur les boulons ne dépasse pas 2 à 5 tonnes (fig. 16).

Au passage de la taille, la traction monte à 5 et

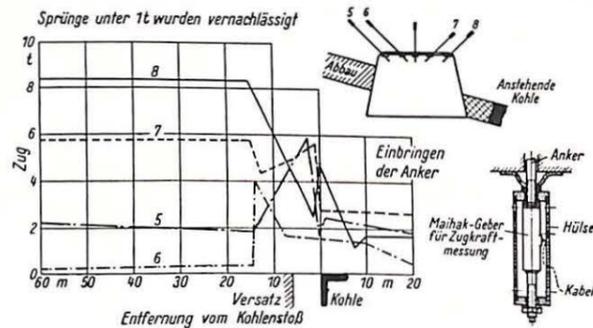


Fig. 16. — Efforts de traction sur les boulons 5 à 8. Appareil Maßstab-Gebirge pour mesurer les tractions.

Zug : traction.
Entfernung vom Kohlenstoß : distance au front de taille.
Versatz : remblai.
Kohle : charbon.
Anstehende Kohle : massif de charbon en place.

6 tonnes. Immédiatement après, les boulons placés du côté remblai se déchargent, la traction se stabilise entre 0,5 et 2 tonnes. Pour les boulons situés du côté charbon, la traction monte jusqu'à 6 et 8,5 tonnes, puis se stabilise également déjà à 15 m en arrière de la taille.

La décharge des boulons côté remblai et la traction plus grande sur les autres sont une confirmation du glissement des bancs vers la zone exploitée et des sollicitations auxquelles les boulons doivent faire face.

Charges supportées par les montants des cadres trapézoïdaux.

A 50 m en avant de la taille, la charge sur les montants est de 2 tonnes environ; à 10 m, elle monte à 5 tonnes et au front de taille, elle atteint 16 tonnes (fig. 17). Au passage de la taille, les montants ont été enlevés pour permettre le ripage du convoyeur.

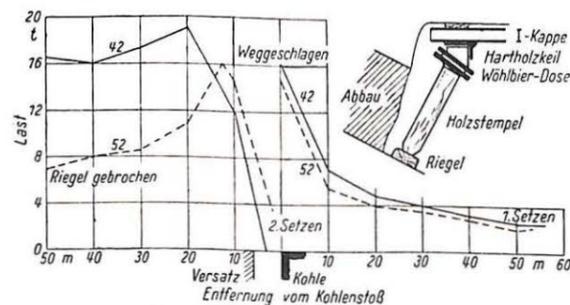


Fig. 17. — Diagramme des charges supportées par les montants des cadres trapézoïdaux.

Wählbier-Dose : dynamomètre de Wählbier.
Setzen : pose de l'étauçon.
Riegel : semelle.
Hartholzkeil : coin en bois dur.
Weggeschlagen : étauçons enlevés.

En arrière de la taille, on observe une montée rapide de la charge; elle est déjà de 18 tonnes à 20 mètres. Quand la distance au front de taille augmente, la charge redescend à 16 tonnes et semble se stabiliser.

La charge sur un montant voisin (n° 52 sur la fig. 17) varie de la même façon mais la semelle en bois disposée sous le montant a cassé sous une charge de 16 tonnes, ce qui a eu pour effet de faire redescendre progressivement, à 8 tonnes, la charge supportée par ce montant.

Charges supportées par les remblais.

Les dynamomètres placés dans les remblais indiquent une charge croissante à partir du front de taille vers l'arrière (fig. 18). A 100 m du front, la charge n'était encore que de 80 kg/cm², soit environ 40 % de la charge normale H₈ à cette profondeur. L'existence d'une culée arrière n'a pu être mise en évidence par ces mesures.

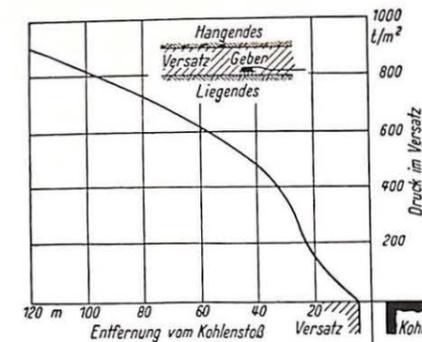


Fig. 18. — Diagramme montrant l'évolution des charges supportées par les remblais.

Druck im Versatz t/m² : pression sur les remblais en t/m²

En conclusion, l'auteur insiste sur l'effet favorable du boulonnage dans la tenue de la voie. A vue, on constate une différence entre les sections cadrées et boulonnées. Dans la section cadrée, on constate un écaillage du toit; les décollements entre les bancs du bas toit et les glissements relatifs entre ces bancs sont plus grands que dans la section boulonnée. Les boulons consolident le toit et transforment l'empilage des bancs en une dalle plus résistante.

Quand on fait du boulonnage, il faut laisser le toit intact, c'est de cette façon qu'on s'oppose le mieux aux poussées latérales. Il faut également poser les boulons aussitôt que possible après la découverte du toit.

Dans les galeries avec massif en place d'un côté et remblai de l'autre, il faut, avec tous les genres de revêtement, édifier un mur de remblai suffisamment large et compact pour diminuer la flexion des bancs et éviter la formation de fissures et de zones comprimées dans la section de la galerie.

* * *

Aux mines de fer de Lorraine, on a également fait une campagne de mesures intéressantes dans des galeries boulonnées. Les conditions y sont différentes de celles des mines belges de charbon, mais

la lecture du rapport publié dans la Revue de l'Industrie Minérale (6) peut apporter des données très utiles à ceux qui désirent entreprendre des essais de boulonnage en galeries.

* * *

Essais de boulonnage du mur au moyen de fers à béton cimentés (7).

Par analogie avec les dispositifs d'ancrage utilisés pour fixer des machines à leur fondation, M. Langecker, Directeur de la Mine Hausham en Haute Bavière, imagina d'utiliser des fers à béton, disposés dans des trous forés dans le mur et noyés dans du ciment, pour empêcher ou freiner les soulèvements des bancs de roches.

Les fers à béton utilisés ont 14 ou 19 mm de diamètre. Le fer a un profil brisé pour augmenter l'adhérence et il est noyé dans un ciment à prise rapide (fig. 19).

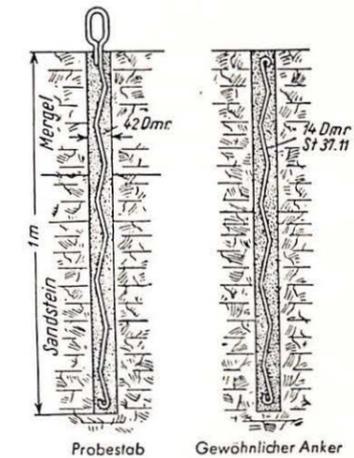


Fig. 19. — Ancrage du mur au moyen de fers à béton cimentés.

Probestab : tige d'essai.
Gewöhnlicher Anker : ancrage ordinaire.
Mergel : marne.
Sandstein : grès.

Les premiers fers d'ancrage ont été équipés d'une oreille pour permettre l'exécution d'essais de traction. Vingt quatre heures après la pose, une forte traction ne donne lieu à aucun déplacement du fer et la rupture a lieu immédiatement sous l'oreille, c'est-à-dire tangentiellement au bord du trou; la tige de 14 mm de diamètre casse sous une traction de 6 à 8 tonnes et celle de 19 mm de diamètre sous une traction de 10 à 14 tonnes.

Dans sa forme définitive, le fer est recourbé aux deux extrémités. Il est enfoncé dans un trou de 42 mm de diamètre et de 1 m de profondeur à moitié

(6) « Le soutènement suspendu dans les Mines de fer », par MM. Bresteau, Hemin, Herdlicka, Pierre et Tincelin. Revue de l'Industrie Minérale, 1952, octobre — n° 585, p. 725 à 762.

(7) Extrait de « Versuche zur Verankerung der Gebirgsschichten, besonders im Liegenden » par L. Langecker. Glückauf, 8 novembre 1952, p. 1086 à 1090.

rempli de ciment. Dès que le fer est en place, on achève le cimentage du trou. A l'orifice, il n'y a qu'un simple bouchon de ciment; il n'y a pas de plateau de recouvrement.

Avant l'ancrage, le mur de la galerie gonflait à quelques mètres en arrière de la taille; actuellement, le mur est encore intact après plusieurs mois. L'ancrage presse les bancs les uns contre les autres et empêche leur mouvement; on constitue en quelque sorte un massif de roche armé.

IV. — LES APPAREILS DE MESURE.

1) Le stratoscope.

Le stratoscope est un instrument optique qui a été mis au point par le Bureau of Mines aux États-Unis. Il est basé sur le principe du périscope et permet d'effectuer des observations à l'intérieur des sondages. L'instrument comporte une lunette d'observation et un tube à rallonges, pourvu en tête d'une ampoule électrique de 4,5 volts qui éclaire les parois du trou. Les rayons lumineux sont ramenés à l'oculaire par deux prismes (fig. 20). L'ampoule est alimentée par la batterie d'une lampe à casque. L'observation se fait au moyen d'une lunette de visée d'arme à feu.

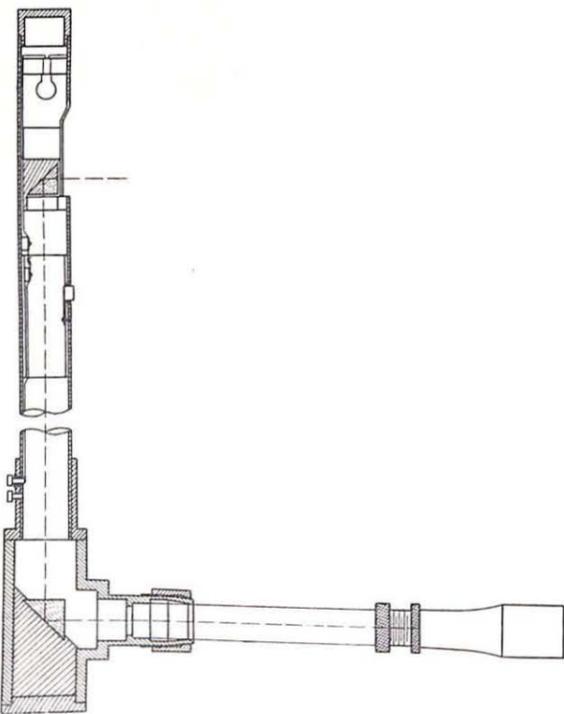


Fig. 20. — Plan schématique du stratoscope pour l'observation à l'intérieur de trous de sonde de 36 mm de diamètre et de 3 m de profondeur (appareil conçu par le Bureau of Mines aux États-Unis).

Il existe deux types d'appareil — l'un pour l'examen visuel seulement et qui peut être employé dans des trous de 36 mm de diamètre et de 3 m de profondeur — l'autre permet de photographier les

Ce dispositif d'ancrage coûte 12 à 20 francs par trou sans compter les frais de foration. Il présente l'avantage de pouvoir être mis en place immédiatement après l'enlèvement du charbon, même dans une couche de faible ouverture. La flexibilité du fer à béton permet de l'introduire dans le trou, même si on ne dispose pas d'une hauteur égale à la longueur de la tige. Si des travaux d'entretien sont nécessaires, les fers à béton sont facilement enlevés ou sciés.

parois du trou; dans ce cas le trou de sonde doit avoir 60 mm de diamètre et la profondeur d'investigation est portée à 6 mètres.

Des essais sont actuellement en cours aux États-Unis dans une galerie desservant une longue taille chassante. Plusieurs sondages ont été forés dans le traçage en ferme et des observations fréquentes avec photographie des parois permettent de suivre le comportement des terrains en avant, au passage et à l'arrière du front de taille. On observe nettement la formation des décollements et la fracturation des roches. (fig. 21 et 22).

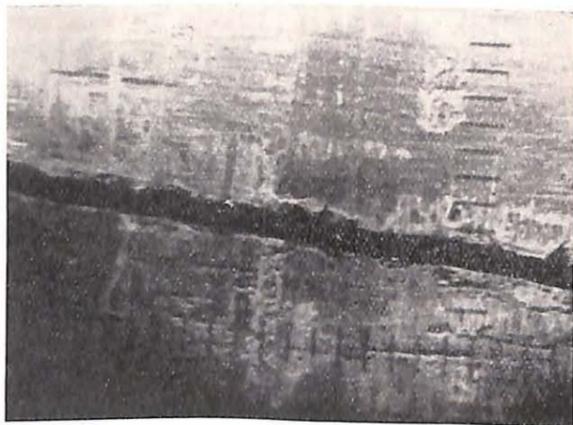


Fig. 21. — Photographie d'un décollement de bancs prise dans un trou de sonde (distance entre les graduations 1/20 de pouce).

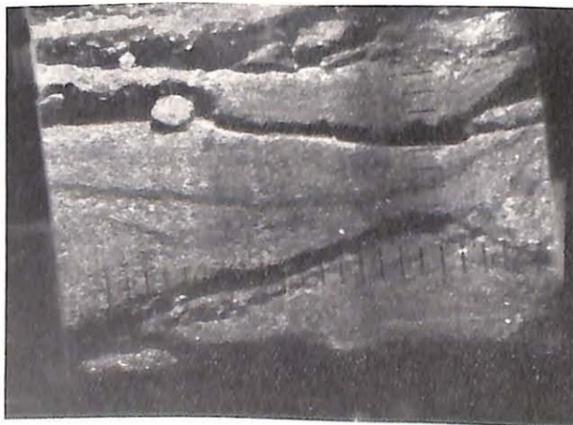


Fig. 22. — Photographie prise dans un trou de sonde montrant la fracturation des roches.

L'instrument est particulièrement intéressant dans les applications du boulonnage du toit. Il permet de choisir le banc le mieux approprié à l'ancrage et de surveiller l'efficacité du boulonnage.

Des observations périodiques permettent de voir les décollements et de détecter les points faibles de l'ancrage.

2) Le romomètre.

Instrument conçu par le National Coal Board pour mesurer et indiquer les mouvements relatifs du toit et du mur, qu'il s'agisse de convergence ou d'un déplacement latéral. (fig. 23).

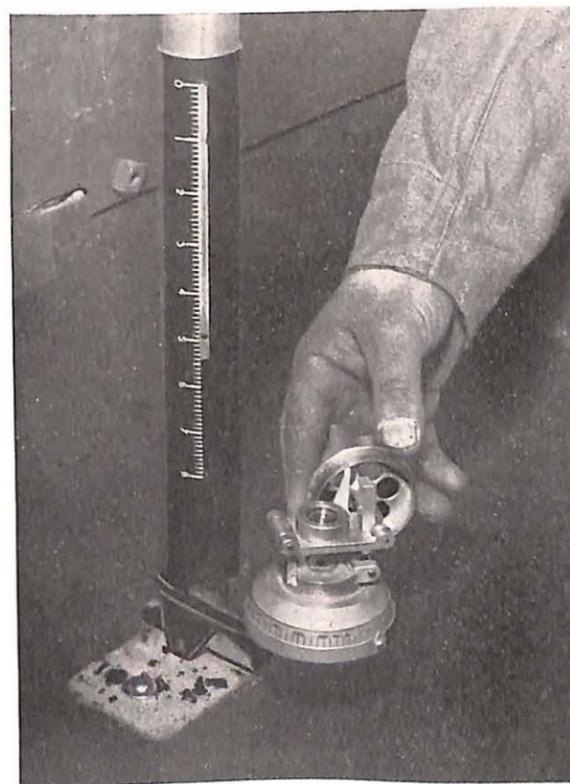


Fig. 23. — Le Romomètre (Roof Movement Meter).

Il comporte essentiellement un clinomètre monté sur une tige télescopique. L'extrémité supérieure de la tige qui s'applique au toit est sphérique, l'inférieure est formée d'une lame de couteau qui repose sur une plaque de base fixée au mur. La lame de couteau est attachée latéralement à la tige télescopique de façon à former joint universel entre la tige et la plaque et permettre le pivotement dans toutes les directions.

La tige télescopique porte une échelle graduée qui mesure la convergence. Le clinomètre comporte deux cercles, l'un vertical et l'autre horizontal, et un niveau sphérique à bulle d'air. Le corps du clinomètre peut tourner librement autour de la base qui est fixée à la tige télescopique.

L'inclinaison de la tige est donnée par le cercle vertical. Connaissant à tout moment la longueur de la tige télescopique, on peut calculer l'amplitude du déplacement.

La direction du déplacement est donnée par le cercle horizontal. On mesure l'écart par rapport à la direction originelle matérialisée par la lame de couteau.

3) Mesures des sollicitations appliquées aux revêtements de puits.

A Augusta Victoria, dans la Ruhr, on a disposé des boîtes dynamométriques à différentes profondeurs entre le terrain et le revêtement, lors du creusement d'un nouveau puits. On préconise l'extension de cette pratique aux puits en creusement et en approfondissement de façon à disposer d'un grand nombre de mesures (fig. 24).

Ces recherches ont pour but de déterminer l'ordre de grandeur des tensions radiales sur la colonne du puits, la répartition des pressions et leur direction, l'influence de la profondeur, de la nature des terrains, du pendage etc. sur les cuvelages et les revêtements des puits au cours de leur existence.

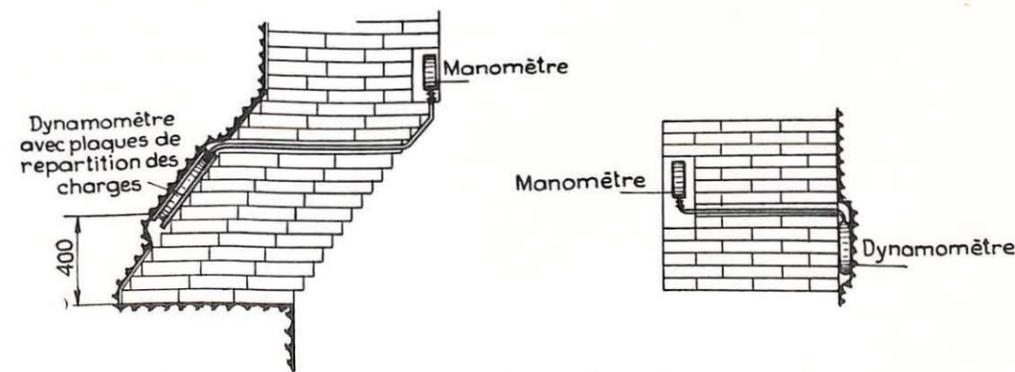


Fig. 24. — Boîtes dynamométriques disposées derrière les revêtements de puits.

Discussion

POINÇONNEMENT DU MUR

M. CHAINEAUX.

Dans de nombreux cas, les murs sont poinçonnés sous 20 tonnes. Faut-il en déduire qu'il faut en revenir à un soutènement coulissant sous moins de 20 tonnes, contrairement aux théories modernes en faveur du soutènement rigide ? ou ne devons-nous pas plutôt nous attacher à résoudre le problème d'empêcher la pénétration et à réaliser ainsi un soutènement réellement rigide ?

M. STASSEN.

Les expérimentateurs qui ont fait des essais de poinçonnage ne discutent pas l'opportunité d'adopter en taille un soutènement rigide ou coulissant.

Les types d'étauçons rigides, comme les étauçons Dardenne et Winsterlag par exemple, sont en général pourvus d'une large section de base (exemple : l'étauçon Dardenne avec boîtier élastique a une section de base de $20 \times 24 \text{ cm} = 480 \text{ cm}^2$).

Quand on adopte pour le soutènement d'une taille un type d'étauçon coulissant, il faut adapter la section de base aux caractéristiques qu'on exige de l'étauçon, en fonction de la résistance à la pénétration des murs. Il est illogique, par exemple, d'exiger qu'un étauçon ne coulisse qu'à partir de 40 t si, avec une section de base de 100 à 150 cm^2 , il poinçonne la plupart des murs sous une charge inférieure à 20 t.

Quand, avec le matériel existant, on n'observe pas de pénétration dans le mur, il est probable que les étauçons portent moins de 20 tonnes. Si, dans ces conditions, le contrôle du toit est bon, c'est une preuve qu'une force de 20 tonnes est suffisante. D'après les auteurs, il existe beaucoup de chantiers où ces conditions sont remplies. On a alors avantage à adopter des étauçons coulissant à 20 tonnes et ayant une section de base de 150 à 200 cm^2 . Ces étauçons seraient plus maniables et plus faciles à construire. C'est la solution qui a été adoptée par la firme Dowty.

Quand on foudroie une taille, on emploie souvent des piles caissons telles que Mainsforth — Mécapile — Cométal, qui grâce à leur large base, ne

poinçonnent pas le mur et sont capables d'encaisser de fortes charges. Le bon contrôle du toit dans la taille du Gosson, visitée par M. Chaineaux, est imputable à l'emploi des piles caissons et non au type d'étauçon utilisé.

M. VELZEBOER.

a) Le premier graphique projeté tantôt sur l'écran par M. Stassen concernait la pénétration de l'étauçon dans le mur (fig. 1).

Il ressort clairement de ce graphique qu'un banc plus dur devait se trouver à 10 ... 12 cm sous la surface visible du mur étudié. Ceci perturbe l'aspect de la résistance du mur à la pénétration.

En effet, quand le pied d'un étauçon est forcé de pénétrer dans le mur, la pression nécessaire tombe dans une mesure importante dès que la cohésion de la roche est détruite. Elle peut descendre à la moitié ou au tiers de la pression que supporte la roche intacte.

b) Il est incorrect d'exprimer en kg/cm^2 la résistance d'un mur, car cette résistance dépend non seulement de la surface du pied de l'étauçon, mais aussi de sa forme.

Les résultats d'un grand nombre de mesures nous ont permis de constater que, pour des bases d'étauçons planes, de forme soit circulaire, soit carrée, la force portante est proportionnelle à la surface, mais que les bases carrées ont, par cm^2 , une force portante plus faible que les circulaires. Il semble qu'une base carrée de $a \times a \text{ cm}^2$ ait la même force portante qu'une base ronde de $a \text{ cm}$ de diamètre.

Nous poursuivons nos essais afin de vérifier ce dernier point et de déterminer la force portante de pieds d'étauçons d'autres formes.

M. STASSEN est d'accord avec M. Velzeboer.

Pour que les essais de pénétration aient un sens, la charge sur les étauçons doit être exprimée en tonnes et non en kg/cm^2 . Pour obtenir des résultats tout à fait pratiques, utiles aux exploitants, il faut disposer sous les presses des plateaux qui ont la forme et les dimensions des pieds d'étauçons employés dans le chantier où les essais ont lieu.

Nouvelle contribution à la mesure des pressions de terrains en tailles

L. BRISON et R. JACQUEMIN

Professeurs à la Faculté Polytechnique de Mons.

SAMENVATTING

De dynamometers voor stempelbelastingen moeten geringe afmetingen bezitten, zonder noemenswaardige vervormingen aanzienlijke lasten opnemen, voor temperatuur, vochtigheid en stof ongevoelig zijn, en zonder hysteresis alle belastingsveranderingen trouw weergeven.

Aan deze voorwaarden werd voldaan bij middel van straingauges, op de binnenwand van stalen cilindrische dozen aangebracht, die evenredig met de belasting elastisch samengedrukt worden. Om de beste nauwkeurigheid te bereiken geschieden de aflezingen volgens een nulmethode (Wheatstone brug met elektronische amplificatie).

Een meetcampagne vereist het inzetten van een groot aantal dynamometers (30) zodat de belastingen op al de stempels in een bepaald deel van de pijler gelijktijdig waargenomen worden. De metingen moeten ten minste een week duren, om de hele cyclus van de ondersteuning om te vatten.

Metingen werden uitgevoerd te Tertre (Charbonnages du Hainaut) in een breukpijler met Dardenne stempels (voorzien van een elastisch voetstuk) en met 0,80 m Gerlach uitkragende kappen uitgerust.

De verdeling van de belasting op de verschillende stempels is vrij onregelmatig. De winning van de kolen brengt een toename, het roven van de stempels integendeel een afname van de totale belasting op de ondersteuning, alsook van de gemiddelde belasting per m^2 vrijgelegde dakoppervlakte (20 tot 30 t/m^2) mee.

Op het einde van de kolenwinning heeft men in de onderscheidene panden, vanaf het front naar het breukveld toe, stijgende belastingen. Gedurende de rustperiode, na het roven van de stempels, drukt de maximale belasting op de middellijn van het op de ondersteuning liggende dakgedeelte.

Deze uitslagen worden vergeleken met degenen van een vroegere meetcampagne in dezelfde steenkoollaag. De nieuwste metingen wijzen op de invloed van de onregelmatige bouw van de ondersteuning en van de onvoldoende voorspanning van de stempels bij het plaatsn.

RESUME

Les dynamomètres pour étauçons doivent avoir des dimensions réduites, être capables de supporter sans déformation appréciable des charges élevées, être insensibles à la température, la poussière et l'humidité, tout en accusant fidèlement, sans hystérèse, toutes les variations de charge.

On a satisfait à ces desiderata en plaçant des jauges extensométriques à l'intérieur de boîtiers cylindriques en acier, dont la compression élastique donne une mesure de la charge. Afin d'obtenir la précision la meilleure possible, les lectures se font par une méthode de zéro (Pont de Wheatstone avec amplificateur électronique).

Une campagne de mesures implique l'utilisation d'un grand nombre de dynamomètres (une trentaine) de façon à mesurer simultanément les charges sous tous les étauçons d'une portion de la taille. Elle doit durer au moins une semaine, de façon à couvrir l'ensemble du cycle du soutènement.

Des mesures ont été effectuées à Tertre (Charbonnages du Hainaut) dans une taille foudroyée, équipée d'étauçons Dardenne à boîtier élastique et de bèles Gerlach de 0,80 m, placées en porte-à-faux.

Les charges se répartissent d'une manière fort inégale sur les différents étauçons. L'abattage entraîne une augmentation, le foudroyage une diminution de la charge totale exercée sur le soutènement de la taille et de la charge moyenne par m^2 de toit découvert (20 à 30 t/m^2).

A la fin de l'abattage, les charges dans les différentes havées augmentent, du front vers l'arrière. Pendant la période de repos qui suit le foudroyage, les charges se concentrent dans l'axe de la partie soutenue du toit.

Ces résultats sont comparés avec ceux qui ont été obtenus au cours d'une campagne antérieure dans la même couche. Les mesures actuelles accusent l'influence de l'irrégularité de l'architecture du soutènement et de la tension de pose insuffisante des étauçons.

Notre communication a pour objet de faire connaître les développements d'une étude expérimentale dont les premiers résultats ont été présentés en avril 1951, lors de la Conférence Internationale de Liège sur les pressions de terrains.

Ce travail n'aurait pu être mené à bonne fin sans l'aide financière de l'Institut National de l'Industrie Charbonnière, à qui nous sommes heureux de pouvoir exprimer notre sincère gratitude.

Nous traiterons successivement :

- I. Des qualités requises du matériel de mesure.
- II. Du principe et de la construction du matériel utilisé.
- III. De l'organisation pratique des mesures.
- IV. Des résultats de nos observations.

I. — Qualités requises du matériel de mesure.

Nous avons défini, en 1951, les critères fondamentaux auxquels doit satisfaire le matériel de mesure. Il suffira de les rappeler sommairement.

Outre la robustesse de construction indispensable pour résister, à front de taille, aux manipulations brutales et aux chocs des éboulis de foudroyage, un dynamomètre pour étauçon doit présenter les caractéristiques ci-après :

a) hauteur assez faible pour permettre une interposition facile entre le mur et le pied de l'étauçon, sans modifier notablement la longueur utile et, partant, les conditions de travail de celui-ci;

b) capacité de charge suffisante pour supporter sans dommage, et pratiquement sans déformation temporaire ou permanente, les pesées de toit les plus fortes, même en cas de pose quelque peu oblique ou excentrée de l'étauçon;

c) insensibilité aux variations de l'état hygrométrique ou poussiéreux de l'air, ainsi qu'aux variations de la température entre 10° et 40° au moins, de manière à permettre, dans différents ateliers souterrains, des mesures comparables entre elles et comparables à l'étalonnage en laboratoire;

d) grande sensibilité aux variations de charge, et cela sans aucune hystérèse.

II. — Principe et construction du matériel de mesure.

Il est théoriquement très simple de faire, à un instant donné, la mesure de l'effort imposé à un étauçon, en satisfaisant aux exigences énumérées ci-dessus.

Les étauçons de tous types comportent, en effet, un fût qui, en service normal, n'est le siège que de déformations élastiques, toujours proportionnelles aux sollicitations.

Dans tous les cas, celles-ci sont des efforts normaux, accidentellement excentrés, réductibles à un effort normal centré et à un moment de flexion. Le fût est donc, dans toute son étendue, soumis à un état de compression uniaxe. De plus, le long de l'axe des centres de gravité des sections droites, les dilatations élastiques sont à chaque instant proportionnelles à l'effort normal, et indépendantes de l'excentricité accidentelle.

Pour déterminer l'effort dont un étauçon est le siège, sans perturber d'aucune manière son fonctionnement, il suffit donc de mesurer les dilatations élastiques le long de l'axe des centres de gravité du fût. Ce dernier étant généralement une pièce tubulaire, il est impossible de relever directement les dilatations sur l'axe des centres de gravité, qui n'existe pas matériellement, mais on peut toujours les mesurer en plusieurs points situés à égale distance de cet axe : la moyenne arithmétique des lectures faites en ces points représentera la dilatation sur l'axe.

Ceci revient à utiliser le fût même de l'étauçon comme dynamomètre.

La solution est correcte et simple, en principe, mais la mesure précise d'une dilatation dont la valeur maximum est de un millième, environ, reste une opération délicate, particulièrement dans les conditions difficiles rencontrées dans un chantier d'abattage. L'extensomètre à fil résistant nous a paru le seul instrument capable de résoudre le problème avec des garanties suffisantes : d'une précision et d'une sensibilité remarquables, il est sans inertie et résiste parfaitement aux chocs.

On sait que le principe de cet appareil est de lier au phénomène mécanique de variation de longueur un phénomène électrique de variation de résistance ohmique.

La mesure de la résistance se fait le mieux à l'aide d'un montage classique en pont, soit par la méthode de zéro, soit par la méthode de déviation. Nous avons choisi la méthode de zéro, consistant à rétablir l'équilibre du pont par action sur une résistance variable étalonnée. Elle offre les meilleures garanties car la précision de la mesure n'y dépend que de la sensibilité du galvanomètre et de la précision de la résistance étalon.

Elle présente dans notre cas d'autres avantages. Un galvanomètre sensible n'est, en effet, guère transportable et ne peut supporter de manipulations brutales. Grâce aux ressources de l'électronique, on tourne la difficulté en alimentant le pont en courant alternatif à 1 000 périodes, par un oscillateur, à partir de batteries de piles sèches. Les courants sont amplifiés dans la branche de mesure à l'aide d'un amplificateur, de caractéristiques quelconques puisqu'il s'agit d'une mesure de zéro, et on emploie, comme galvanomètre, un robuste indicateur de série. On réalise ainsi un pont autonome, relativement peu encombrant et assez robuste pour supporter le transport dans un couloir oscillant. La méthode de zéro ne se prête pas à l'enregistrement. Ce dernier n'est possible qu'avec la méthode de déviation où l'on procède à la mesure de la différence de potentiel aux bornes de la branche de mesure et où la précision dépend de la sensibilité et de la précision du galvanomètre. Si ce dernier possède ces deux qualités, il n'est pas transportable sans précautions. On ne peut alors accroître la maniabilité de l'instrument qu'aux dépens de la sensibilité. Nous ne prétendons pas qu'il soit impossible d'arriver

à un compromis raisonnable entre ces deux exigences contradictoires (1).

D'autres conditions sont indispensables pour que la mesure soit correcte. Il faut que la résistance des lignes unissant la jauge au pont et les résistances de contact ligne-pont et jauge-ligne soient rigoureusement constantes ou si faibles au départ que leurs variations éventuelles soient négligeables.

Il importe de même que l'isolement des lignes, jauges et pont soit invariable ou si grand que les variations accidentelles soient imperceptibles.

Dans des mesures de longue durée, comme c'est le cas, les extensomètres à fil résistant présentent l'inconvénient d'être très sensibles aux effets des variations de la température, ce qui serait un vice rédhibitoire si on ne parvenait pas à les en corriger.

Le procédé classique consiste à employer, pour une mesure, deux jauges, dont l'une, dite active, subit les effets élastiques et thermiques et l'autre, dite de compensation, subit les mêmes effets thermiques sans effets élastiques, donc sans déformation.

Les deux jauges sont introduites respectivement dans deux branches adjacentes du pont et les effets thermiques s'annulent ainsi automatiquement pour autant qu'ils soient identiques sur les deux jauges, c'est-à-dire si, à chaque instant, elles sont à la même température. Comme il n'existe en général pas, dans une pièce sous tension, de direction suivant laquelle les déformations sont nulles, il faut fixer la jauge de compensation sur une pièce indépendante de celle qui supporte la jauge active ou sur une partie non sollicitée de la pièce étudiée, s'il s'en trouve une. Il est difficile d'être assuré, dans ces conditions, que les deux jauges sont à la même température.

Dans notre cas, nous avons affaire à un état de tension uniaxe, ce qui nous a permis de réaliser la disposition suivante, éliminant les effets thermiques d'une manière presque parfaite. La jauge active est placée dans la direction de l'unique tension principale non nulle, la jauge de compensation est fixée juste à côté, dans la direction normale à la précédente. La proximité des deux jauges, fixées sur un matériau bon conducteur de la chaleur, assure l'identité des effets thermiques. Elles sont soumises à des effets élastiques respectifs de signe contraire, dont chacun est proportionnel à la tension. Les jauges étant introduites dans deux branches adjacentes du pont, les effets thermiques s'annulent et les effets élastiques

(1) Décidés, dès le début de nos travaux, à ne rien sacrifier de la sensibilité et de la précision qu'il était possible de retirer des instruments que nous avons construits, nous n'avons envisagé que la méthode de zéro. Nous avons été avertis, au cours des discussions clôturant la journée où la présente communication a été présentée, que le Professeur Potts, s'inspirant des indications que nous avons données lors du Congrès de 1951, avait étudié, pour le National Coal Board, des instruments du même genre que les nôtres. Nous ne disposons pas, à l'heure actuelle, d'informations suffisantes au sujet des appareils du Professeur Potts pour pouvoir comparer leurs performances à celles de nos propres dynamomètres.

s'ajoutent. La sensibilité aux effets élastiques est augmentée d'un tiers environ. La nécessité de mettre les jauges à l'abri de l'atmosphère humide et chargée de poussières conductrices qui règne dans la mine exclut leur fixation directe sur le fût de l'étauçon. On doit les enfermer dans un dynamomètre qui s'intercale entre l'étauçon et le mur, c'est-à-dire qu'on remplace une partie du fût de l'étauçon par le dynamomètre qui travaille rigoureusement dans les mêmes conditions.

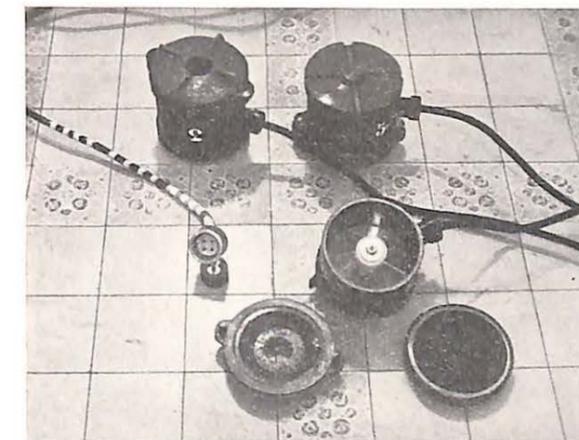


Fig. 1. — Dynamomètres avec pièces intercalaires amovibles.

Un jeu de pièces intercalaires en acier coulé (fig. 1) assure au dynamomètre des conditions d'appui sur le mur, identiques à celles de l'étauçon, et une assise convenable de l'étauçon sur le dynamomètre. Les intercalaires, peu coûteuses et facilement interchangeables, permettent l'emploi de nos dynamomètres avec tous les types d'étauçons. La figure 2 donne une vue d'un dynamomètre ouvert. C'est une boîte cylindrique de

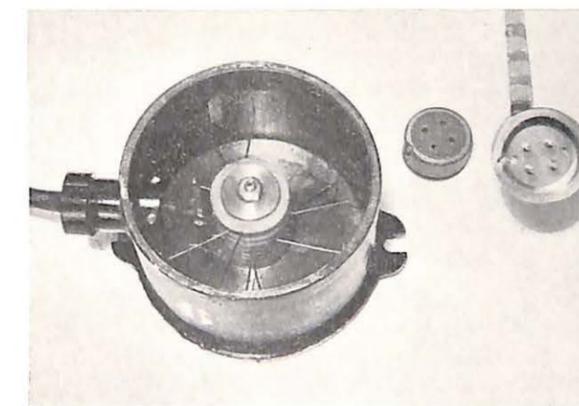


Fig. 2. — Dynamomètre, couvercle enlevé, montrant les connexions intérieures, et fiche de raccordement.

17 cm de diamètre et de 12 cm de hauteur, munie d'un fond plat soudé. Trois paires de jauges sont fixées sur la paroi en trois points décalés de 120°. On distingue, au centre, le jeu de plaques qui permet d'établir les connexions en série des trois

jauges longitudinales, d'une part, et des trois jauges transversales, d'autre part, ainsi que la connexion aux lignes, vers le pont. Les lignes sont des fils de 2 mm², isolés au P.V.C., câblés et protégés par une gaine en coton très résistante. Le câble se termine par une fiche de forme spéciale, étudiée pour s'adapter sur le commutateur à contact à mercure grâce auquel les indications de dix dynamomètres peuvent être relevées à l'aide d'un seul pont (fig. 3). Pour éviter l'introduction de pou-

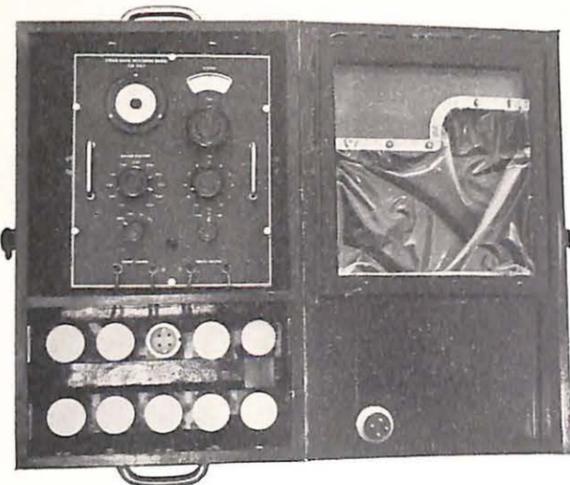


Fig. 3. — Pont de mesure et commutateur (le couvercle en matière plastique, à droite, est normalement rabattu sur l'appareil de mesure pour le protéger des poussières).

sières, les fiches restent emboîtées sur les prises du commutateur pendant toute la durée des mesures. Elles sont arrêtées à mi-course par un cliquet, le contact ne pouvant être établi qu'en écartant le cliquet et en poussant la fiche à fond de course.

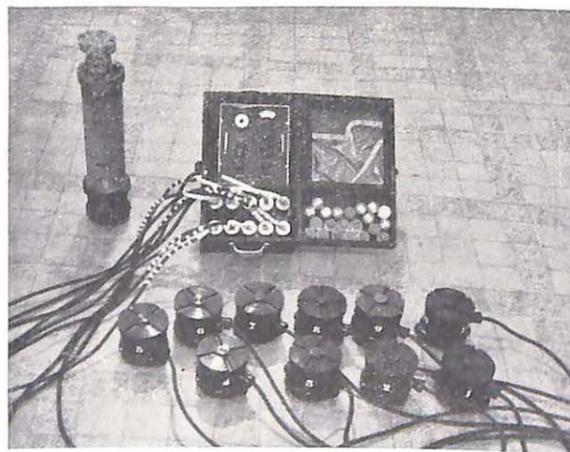


Fig. 4. — Dynamomètres raccordés au pont de mesure.

La figure 4 donne une idée de l'encombrement pris par une série de dix dynamomètres, reliés au pont de mesure. La permanence obligatoire de la liaison des dynamomètres au pont n'est pas sans offrir quelques inconvénients qu'on peut réduire

par un classement judicieux des dynamomètres dans la taille.

Nous disposons actuellement de trente dynamomètres qui ont été employés simultanément au cours d'une campagne de mesure de six jours. Ils se sont bien comportés et se sont révélés robustes et fidèles. Dans le groupe de trente, un seul a cessé de fonctionner, après avoir subi de graves injures: or chaque dynamomètre, étant lié à l'étau qu'il auscultait, a été par trois fois posé à front et récupéré au foudroyage.

On peut se demander pourquoi nous avons cru utile d'affronter les difficultés qui résultent de l'emploi à front de taille de méthodes de mesure très évoluées, qui paraissent réservées au laboratoire de précision. C'est que, ayant à étudier expérimentalement un phénomène dont les lois nous échappent totalement, il serait vain d'employer une méthode approximative, dont on ne pourrait pas évaluer le degré d'approximation.

III. — Organisation pratique d'une campagne de mesure

La nécessité d'une vaste enquête comportant avant tout des mesures systématiques très nombreuses des efforts imposés aux étaçons dans diverses conditions d'exploitation est unanimement reconnue.

Nous tirons, de nos expériences, les indications suivantes au sujet de l'organisation qu'il convient de prévoir pour mener à bien cette recherche de grande envergure.

1) Il faut employer simultanément un grand nombre de dynamomètres. Ce nombre ne peut cependant guère dépasser 30, sans risquer de perturber les conditions normales de travail dans la taille.

2) Les appareils doivent être rassemblés dans une « section de mesure » dans laquelle chaque étaçon doit être muni de son dynamomètre.

3) Une campagne de mesures dans un chantier doit avoir une durée minimum de six jours et de préférence plus.

4) L'avantage d'appareils enregistreurs est illusoire, la présence permanente des opérateurs étant nécessaire pour l'établissement d'un rapport de toutes les circonstances accompagnant les mesures, faute de quoi l'interprétation des résultats est impossible.

5) Les mesures ne peuvent être menées à bien que par une équipe entraînée de huit opérateurs dont quatre au moins doivent être des spécialistes, les quatre autres étant éventuellement des techniciens prêtés par le siège où les expériences ont lieu. La présence simultanée de deux opérateurs en taille est nécessaire. Le travail est à répartir en quatre postes de 7 heures assurant un recouvrement d'une heure pour la transmission des poutres. La totalité de l'équipe doit être en permanence à proximité du siège pour prêter main-forte en cas de panne ou de coup dur.

6) Un premier dépouillement immédiat des résultats est souhaitable, pour éviter à temps toute

confusion, redresser les erreurs et réparer les omissions.

7) Il convient de ne pas sous-estimer le travail d'interprétation et d'exploitation des résultats, aussi considérable que celui de mesure proprement dit, et il faut prévoir, en cas de travail continu de l'équipe de mesure, un personnel spécial consacrant toute son activité au dépouillement.

8) Il n'y a pas d'espoir de résoudre le problème simplement et rapidement. Les mesures dont il s'agit sont essentiellement difficiles. Elles exigent beaucoup de temps et beaucoup de peine. Nous pensons que les efforts qu'elles requièrent sont récompensés déjà par les enseignements immédiats qu'on peut en retirer quant à la valeur du soutènement utilisé dans le cas étudié et quant aux améliorations qu'il convient d'y apporter.

IV. — Compte rendu des observations.

Lors d'expériences antérieures, nous avons constaté que les charges individuelles de plusieurs étaçons voisins, occupant des positions homologues par rapport au front, étaient souvent très différentes, à un instant donné. Nous avons donc jugé nécessaire, pour parvenir à des conclusions saines, de faire des mesures de charges simultanément sur un assez grand nombre d'étaçons, dans une même région du chantier, plutôt que de disperser nos dynamomètres tout le long de la taille.

De plus, il nous a semblé utile de poursuivre nos observations pendant une semaine, afin de vérifier la constance éventuelle des relations entre les variations de charge et le cycle journalier d'avancement.

Les mesures ont été faites au siège de Tertre des Charbonnages du Hainaut, dans un chantier de la veine 19^{me}, à l'étage de 460 m. (Nous avons opéré, en 1951, dans un autre quartier de la même couche.)

Il s'agit d'une taille chassante de 170 m de longueur, pénétrant en zone vierge dans une veine de 1,20 m à 1,60 m d'ouverture. La figure 5 en donne le profil.

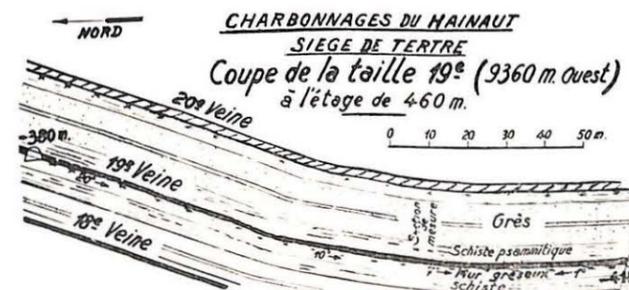


Fig. 5. — Coupe de la taille (mesures de mars 1953).

Le soutènement est constitué de bèles métalliques articulées Gerlach, de 0,80 m de longueur utile, disposées perpendiculairement au front en files écartées de 0,70 m à 0,75 m. Elles sont supportées par des étaçons métalliques Dardenne, à boîtier élastique. Ces étaçons ne coulisent pas,

mais subissent en charge une déformation élastique de 25 à 30 mm environ pour 50 tonnes.

La convergence des épontes est déterminée par cette déformation et par l'écrasement de cales en bois placées entre bèles et toit, aux points où ce dernier présente une surface irrégulière, par suite de la présence intermittente d'un « faux-toit » schisteux, épais de 0 à 0,30 m. Malgré les fortes pressions supportées, le poinçonnement du mur ne s'est guère produit, grâce à la grande base d'appui des étaçons (480 cm²). Nous avons, par contre, observé des pénétrations locales des bèles dans le faux-toit.

Dans ces circonstances, la convergence observée fut de 100 mm environ, le long du foudroyage.

L'abattage a lieu le matin et l'après-midi, avec avancement journalier de 1,60 m. Le charbon est évacué par un transporteur blindé ripable, à raclettes, de telle sorte qu'il y a toujours une ou deux bèles en porte-à-faux dans chaque file.

Le foudroyage est fait, en principe, par les abatteurs. Cependant, comme il n'est généralement pas achevé en fin d'après-midi, une équipe spéciale le termine au début du poste de nuit.

Sous une file de bèles, il doit y avoir normalement quatre étaçons: soit un étaçon par bèle sous quatre bèles voisines, soit encore un étaçon par bèle sous trois bèles voisines, plus un étaçon de « doublage » posé sous l'une quelconque de celles-ci, au gré de l'ouvrier à veine, ainsi qu'il apparaîtra dans les schémas de situation donnés plus loin.

Nous avons placé des dynamomètres sous les étaçons de sept files de bèles contiguës. De cette façon, nous mesurons toutes les charges transmises au soutènement, entre front et foudroyage, sur une longueur de taille de 5 m environ, avec 28 dynamomètres en service. Deux appareils étaient tenus en réserve.

La « section de mesure » ainsi équipée fut choisie au tiers inférieur de la tranche, afin d'échapper à l'influence perturbatrice des galeries de pied et de tête (voir fig. 5). Dès qu'un étaçon était abattu au foudroyage, le dynamomètre libéré était immédiatement remplacé à front avec l'étaçon. La section de mesure a ainsi progressé pendant une semaine avec le front de taille, sans aucune perturbation du rythme normal d'avancement.

Durant toute cette période, les charges et les positions relatives des dynamomètres ont été relevées à intervalles de une à quatre heures, suivant le rythme plus ou moins rapide des modifications d'équilibre du toit. Nous avons représenté, sous forme de diagrammes perspectifs, quelques-unes des situations typiques ainsi enregistrées (fig. 6, 7, 8 et 9).

L'examen de ces résultats bruts laisse l'observateur perplexe, par suite de la grande disparité des charges portées par des étaçons voisins, de l'inégale densité d'étaçonnage dans deux allées contiguës, et des différences inévitables entre la disposition conventionnelle et l'architecture réelle du soutènement (due notamment à la déviation des files de bèles).

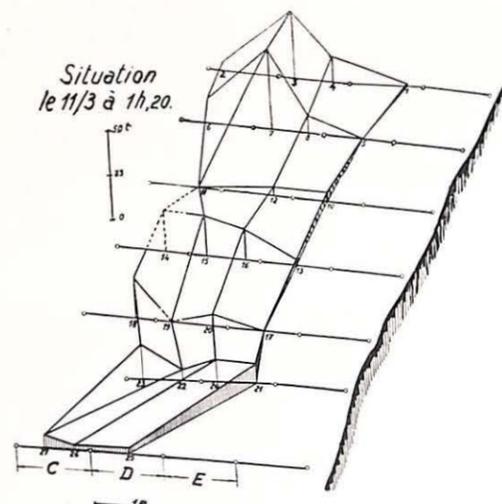


Fig. 6.

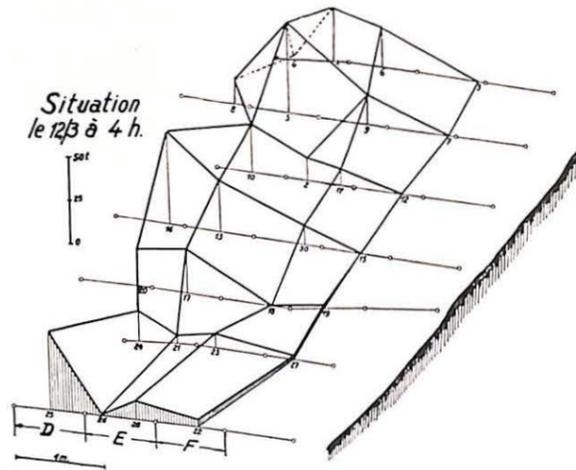


Fig. 8.

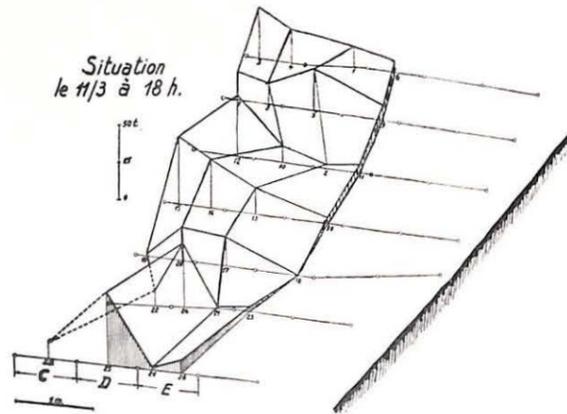


Fig. 7.

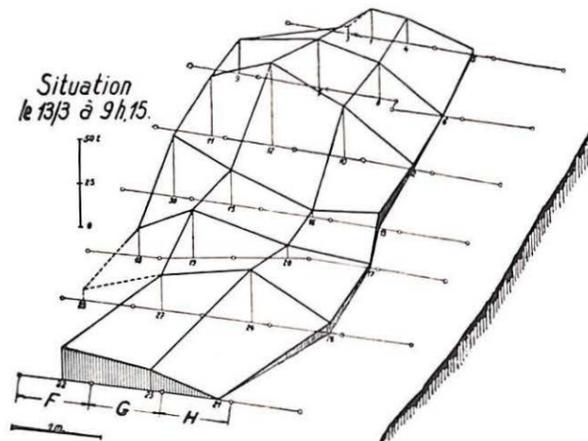


Fig. 9.

Diagramme des charges sur les étançons.

On voit bien que les charges sont très faibles le long du front, plus fortes vers l'arrière, où il n'est pas rare de les voir dépasser 50 tonnes, voire même 70 tonnes. Mais on conserve de tout cela une impression trop vague pour en tirer des conclusions sur le comportement du toit.

Afin d'y voir clair, nous avons calculé, pour chacune des situations observées :

la charge totale supportée par le soutènement des 5 m de taille constituant la « section de mesure » ;

la charge moyenne en t/m^2 de toit découvert ; les charges moyennes, en t/m^2 de toit soutenu dans chacune des havées.

Les résultats des calculs ont été portés en graphiques, en fonction du temps, dans les figures 10 et 11.

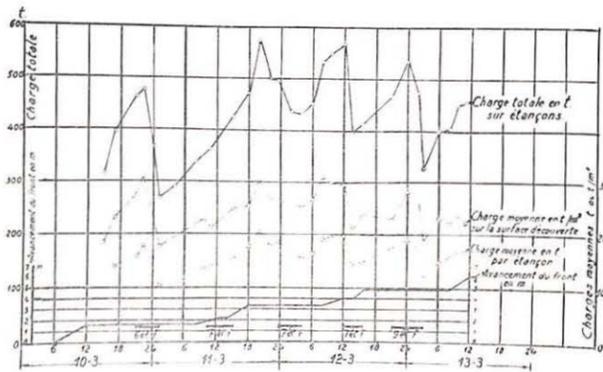


Fig. 10. — Charges sur l'ensemble du soutènement et avancement de la taille en fonction du temps (1953).

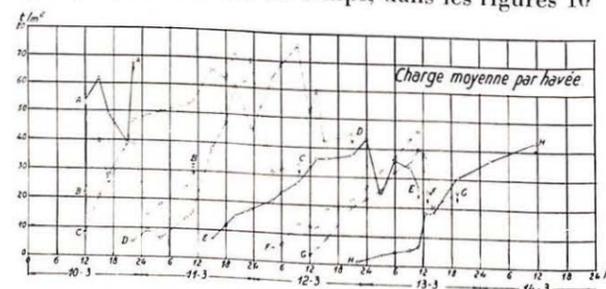


Fig. 11. — Charge moyenne sur les étançons de chaque havée en fonction du temps (1953).

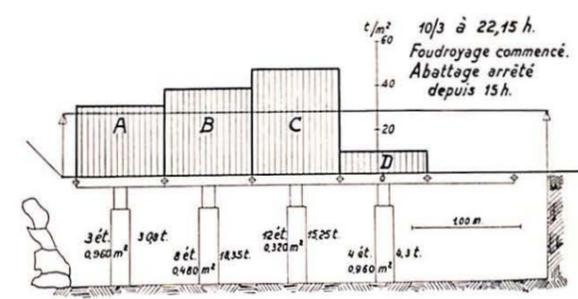


Fig. 12.

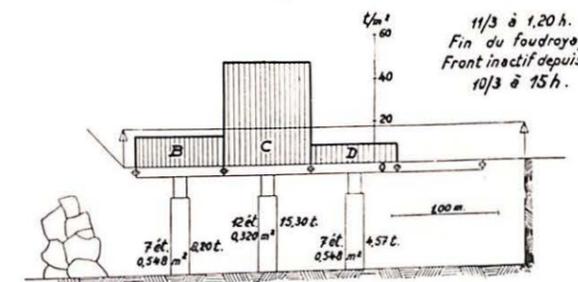


Fig. 13.

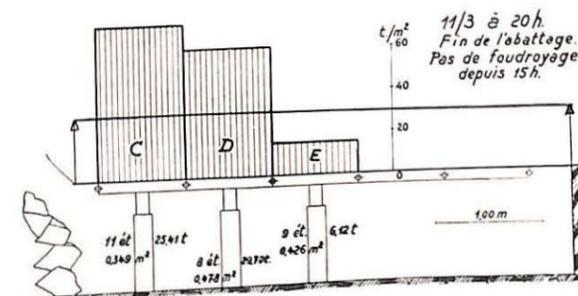


Fig. 14.

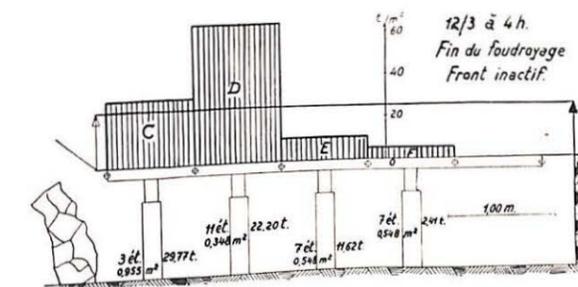


Fig. 15.

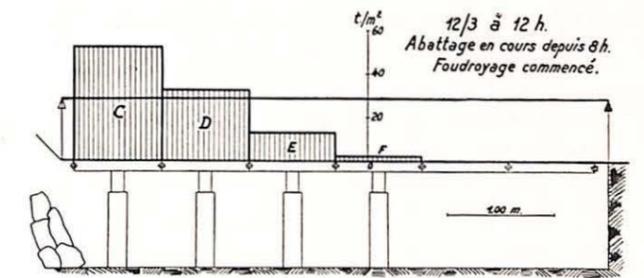


Fig. 16.

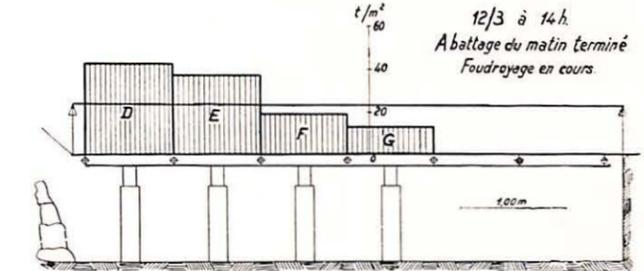


Fig. 17.

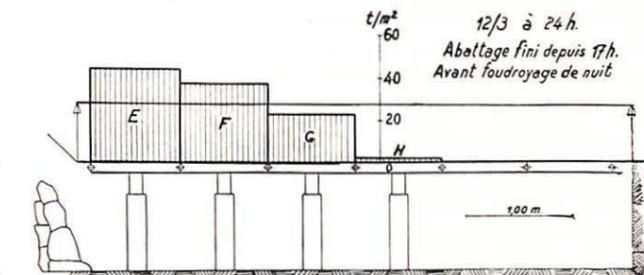


Fig. 18.

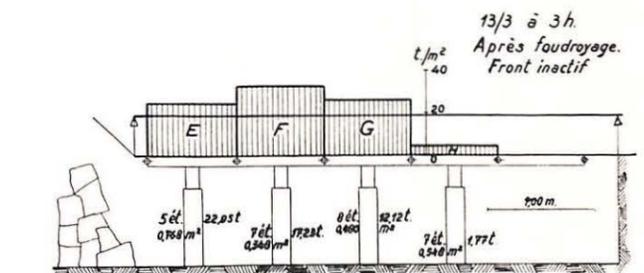


Fig. 19.

Charges moyennes sur les étançons de chaque havée, à des instants caractéristiques (1953).

et 11, pour les journées pendant lesquelles tous les étançons de la section de mesure se sont trouvés sous contrôle. Cette méthode de travail s'est révélée féconde.

La loi de variation de la charge totale en fonction du temps accuse de façon très nette les influences de l'abattage et du foudroyage (2).

(2) La figure 10 indique jour par jour la durée et l'avancement de l'abattage. Elle indique aussi, par de petits traits horizontaux accompagnés de chiffres, la durée des périodes de foudroyage et le nombre d'étançons abattus lors de chacune de celles-ci.

L'abattage entraîne régulièrement une montée de charge de 20 %, 30 %, ou plus; cette influence est parfois quelque peu différée, et elle se poursuit toujours pendant plusieurs heures après la fin de l'abattage.

Le foudroyage, lorsque ses effets ne sont pas masqués par un abattage rapide simultané, entraîne une sensible réduction de la charge totale.

La charge moyenne par mètre carré de toit découvert subit des variations de même sens mais d'amplitudes moindres que celles de la charge totale, car elles sont amorties par les variations du

nombre de havées au cours de la journée. Elle oscille entre 20 et 30 tonnes par mètre carré.

La charge moyenne par mètre carré de toit soutenu, dans les différentes havées, varie en fonction du temps (et de la distance au front) suivant une loi qui, qualitativement, est assez générale. Elle croît jusqu'au maximum de 40 à 70 t/m², qui est atteint en bordure de la zone foudroyée, à la suite de l'abattage. Si la havée n'est pas alors rapidement foudroyée, la charge retombe sensiblement.

Les figures 12 à 19, particulièrement suggestives, montrent, à des instants donnés, la répartition des charges moyennes par mètre carré de toit soutenu, entre les différentes havées (3). Elles font régulièrement apparaître une croissance des charges en escalier, du front vers l'arrière, à la fin de l'abattage, et une concentration de charge dans l'axe de la partie soutenue du toit, pendant la période de repos qui suit le foudroyage de nuit.

Il n'est pas possible d'expliquer par un schéma simple les phénomènes complexes qui engendrent ces variations de charge. Celles-ci sont trop rapides et trop importantes pour être attribuées uniquement à des décollements successifs des bancs du bas-toit suivant des plans de stratification.

Nous pensons que de tels décollements s'accompagnent de décollements et de glissements suivant les cassures induites dans le toit, ainsi que de modifications d'appui vers l'arrière, par suite du tassement progressif des éboulis de foudroyage. Le jeu de ces phénomènes peut être esquissé, dans le cas étudié, par la figure 20 que nous donnons à titre purement indicatif.

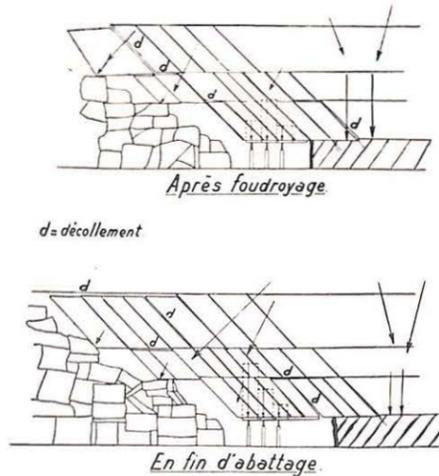


Fig. 20. — Interprétation des mesures.

Sans attacher de valeur absolue à cette interprétation, nous tenons à souligner qu'elle rend bien compte de l'allure oblique des réactions du toit, bien connue des vieux mineurs.

Il nous a semblé intéressant de confronter nos derniers résultats avec ceux que nous avons obtenus

(3) Certaines de ces figures portent des chiffres indiquant, dans chaque havée, le nombre d'étauçons en place, la charge et la surface de toit soutenue, en moyenne, par chacun d'eux.

en 1951 dans une autre taille de la même couche (4).

Dans ce chantier, l'abattage se faisait au poste du matin seulement, et le foudroyage au poste de l'après-midi, avec avancement de 1,50 m par jour. Le soutènement, sans aucun porte-à-faux, se composait de bèles en bois demi-rondes, de 150 mm de diamètre, portées chacune par deux étauçons métalliques rigides. Comme nous disposions à l'époque de dix dynamomètres seulement, nous nous étions bornés à les placer dans une seule havée, et à suivre les variations de charge sur les étauçons de cette havée depuis la pose jusqu'au foudroyage, sur une longueur de front de 6,60 m.

En calculant les charges moyennes par mètre carré, sur chaque file d'étauçons, pour les différentes situations observées, et en juxtaposant les résultats, nous avons obtenu les graphiques des figures 21 à 24.

On retrouve dans ces tracés la croissance des charges en escalier, en fin d'abattage, et la concentration des charges dans l'axe des allées libres, lors des périodes de repos (fin d'après-midi). La modification dans la répartition des charges, après foudroyage, se fait moins rapidement que dans le chantier étudié en dernier lieu.

La reconstitution de la distribution des réactions du toit que nous avons ainsi tentée se fonde sur l'hypothèse que les charges moyennes sur les différentes files d'étauçons évoluent dans le temps suivant les mêmes lois. Nos récentes mesures montrent, pensons-nous, qu'une telle hypothèse peut être acceptée en première approximation (cf. fig. 11).

Nous pensons avoir mis en lumière le caractère périodique des manifestations de la pression du toit, ainsi que leurs relations intimes avec les différentes phases du cycle d'avancement de la taille.

Dans les deux chantiers étudiés, situés dans la même couche, à des profondeurs peu différentes, les charges ont varié dans le temps suivant des lois fort semblables, malgré des différences sensibles dans l'organisation de l'abattage, du soutènement et du foudroyage.

En multipliant des observations systématiques, avec une méthode constante et rigoureuse, dans des chantiers à caractéristiques différentes, nous sommes convaincus qu'il sera possible de discriminer les influences respectives des conditions de gisement et de la méthode d'exploitation sur les pressions de terrains en taille.

En ne considérant que l'immédiat, on peut se demander *quels enseignements pratiques peuvent apporter les mesures systématiques des charges du soutènement*.

Un simple coup d'œil sur les résultats que nous avons publiés en 1951 et sur ceux que nous présentons aujourd'hui fournira la réponse à cette

(4) Voir volume de la Conférence Internationale sur les pressions de terrains et le soutènement dans les chantiers d'exploitation — Liège, 1951.

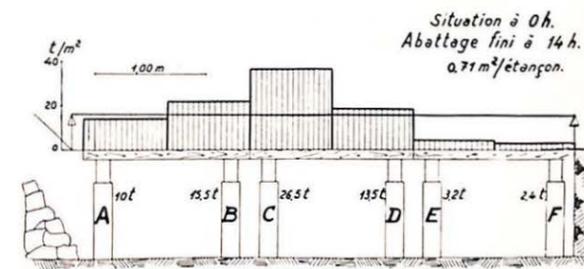


Fig. 21.

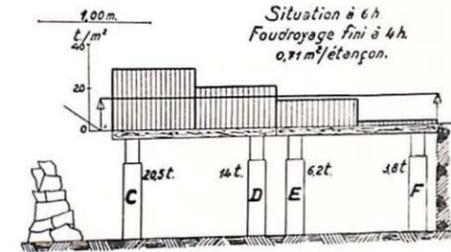


Fig. 22.

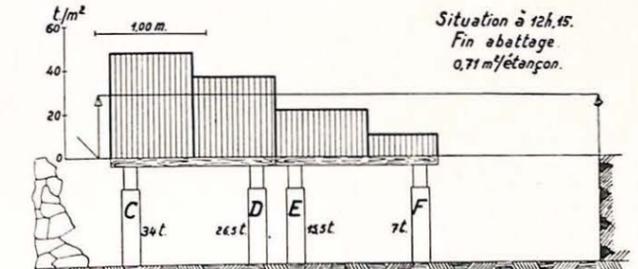


Fig. 23.

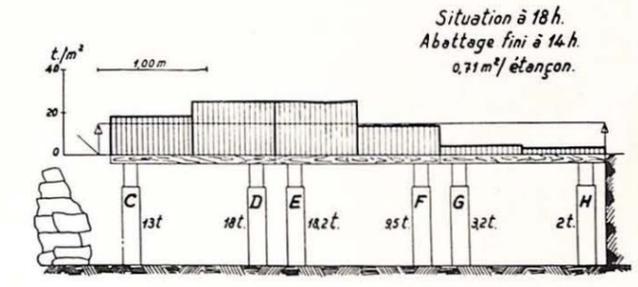


Fig. 24.

Charges moyennes sur les étauçons de chaque havée, à des instants caractéristiques (1951).

question. Nous pensons que les mesures procurent dans tous les cas, si elles sont rigoureuses :

1) La connaissance précise des sollicitations du soutènement dans des conditions de travail déterminées, et, partant, des données fondamentales pour l'amélioration de la qualité des étauçons et des bèles.

2) Le contrôle de la qualité du travail des boisiers. Dans le chantier étudié en 1953, il saute aux yeux que la tension de pose des étauçons est très variable et toujours insuffisante (alors que ce défaut ne se présentait guère en 1951 — voir (5) ci-dessous).

3) La critique de l'architecture du soutènement: il est clair que la densité d'étauçonnage dans les différentes havées n'est pas toujours adaptée à la distribution des charges. Dans le dernier cas étudié, elle est généralement trop faible, en fin d'abattage, dans la havée contiguë au foudroyage.

Discussion

APPAREILS DE MESURE

M. CHAINEAUX

Beaucoup de phénomènes sont relativement rapides, par exemple le bondissement des étauçons. Les diminutions de charge sont fréquentes. Or, ces phénomènes sont analysés incomplètement lorsqu'on fait des lectures isolées. L'enregistrement continu est difficile et n'a pas reçu jusqu'à présent

(5) La comparaison des mesures de 1951 et de 1953 fait apparaître, pour 1951, une répartition de charges beaucoup plus uniforme sur les étauçons occupant des positions homologues par rapport au front. Cela résulte de trois circonstances : a) Tension

4) En conséquence de ce qui précède, la possibilité de mise au point du matériel de soutènement et de la méthode d'exploitation en vue d'une réduction des dépenses et d'un accroissement de la sécurité par un meilleur contrôle du toit.

En terminant cet exposé, il nous est particulièrement agréable de remercier la Direction des Charbonnages du Hainaut, qui nous a autorisés à travailler dans ses chantiers, ainsi que le personnel du siège de Tertre, et tous ceux dont l'aide obligeante nous a été précieuse : nous citerons spécialement MM. Piérart, Ingénieur au siège de Tertre, Moiset, Ingénieur-Chef de Travaux, et René Dufour, Technicien de laboratoire de la Faculté Polytechnique de Mons. M. Dufour nous a rendu de grands services pour la construction et la mise au point de tout le matériel de mesure.

de solution convenable; il demeure toutefois souhaitable.

M. JACQUEMIN

Les enregistrements continus ne sont possibles que pour un petit nombre d'étauçons à la fois. Il nous faut d'abord dégrossir le problème en ob-

de pose de 2 à 4 t en 1951 contre quelques centaines de kg en 1953 — b) Meilleur contact de la bèle en bois avec le toit, en raison de sa souplesse et de sa grande surface de pose — c) Densité de soutènement beaucoup plus uniforme en 1951.

servant un grand nombre d'étauçons, donc en effectuant des mesures instantanées. Quand ce premier travail aura mis quelques lois en évidence, on pourra s'attacher à résoudre les problèmes de détail au moyen d'enregistrements continus.

M. VELZEBOER

L'observation continue, c'est-à-dire avec enregistrement graphique, de l'évolution de la pression sur les étauçons est d'un grand intérêt, en combinaison avec l'observation continue de la convergence des épontes, pour obtenir une idée précise du comportement du soutènement en taille. C'est surtout pour étudier les coups de toit qu'une observation précise de la pression et de la convergence est indispensable. On observe en effet que, lors des coups de toit, la convergence varie peu ou pas du tout, tandis que la charge de l'étauçon diminue considérablement.

M. FISH

Je désire avant tout remercier Inchar d'avoir invité si aimablement le National Coal Board à envoyer une délégation britannique à cette Journée d'Études.

Depuis la Conférence de Liège, en avril 1951, le Service Scientifique du N.C.B. a entrepris des travaux dans le domaine des pressions de terrains à son nouveau Centre de Recherches des environs de Londres. Il a simultanément poursuivi sa collaboration aux travaux du Professeur Potts, de Newcastle. Je me bornerai ici à l'activité de notre Service.

Les travaux du Centre de Recherches consistent essentiellement dans la mise au point d'appareils, rendus nécessaires pour nos propres recherches dans le domaine minier ou étudiés à la demande expresse du Service Production.

Voici les principaux sujets à l'étude actuellement. Certains de ces appareils ont déjà été réalisés et leurs prototypes ont été mis à l'essai au fond.

1) Un enregistreur à distance de la convergence des épontes. Cet appareil est destiné à être abandonné dans les remblais, sans possibilité de reprise. Jusqu'à présent, aucun appareil ne permet, en effet, d'enregistrer les affaissements dans le remblai à une distance notable des voies d'exploitation.

2) Un dynamomètre enregistreur, indiquant à distance les pressions régnant à l'intérieur du remblai. Cet appareil également n'est pas récupérable.

3) Des dynamomètres à fils résistants (strain-gauge) permettant d'enregistrer les charges supportées par les étauçons. Ces dynamomètres sont destinés à être placés entre l'étauçon et la bête qu'il supporte. Ils sont reliés à un appareil permettant d'effectuer, par voie photographique, douze enregistrements simultanément. Cet appareil est robuste et suffisamment précis. On s'efforce actuellement de le rendre anti-grisouteux et facile à transporter.

4) Le « Romomètre » (fig. 1) conçu pour mesurer les déplacements relatifs du toit et du mur.

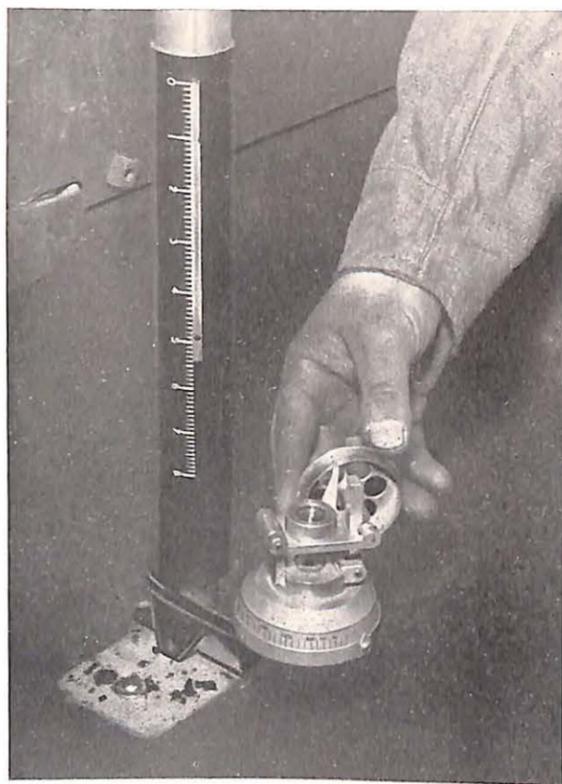


Fig. 1.

Il a été mis au point pour rassembler les données nécessaires à l'étude d'un soutènement déplaçable mécaniquement. Il consiste essentiellement en un tube télescopique avec enregistreur de convergence, dont est solidaire un clinomètre à cercles vertical et horizontal. Le cercle horizontal mesure la direction dans laquelle se produit la déviation maximum, tandis que le cercle vertical permet d'en déterminer la valeur.

5) Une bête métallique calibrée, munie d'extensomètres à fil résistant, utilisée pour mesurer les sollicitations sur le soutènement par bêtes articulées.

En outre, on envisage le problème de la mesure des pressions dans le massif, à une distance notable des parois des excavations. C'est là un problème essentiel, mais il comporte de grosses difficultés.

M. POTTS

Après avoir assisté à la Conférence de 1951 et y avoir entendu l'intéressant exposé des Professeurs Brison et Jacquemin, j'ai effectué des recherches dans le même domaine, dans l'intention d'appliquer les extensomètres à fil résistant (strain-gauge) à la mesure des charges exercées sur le soutènement.

Les travaux effectués à Newcastle ont, à mon avis, permis d'apporter quelques perfectionnements au matériel qui vous a été décrit ce matin.

On peut distinguer trois éléments dans ce matériel :

- l'instrument de mesure électrique;
- le câble de liaison à conducteurs multiples et les boîtes à bornes reliées à l'instrument de mesure et aux capsules dynamométriques respectivement;
- les fiches de raccordement et les dynamomètres proprement dits.

a) Appareil de mesure et source de courant.

Le courant est fourni par une batterie de lampe à chapeau d'un type agréé (4 V — 0,75 A) contenue dans son boîtier ordinaire. La lampe à chapeau est remplacée par une douille à câble Plessey, vissée sur une fiche à l'intérieur de l'instrument de mesure avant sa descente au fond. L'ensemble : batterie, fiche et douille, se trouve à l'intérieur de la caisse de l'appareil de mesure.

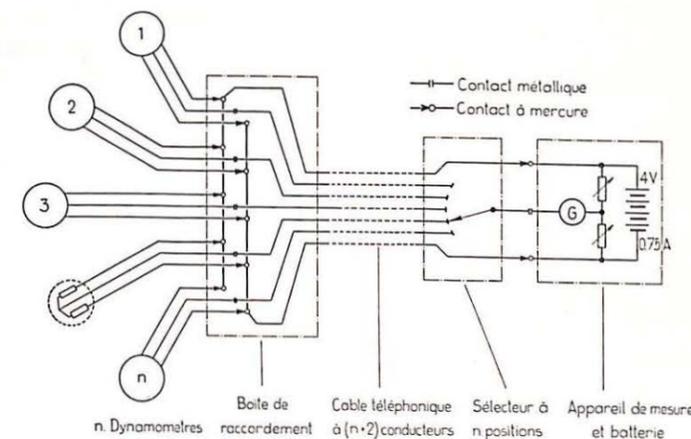


Fig. 2.

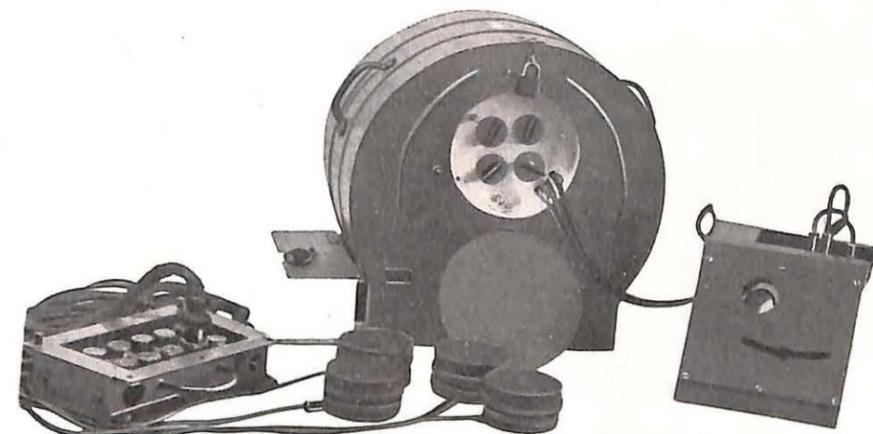


Fig. 3.

Comme l'indique le schéma électrique (fig. 2), deux branches du pont de Wheatstone et le galvanomètre se trouvent dans la caisse avec la batterie. Cette caisse (fig. 3) est faite en tôle de 3 mm et porte une fenêtre de verre sur sa face avant qui est légèrement inclinée. Toutes les ouvertures de cette caisse (logements de vis, etc.) sont munies d'un joint usiné de 25 mm, ou sont

exécutées en saillie (de façon à ne pas mettre l'intérieur de la caisse en communication avec l'extérieur). La caisse est munie de trois douilles : deux pour le raccordement des dynamomètres aux bornes de la batterie (branches du pont), par lesquelles passe un courant de 15 mA environ, et une pour le conducteur aboutissant, dans les dynamomètres, au point de jonction des deux branches (diagonale du pont). Dans cette dernière, le courant est de l'ordre de 1 microampère. Ces fiches, qui assurent la liaison de l'instrument avec la boîte à bornes terminant le câble à conducteurs multiples, restent normalement en place pendant la durée d'une campagne de mesures au fond. On a cependant conçu les deux fiches raccordées aux bornes de la batterie de façon à éviter toute production d'étincelles au moment du raccordement.

on l'enfonce : ce mouvement déverrouille le couvercle, fait descendre l'aiguille d'acier dans un godet de mercure et la bloque dans cette position. En descendant, l'aiguille perce un opercule de caoutchouc placé au-dessus du mercure. Cet opercule empêche tout faux contact avant l'enfoncement de la fiche, il nettoie la broche à chaque passage et empêche le mercure de se perdre.

b) *Câbles à conducteurs multiples, boîte d'arrivée (côté instrument) et boîte de raccordement (côté dynamomètres).*

La boîte d'arrivée est logée au centre d'un tambour d'acier portant le câble (fig. 3). Un sélecteur normal, type radio, monté en cet endroit, permet de choisir un quelconque des dynamomètres raccordés pour effectuer une mesure. Ce sélecteur branche le galvanomètre (diagonale du pont) sur l'un quelconque des dynamomètres. Le courant traversant le sélecteur est de l'ordre de 1 micro-ampère. Les deux fils raccordés aux pôles de la batterie ne sont pas interrompus et passent par des connexions soudées.

Le câble à conducteurs multiples est un câble à 50 conducteurs armé au chlorure de polyvinyle, du type utilisé ordinairement pour les circuits téléphoniques souterrains. Il est fixé solidement au tambour d'enroulement, d'une part, à la boîte de raccordement, d'autre part. Cette dernière également est visible sur la figure 3. Les connexions, dans la boîte d'arrivée et la boîte de raccordement, sont noyées dans une masse bitumineuse.

c) *Fiches de raccordement et dynamomètres.*

Les fiches solidaires de chaque dynamomètre s'engagent dans les douilles de la boîte de raccordement et ne peuvent donner de contact qu'après

avoir été vissées à fond sur ces douilles. Ce mouvement fait descendre deux broches d'acier pointues à travers un opercule de caoutchouc dans les godets de mercure de la douille (reliés par le câble aux pôles de la batterie). Simultanément, un groupe de broches de bronze s'enfoncent dans des douilles métalliques, pour fermer la diagonale du pont de mesure (galvanomètre).

Les câbles réunissant chaque fiche au dynamomètre correspondant ont trois conducteurs et sont revêtus de caoutchouc. Ils sont fixés au moyen des fils de remplissage, d'une part, à la fiche, d'autre part, au cylindre central portant les extensomètres de compensation, à l'intérieur du dynamomètre (fig. 4).

Le dynamomètre comporte trois jauges extensométriques actives montées sur la surface interne du cylindre extérieur, et trois jauges de compensation placées sur le cylindre intérieur qui n'est pas sollicité. Cette disposition diffère donc de celle qui a été décrite par le Professeur Brison. L'entrée du câble dans la capsule est scellée au moyen d'une masse bitumineuse.

Ce qui caractérise cet équipement, c'est l'usage d'un pont électrique simple, dans lequel on a éliminé les résistances de contact et les résistances sujettes à variation. Trois conducteurs suffisent pour raccorder chaque dynamomètre, tandis que le schéma du Professeur Brison fait usage de fiches à quatre broches et de deux paires de conducteurs, avec quatre contacts à mercure. Cette différence apparaît sur le schéma électrique figure 2. Le pont de mesure et le tambour du câble de la figure 3 peuvent se trouver en dehors de la taille, à une distance qui n'est limitée que par la longueur du câble téléphonique.

Ce matériel a été agréé pour l'ensemble des mines britanniques et l'on procède actuellement à sa mise en service au fond.

M. TINCELIN

Fait un bref résumé des travaux entrepris dans les mines de fer de Lorraine.

Le boulonnage du toit s'y est rapidement développé. On mesure les tensions dans les boulons au moyen de strain gauges montées à l'intérieur de manchons filetés réunissant les deux parties d'un boulon.

La mesure de la vitesse de propagation du son dans la roche permet de se faire une idée qualitative des pressions régnant à l'intérieur des piliers. On a constaté par cette méthode une répartition ondulatoire des pressions autour d'une excavation, tout au moins tant que la roche sollicitée reste dans le domaine élastique.

On a pu mettre en évidence une relation entre l'écartement des chambres d'exploitation et les chutes de toit.

Des essais par voie photoélastique vont être entrepris avec des modèles reproduisant les stratifications des terrains réels en tenant compte des propriétés différentes des bancs.

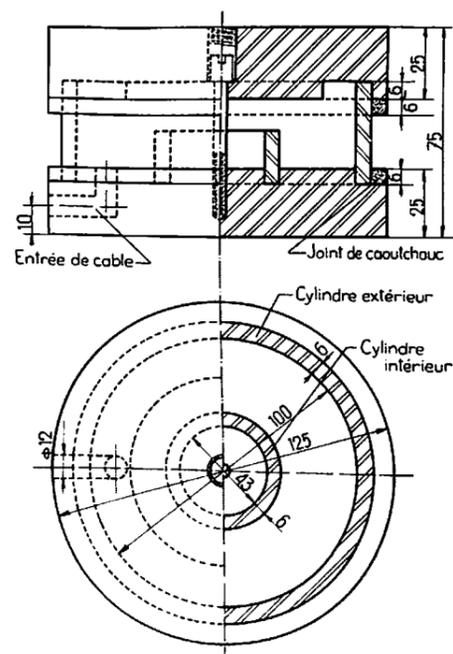


Fig. 4.

Mesures des mouvements des épontes en voie

par J. AUDIBERT,

Ingénieur Divisionnaire au Groupe de Valenciennes
des Houillères du Bassin du Nord et du Pas-de-Calais.

SAMENVATTING

In de groep Valenciennes (Bassin du Nord et Pas-de-Calais) werden de vervormingen gemeten van galerijen, vóór en na het voorbijtrekken van de pijler. Hiervoor werden vier verankeringsslangen in de omtrek van een bepaalde doorsnede van de galerij gedreven, en de loodrechte zowel als de horizontale afstandsveranderingen tusschen de ankerkoppen gemeten. Deze metingen zijn gedurende meerdere maanden in zeven galerijen herhaald geweest, met drie tot zes meetplaatsen per galerij.

De waarnemingen wijzen op een drukgolf, 0 tot 40 m vóór het pijlerfront, en op een achtersteun, 40 tot 110 m achter de pijler.

In onaangeroerd gebergte en vóór de drukgolf is de snelheid van de samendrukking in de orde van grootte van 0,1 mm per dag. De neerzakking ontstaat voor het grootste deel in de 20 m achter de pijler, en zij is practisch volledig bij het voorbijtrekken van de achtersteun. Daarna geschiedt de stabilisatie op een asymptotische wijze, met een snelheid van 0,15 tot 0,7 mm per dag.

De cijfers die bekomen werden hangen wezenlijk af van de geaardheid van het omliggende gesteente. Hieruit kan geen algemene theorie over de gebergtebewegingen in de omgeving van de pijler afgeleid worden, doch wel een praktische bepalingwijze van de hoedanigheid van het nevengeesteente en een schatting vooraf van de mogelijke standtijd der galerijen die in een bepaalde laag gedreven worden.

Verder werden interessante waarnemingen uitgevoerd over slagen in het dakgesteente en over het zwellen van de vloer.

RESUME

Au Groupe de Valenciennes du Bassin du Nord et du Pas-de-Calais, on a mesuré les déformations des voies avant et après le passage de la taille, en enfonçant quatre tiges de boulonnage dans le périmètre d'une section de la galerie et en mesurant les variations des distances horizontales et verticales entre les têtes des tiges. Les mesures ont été répétées pendant plusieurs mois dans sept voies, comportant chacune de trois à six stations de mesure.

Ces observations mettent en évidence une onde de charge, précédant de 0 à 40 m le front de taille, et une culée arrière, suivant à 40 ... 110 m derrière la taille.

En ferme et en avant de l'onde de charge, la vitesse de convergence est de l'ordre de 0,1 mm par jour. La plus grande partie de l'affaissement se produit dans les 20 m derrière la taille, et la quasi-totalité entre le passage de l'onde de charge et celui de la culée arrière. Derrière celle-ci, la stabilisation se fait d'une manière asymptotique, à la vitesse de 0,15 à 0,7 mm par jour.

Les chiffres obtenus dépendent essentiellement de la nature des terrains encaissants : ils permettent non pas d'échafauder une théorie générale des mouvements autour de la taille, mais de caractériser la qualité des stampes encaissant chaque couche, et de se faire une idée du temps de conservation probable des voies tracées dans cette couche.

On a pu, de plus, faire des observations intéressantes sur les coups de charge et sur le soufflage du mur.

I. — METHODES DE MESURES

La présente étude rassemble les résultats de mesures de convergence effectuées dans sept voies de taille du Groupe de Valenciennes; dans cinq de ces voies on a utilisé une même procédure que nous

appellerons mode opératoire général; dans une sixième voie, la procédure est une variante de la précédente.

Mode opératoire général.

Dans chacune des cinq premières galeries, on a choisi quatre ou cinq stations espacées d'une ving-

TABLEAU I.
REPERTOIRE DES VOIES OBSERVEES

Voie n°	1	2	3	4	5	6	7
Siège	Agache	Sabatier	Sabatier	La Grange	La Grange	Vx-Condé	Ledoux
Veine	Veine n° 3	Anita	Léonie	Alexis	Louis	Elisabeth	6 Paumes
Pendage	18 — 25°	27°	30°	25°	37°	13 — 25°	10 — 25°
Ouverture	1,20 m	1,10 m	1,00 m	1,15 m	0,86 m	1,25 m	0,80 m
Dureté (points)	25 p	26 p	25 p	16 p	—	20 p	—
Profondeur	480 m	310 m	310 m	240 m	240 m	500 m	500 m
Nature des épontes	Charbon m. 15						
	Mur friable 10						
	Schiste 5						
	Grès 10						
Longueur de la taille	132 m	100 m	100 m	78 m	118 m	80 m	0,90 m
Avancem ^{nt} journalier	1,13 m	1,22 m	0,90 m (1)	1,36 m	1,15 m	1,02 m	0,90 m
Position de la taille par rapport à la voie	Amont	Amont + aval (2)	Amont	Amont (3)	Amont	Amont	Aval
Tronçon de voie observé et avancement de la taille pendant les mesures.							
	Soutènement de la voie	Bois Cadres T. H.	Cadres T. H.	Cadres T. H.	Cadres T. H.	Cadres rigides bois	Boulons
Nombre de stations	6	3	4	5	4	6	7
Nombre de mesures	1030	462	728	777	200	2500	138
Durée des mesures	8 mois	8 mois	11 mois	11 mois	2 mois	20 mois	3 mois

(1) Avancement irrégulier.

(2) Taille aval déhouillée antérieurement en face des stations I et II.

(3) Exploitation interrompue sur 28 m par un cran entre les stations I et III.

taine de mètres; à chacune des stations on a placé des repères constitués par des tiges de boulonnage de 1 m et disposés comme l'indique la figure 1.

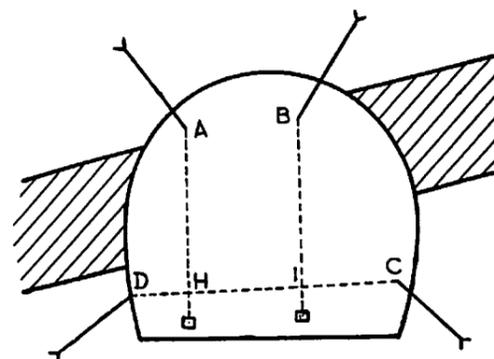


Fig. 1. — Disposition des repères pour les mesures dans les galeries cadrées.

On définit par un coup de burin sur chaque tige les points A B C D; en tendant un fil entre C et D on mesure la convergence horizontale des mézières; en suspendant des fils à plomb aux points A et B, on mesure les convergences verticales AH et BI.

Les tiges sont placées aussi exactement que possible dans un même plan; les repères A B C et D sont choisis soigneusement sur chaque tige, de façon que les quatre points A B C et D soient dans un même plan vertical, c'est-à-dire de façon que les fils à plomb touchent le fil D C, définissant ainsi sans ambiguïté les points H et I. On mesure également les distances AD, DH, HI, IC et CB; la précision des mesures est de l'ordre de 3 mm; on peut donc se rendre compte des déplacements relatifs des quatre points A B C et D.

On a choisi des repères indépendants du soutènement, de façon à ne mesurer que des convergences au terrain et à s'affranchir des déformations éventuelles du soutènement; une série de mesures initiales avait en effet permis de constater que la section utile d'une galerie, limitée par les cadres, diminuait deux fois plus que la section en terrain, à cause des déformations des cadres.

Le choix des repères D et C liés aux mézières à une quarantaine de centimètres au-dessus du sol permet dans une certaine mesure de s'affranchir du soufflage de ce dernier; A H et B I mesurent en fait la compression des parements, à la rotation près des tiges.

Le fait de faire des mesures non pas à une seule station, mais à plusieurs stations à la fois, permet de recouper les résultats de plusieurs stations et de combler par l'abondance de la statistique l'insuffisance due à l'imprécision des mesures.

Les voies ont été choisies parmi celles qui offraient la possibilité de se placer à plus de 100 mètres en avant du front de taille. Les mesures étaient faites une fois par semaine.

Ces voies sont celles numérotées de 1 à 5 dans le tableau I.

Cas particulier d'une voie boulonnée.

C'est le cas de la voie de base à 500 en troisième série couchant de la veine Elisabeth à la Fosse

Vieux-Condé; cette voie est répertoriée dans le tableau I sous le n° 6. Sa section est celle de la figure 2.

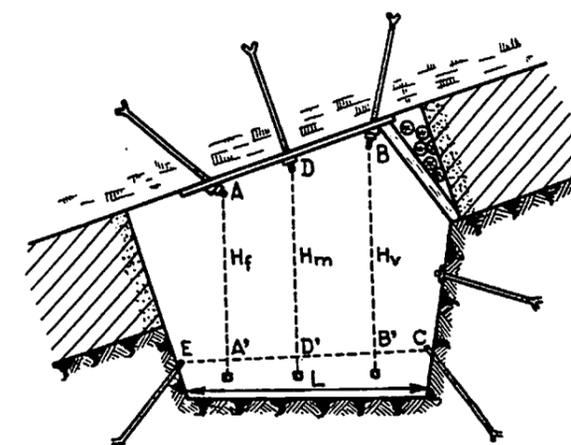


Fig. 2. — Disposition des repères pour les mesures dans la galerie boulonnée.

Les points A', B' et D' sont définis comme les points H et I de la méthode générale; on a mesuré périodiquement une fois par semaine, puis une fois tous les deux jours, les distances: AA', DD', BB', et EC.

Cette voie a été tracée en dehors de toute influence d'exploitation du 19 septembre 1950 jusqu'en août 1951; la taille dont elle est voie de base a démarré en avril 1952 et s'est arrêtée en octobre 1952.

Cas particulier d'un soufflage de mur.

Dans une voie de la veine 6 Paumes à la fosse Ch. Ledoux, on a suivi l'évolution du soufflage du mur en mesurant les cotes absolues de repères enfoncés dans la sole; il s'agit de la voie n° 7 du tableau; la taille dont elle est la voie de tête a, à quelques mètres près, le même front que la voie.

II. — GALERIES ETUDIÉES

Conditions.

Dans le tableau I on trouvera le répertoire des voies étudiées et les données qui résument les conditions des mesures: caractéristiques de la veine, profondeur, vitesse d'avancement du front de taille, soutènement de la voie. On a également noté les coupes des terrains de part et d'autre de la veine et on a schématisé les positions relatives du tronçon de voie étudié et du front de taille au début et à la fin des mesures.

Pour la voie n° 1 par exemple, le front a chassé de 146 m entre le début et la fin des mesures.

Le tronçon de voie étudié a une longueur de 84 m; la première station se trouvait, au début des mesures, à 8 m en avant du front; à la fin, la dernière station se trouvait à 54 m derrière le front.

Toutes les voies envisagées ont une largeur de 3 m et toutes les tailles sont traitées par remblais partiels avec fausses voies. Après le passage de la taille les voies sont bordées, du côté du défilage, par une dame de remblais dont la qualité influence

les convergences mesurées. Le soutènement en taille est en bois dans tous les cas : châssis ou rallonges.

En général le déhouillement a été fait d'un seul côté de la voie; il n'y a qu'une exception pour la voie n° 2, dont les deux premières stations se trouvent dans une partie où une taille avait déhouillé l'aval avant qu'on ne prenne l'amont; la troisième station par contre est restée en ferme du côté aval.

Résultats généraux.

Chaque galerie fait l'objet d'un graphique * mettant en évidence les variations en fonction de la distance au front de taille des convergences horizontales et verticales à chaque station. Les courbes relatives à plusieurs stations ont des allures semblables, donnant plus de poids aux mesures effectuées. On peut y étudier les mouvements de terrain en avant de la taille, au passage de la taille, et derrière la taille, repérer l'importance et la situation des ondes de charge en avant et des culées en arrière; elles permettent encore de comparer les diverses galeries au point de vue convergences verticales et convergences horizontales, de comparer les convergences verticales à l'amont et à l'aval d'une même galerie; de comparer les convergences verticales et horizontales, d'en déduire les diminutions globales de section.

(*) Nous n'avons pas reproduit les graphiques correspondant à chacune des stations de toutes les voies; ils sont à la disposition de ceux qui désireraient les avoir.

TABLEAU II.
RESULTATS DES MESURES.

Voie n°	1	2	3	4	5	6
1. Dist. au front de taille en m de l'onde en avant de la culée arrière	0 40 — 50	20 — 40 90 — 110	0 — 5 60 — 80	?	20 — 25	32 > 60
2. Vitesse de convergence en avant de l'onde de charge en mm/jour.	< 0,1 —	?	< 0,1 0,2 — 0,5	?	?	0,08 0,20
3. Convergence au passage de l'onde de charge (mm)	0 0	100 70	20 30	—	50 45	70 75
4. Convergence au passage de la taille (mm)	20 28	120 160	40 120	200 70	70 120	65 180
5. Convergence entre le passage de l'onde de charge et celui de la culée (mm).	35 57	470 390	130 253	300 170	?	200 350
6. Vitesse de convergence en arrière de la culée (mm/jour).	0,16 0,15	0,7 0,5	0,3 0,55	?	0,6 0,5	—
7. Convergences maxima observées (mm)	130 82	460 430	351 357	356 453	160 130	420 375
8. Diminution de section entre début et fin des mesures (%)	14 %	40 %	20 %	35 %	?	25 %

On trouvera dans le tableau II, (Interprétation des résultats), les chiffres déduits des graphiques; il s'agit dans tous les cas de la moyenne des chiffres relatifs à chaque station; la dispersion autour de cette moyenne le long d'une galerie donnée est de l'ordre de 40 %, les conditions locales de soutènement de la voie interviennent de façon sensible.

A la ligne (1) on a indiqué les positions de ce que nous appelons « onde de charge » précédant le front de taille, et de la culée arrière après le passage de la taille; aucune des mesures n'a permis de noter un caractère ondulatoire des mouvements précédant le front. On constate plutôt que les rapprochements d'épentes se font, non pas de façon continue, mais par à-coups; seules des mesures avec enregistreurs auraient permis de vérifier ce point.

Dans toutes les voies on a remarqué une brutale augmentation de la vitesse de convergence à l'aplomb du front de taille; la plus grande partie des mouvements de terrain se fait au passage de la taille; à la ligne (4) on a reporté les convergences observées entre le moment où le front atteint la station et le moment où il a dépassé cette station de 20 m. On comparera ces convergences avec les convergences totales de la ligne (5) observées dans la zone comprise entre l'onde de charge avant et la culée arrière, zone qui s'étend sur plus de 100 m.

Les convergences totales sont très inférieures à cinq fois les convergences de la ligne (4).

Les terrains bougent avant l'onde de charge et

continuent de bouger derrière la culée; aux lignes (2) et (6), on a porté en mm par jour les vitesses de convergence déduites des mesures; elles correspondent encore aux vitesses qu'on observe dans des galeries tracées en ferme loin de toute exploitation.

Les lignes (7) et (8) concernent les mouvements totaux observés entre le début et la fin des mesures; on ne saurait les comparer d'une voie à l'autre puisqu'ils dépendent essentiellement de la durée des mesures.

III. — MOUVEMENTS AVANT DEHOUILLEMENT

Toutes les mesures faites ont révélé un mouvement lent des terrains à peu près continu dans la voie en ferme, éloignée de toute exploitation. Lorsque le front de taille s'approche, les mouvements s'accroissent, marquant la position de l'onde de charge en avant du front. Au passage de la taille une nouvelle accélération se produit qui change bientôt de signe; après le passage de la taille on peut repérer une culée au delà de laquelle les mouvements redeviennent quasi-continus comme lorsque la voie était en ferme.

Nous commencerons par étudier les mouvements en avant du front de taille.

Mouvements dans une voie en ferme.

Le cas le plus typique est celui de la voie n° 6; une première série de mesures avait été entreprise entre septembre 1950, traçage de la voie, et août 1951; il n'y avait pas de front de taille à moins de 150 m des stations étudiées. En six mois toit et mur n'ont cessé de se rapprocher, accusant une convergence totale de 36 mm, soit environ 0,2 mm par jour. Ces mouvements se faisaient par saccades étant donné qu'il arrivait que pendant plus d'un mois on ne décelât aucune convergence. Les terrains ne sont pas élastiques mais fluent; toutefois l'existence de saccades prouve que les terrains, se comportant en gros comme des masses pulvérulentes, ont encore des restants de cohésion : ils sont fissurés; le degré de fissuration et la cohésion des blocs élémentaires interviennent dans le régime des affaissements.

La présence de boulons d'ancrage dans le toit et dans la mézière amont de cette voie modifie certainement les propriétés des terrains en les différenciant un peu plus de celles d'un massif pulvérulent. Il est donc intéressant de voir ce qu'est le régime en ferme de voies non boulonnées : la ligne (2) du tableau II donne les vitesses observées dans les autres cas; elles sont moins sûres que celles trouvées dans le cas de la voie boulonnée, mais on peut en déduire en gros qu'elles restent partout du même ordre de grandeur; les mouvements sont commandés par la résistance que les pieds de cadres et le garnissage offrent aux poussées latérales des épentes : cette résistance est du même ordre de grandeur avec les cadres tels qu'ils sont en général troussés qu'avec des boulons de parements espacés de 1 m.

Les voies en ferme dans les terrains houillers ne cessent de bouger, la vitesse de fluage horizontal est inférieure à la vitesse de compression verticale des épentes : en un mois les épentes se compriment

verticalement de près de 1 cm tandis qu'elles fluent latéralement vers le vide de près de 1 cm. Les voies étudiées pourraient donc rester ouvertes en ferme pendant un an sans que leur section diminue de plus de 10 %; néanmoins ceci suppose que le mur ne foisonne pas; dans la plupart des voies étudiées ce dernier ne s'est pas manifesté de façon sensible, sauf dans le cas de la voie n° 7 où l'on a relevé, en ferme, des montées de mur de l'ordre de 20 cm en un mois. Cette vitesse de foisonnement dépasse beaucoup toutes celles observées pour le toit et les mézières renforcées par un soutènement. En d'autres termes, la tenue des voies en ferme dépend beaucoup plus de la qualité du mur que de celle du toit et des épentes : celles-ci ne diminuent pas la section de plus de 10 % en un an, alors que le mur peut être responsable d'un rétrécissement de 10 % en un mois. Alors que le soutènement du toit et des mézières rend à peu près universel le comportement de ces derniers, le mur non traité garde dans ses manifestations la marque de ses qualités intrinsèques. Ou bien il faut chercher une méthode de renforcement du mur qui rende ses propriétés universelles, ou bien des mesures systématiques de vitesse de soufflage permettront seules de déterminer pour chaque cas la section initiale à donner à une voie qui doit rester ouverte longtemps.

L'onde de charge en avant du front.

Nous avons défini la position de l'onde de charge comme celle à partir de laquelle les vitesses de convergence commencent à croître et dépassent ce qu'elles sont en ferme; cet accroissement se repère aussi bien sur les mouvements verticaux que sur les mouvements horizontaux; la fréquence des mesures ne permet pas de donner à sa position une précision supérieure à 10 m, sauf pour la voie n° 6 dans laquelle les mesures étaient effectuées tous les deux jours. Dans cette voie on trouve que l'accélération commence (voir graphique fig. 7) :

à la station I entre le 4 et le 21 juin, soit entre 8 et 21 m en avant,

à la station II entre le 11 et le 17 juillet, soit de 13 à 17 m en avant,

à la station III entre le 29 juillet et le 2 août, soit de 19 à 25 m en avant,

à la station IV entre le 26 août et le 2 septembre, soit de 26 à 32 m en avant,

à la station V, le phénomène est moins net; l'onde semble commencer vers le 16 septembre, soit environ à 34 m en avant du front.

On constate donc une onde de charge qui se place de plus en plus loin en avant de la taille quand on passe de la station I à la station IV. Or c'est seulement à partir du 1^{er} juin que la taille a avancé régulièrement de 0,80 m par jour; auparavant elle était immobile; on assiste donc à un redémarrage de taille; la station I se trouve dans l'onde de charge alors que la taille vient de démarrer : il faut en déduire que la zone à haute pression s'étend jusqu'à 5 ou 10 m au delà du front quand la taille est au repos, que cette zone s'étend plus loin, jusqu'à 50 m en avant, lorsque la taille avance de 0,80 m par jour et que, lorsqu'on passe de l'arrêt à la marche régulière, la culée commence par se

déplacer plus vite que le front; on atteint le régime stationnaire seulement au bout de 1 à 2 mois de marche. La lenteur avec laquelle les terrains passent d'un régime à l'autre explique dans une certaine mesure la dispersion des résultats, qu'on peut trouver dans les observations d'onde de charge.

La détermination de l'onde de charge dans les voies doit tenir compte du régime d'avancement de la taille; on ne peut donc rien déduire des observations faites dans la voie n° 3 dont la taille a avancé irrégulièrement. Quelles raisons peut-on invoquer d'autre part pour expliquer une onde plus étendue dans la voie n° 2 et quasi-inexistante dans la voie n° 1? La seule explication paraît être liée à la nature du toit, très stratifié dans la voie n° 1 et plus raide dans la voie n° 2, comme on le voit sur les coupes du tableau I; en observant les coupes des voies 1, 5, 7 et 2 qui se classent dans cet ordre au point de vue étendue de la zone de charge, on retrouve le fait connu: Dans des toits gréseux raides le mouvement précède le front plus loin que dans les toits de schistes. (Voir fig. 10).

L'amplitude des mouvements en avant du front dépend de la façon dont le soutènement est placé; à la ligne (3) du tableau II on trouve des chiffres variables d'une voie à l'autre; il apparaît que, dans une certaine mesure, les mouvements dus à l'onde de charge sont d'autant plus importants que le toit est plus raide; ils restent toutefois faibles.

IV. — MOUVEMENTS APRES LE PASSAGE DE LA TAILLE

La culée arrière.

Si en avant du front on peut observer une discontinuité dans les mouvements, il n'en est rien der-

rière la taille. Après le passage du front les mouvements ralentissent très progressivement; la courbe des convergences en fonction de la distance au front change de concavité et tend asymptotiquement vers une limite, de sorte qu'il est assez difficile de définir le début d'une zone de culée où les terrains se calmeraient après les brutales transformations dues au déhouillement.

L'équilibre après déhouillement.

La zone à grande vitesse de déformation s'étend d'autant plus loin derrière le front que le toit est plus raide; presque imperceptible dans la voie n° 1, elle est beaucoup plus nette dans les voies n° 2 et n° 3 où elle s'étend jusqu'à 70-100 m derrière le front. Au delà les terrains ne semblent vouloir jamais se reposer: dans le tableau III on a porté les mouvements observés dans quelques stations choisies parmi celles qui se trouvent très éloignées derrière la taille ou dont la taille s'est arrêtée depuis longtemps. Dans la voie n° 4 par exemple, à plus de 175 m derrière la taille, alors que celle-ci y est passée depuis plus de 6 mois, on observe des vitesses de convergence de 0,2 à 0,9 mm par jour à la verticale et 2 à 3,7 mm par jour à l'horizontale.

D'une façon générale il apparaît que la vitesse de convergence longtemps après déhouillement, comme la vitesse en ferme longtemps avant déhouillement, n'est jamais nulle, et celle-là est supérieure à celle-ci. Ici encore les mouvements sont susceptibles de se manifester par saccades, mais le passage de la taille qui a substitué du remblai au charbon sur une partie de la mézière et accentué la fissuration des épontes, a déterminé pour les terrains un nouveau régime d'équilibre à vitesse de déformation plus grande qu'en ferme.

TABLEAU III. EQUILIBRE APRES DEHOUILLEMENT

Voie	Date du passage des fronts de taille	Dates limites de l'observation	Distance du front	Vitesse de convergence mm par jour			Observations
				AH	BI	DC	
N° 1 station I	15-8	14-12 au 12-4	135	0,16	0,11	0,07	Tail. arrêtée le 14-12
N° 1 — II	10-9	14-12 au 12-4	115			0,18	—
N° 1 — III	27-9	14-12 au 12-4	95	0,08	0,22	0	—
N° 2 — I	16-9	9-3 au 7-5	207	0,32	0,21	0,8	Tail. arrêtée le 9-3
N° 2 — II	5-10	—	187	0,25	0,21	0,9	—
N° 2 — III	19-10	9-2 au 9-3	132 à 167	0,35	0,08	0,6	Tail. en marche
N° 3 — I	28-9	2-4 au 6-8	150 à 205	0,24	0,41	0,46	Tail. en marche
N° 3 — II	28-10	—	132 à 185	0,29	0,24	0,24	—
N° 3 — III	14-11	—	112 à 155	0,9	0,30	0,08	—
N° 3 — IV	7-12	—	90 à 143	0,62	0,26	0,33	—
N° 4 — IV	12-12	28-7 au 25-9	275 à 353	0,21	0,28	2	Tail. en marche
N° 4 — V	22-12	12-1 au 7-3	150 à 271	0,75	0,97	3,7	—
N° 7 — I	1-7	18-10 au 20-11	86	0,44	0,65	1	Tail. arrêtée le 30-9
N° 7 — II	20-7	—	61	1	0,78	0,65	—

Les vitesses à l'équilibre que nous avons mesurées sont plus dispersées que les vitesses en ferme: la qualité de la dame de remblais peut en effet varier le long d'une voie alors que la veine y reste la même. Il est donc difficile de déduire de nos mesures des règles générales pour les voies; on peut simplement dire qu'on aura pris une bonne sécurité dans le choix de la section initiale d'une voie en se basant sur les vitesses de convergence suivantes après déhouillement: 1 mm par jour verticalement et 2 mm par jour horizontalement.

V. — CAS PARTICULIERS

Un tour d'horizon vient d'être fait sur les mouvements de terrain en fonction de l'évolution de l'exploitation; avant d'aborder l'examen de la direction de ces mouvements, nous nous arrêterons sur deux cas particuliers.

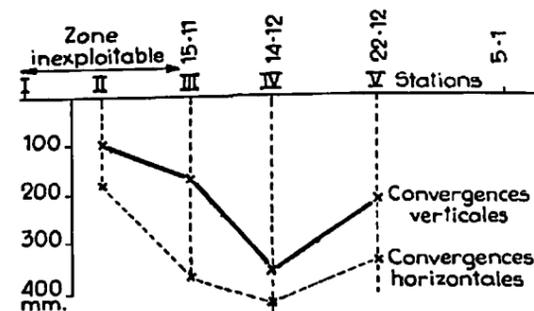


Fig. 3. — Convergences dans la voie n° 4 à la suite du coup de charge du 5-1-53. Dates du passage de la taille aux différentes stations.

Coup de charge.

Dans la voie n° 4, la taille a chassé régulièrement en s'approchant des stations de mesure jusqu'au jour où le front dut s'arrêter sur une zone de cran, s'étendant de la station I à la station III sur 28 m de large. La taille fut remontée au delà du cran puis redémarra le 13 novembre 1952. Les positions rela-

tives du front et des stations sont données sur la figure 3; les convergences mesurées figurent sur le graphique fig. 4 en fonction du temps. Le passage de la taille a entraîné à toutes les stations une augmentation de la vitesse de convergence; on note cependant le 5 janvier, dans les courbes, une discontinuité supplémentaire qui s'est produite simultanément à toutes les stations. Bien qu'il ne se soit alors rien passé d'anormal dans la taille à remblai partiel, les mesures de convergence mettent en évidence, entre le 5 et le 12 janvier, un coup de charge qui correspond à un affaissement en bloc du banc de grès de 8 m situé à 1,50 m au-dessus de la veine. Ce banc avait alors une portée de 70 m environ entre la veine et le cran; la station IV étant la plus sensible à ce coup, il faut en déduire que le banc s'est rompu au maximum à cette station, soit à 45 m environ du front de taille, dans une zone qui n'est pas située au milieu de la portée, comme on pourrait s'y attendre a priori; la rupture de la poutre que constitue le banc de grès s'est produite plus près du cran que de la taille; cette dissymétrie provient de ce que le cran est fixe alors que le front de taille s'éloigne: l'avancement du front tend à reporter plus loin les cassures du toit ou ce que nous avons appelé précédemment la culée arrière; en effet, une fois le banc de grès cassé, les mouvements se stabilisent. Là où s'est manifestée la cassure naît un appui des bancs supérieurs qui ira ensuite se propager en suivant le front à une soixantaine de mètres derrière lui. Plus les fronts avancent vite, plus loin est reportée cette zone de charge qui devient ensuite une zone d'appui. Nous retrouvons là une confirmation du fait connu: une plus grande vitesse de déhouillement donne aux terrains un comportement plus voisin de celui d'un toit raide: zone de charge et de culée s'éloignent du front.

A la station IV les convergences totales verticales dues à la taille sont de l'ordre de 350 mm, à la station V elles sont de 200 mm, à la station III de 150 mm alors qu'à la station II, située dans la partie en cran non déhouillée, elles ne sont que de 100 mm. On retrouve les mêmes différences pour les con-

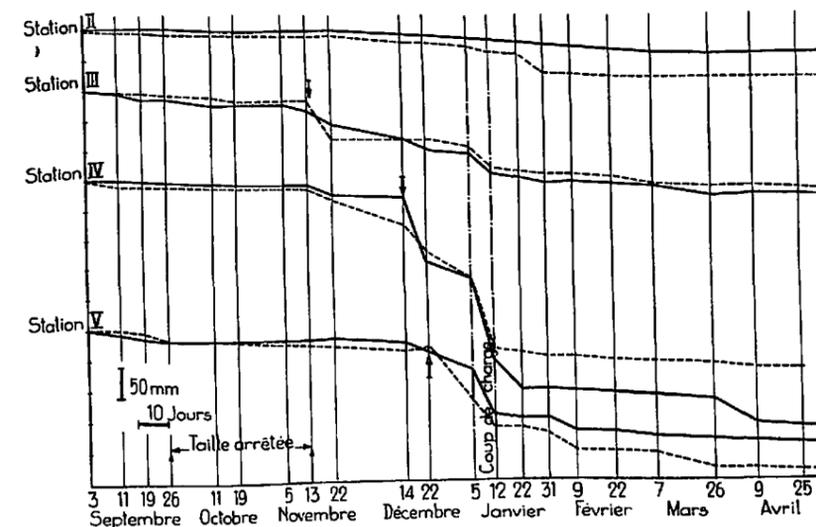


Fig. 4. — Convergences verticales aux différentes stations de la voie n° 4.

vergences horizontales de telle sorte qu'après équilibre le profil de la voie se présente comme indiqué à la fig. 5.

On voit que, dans un cas analogue, le point de la voie où l'on est en droit de s'attendre à la rupture massive du toit doit subir un renforcement du soutènement.

Soufflage d'un mur.

Des mesures de soufflage du mur furent effectuées dans la veine n° 7; cette voie est la voie de tête d'une taille. Des boulons d'ancrage de 1,20 m de long furent placés dans le mur, certains près des parements et d'autres au milieu de la galerie. Les observations ont consisté à mesurer après le passage du front de taille les cotes absolues des extrémités de boulons répartis sur une trentaine de mètres.

Sur le graphique fig. 5 on a porté en fonction du temps les variations de cotes des boulons; l'indice 1 indique qu'il s'agit d'un boulon situé du côté amont, l'indice 2 repère un boulon en aval; deux boulons situés dans la même section de galerie portent la même lettre.

Le mur choisi se trouve parmi les plus mauvais

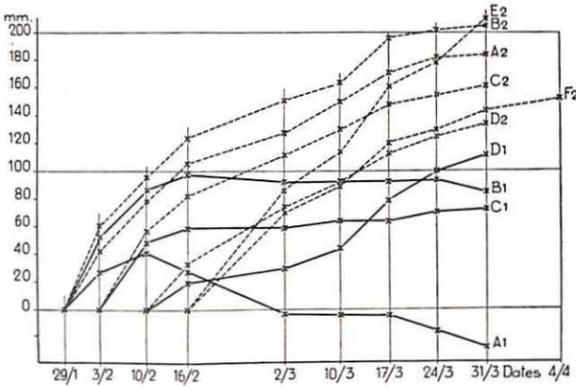


Fig. 5. — Soufflage du mur dans la voie n° 7.

A₁, B₁ ... côté amont
A₂, B₂ ... côté aval.

de nos terrains; les soufflages mesurés représentent des maxima de ce qu'on peut attendre : la tige E₂ par exemple est montée de 20 cm entre le 16 février et le 31 mars; en fait, ces repères mesurent de com-

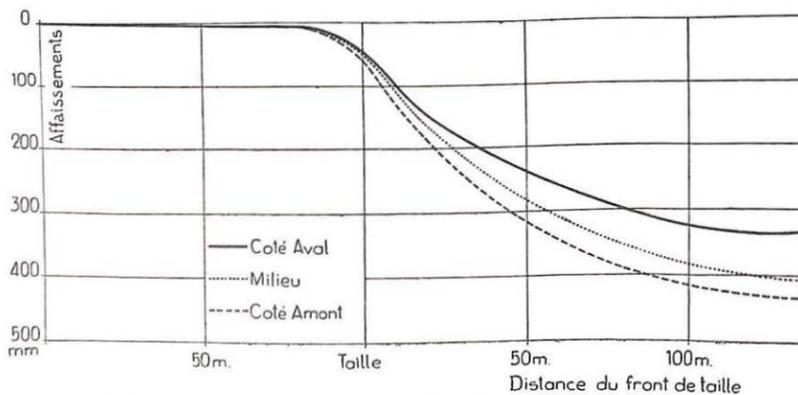


Fig. 6. — Affaissements moyens à la paroi aval, à la paroi amont et au milieu des voies n° 1, 3, 5 et 6.

bien se sont soulevés les terrains situés à 1 m en dessous du mur; la partie supérieure a encore foisonné puisque certaines extrémités de tiges se trouvaient noyées dans 20 cm de terres; du côté aval, pour les points A₂ B₂ C₂ D₂, le mur s'est soulevé de 40 cm au total entre le 29 janvier et le 31 mars, dont la moitié provenant du foisonnement des terres sur une profondeur de 1 m.

Les terrains voisins de la mézière amont ont beaucoup moins soufflé que du côté aval; le soufflage se stabilise plus vite, phénomène qu'on peut attribuer à l'absence de déhouillement à l'amont, mais qui est encore lié sans aucun doute au pendage; sur les tiges A₁ et B₁, on a même repéré des affaissements : les terrains pulvérulents et humides coulent, attirés par le vide et la pesanteur. Les mouvements sont nettement dissymétriques.

VI. — COMPARAISONS DES MOUVEMENTS AUX DEUX MEZIERES

Toutes les voies étudiées se situent dans des veines pentées entre 18 et 45°; en général la taille est passée du côté amont alors que le côté aval restait en ferme. Nous étudierons les différences de convergences verticales observées entre l'aval et l'amont.

A la ligne 7 du tableau II on a noté les convergences maxima observées à l'amont d'une part et à l'aval d'autre part. A toutes les stations des voies n° 1, 3, 5, 6 on trouve un affaissement plus grand à l'amont, du côté où la taille est passée; si on suit l'évolution des mouvements dans le temps, on s'aperçoit qu'en avant de la taille la convergence la plus grande se trouve soit à l'amont, soit à l'aval; la différence entre les deux n'excède jamais 15 mm, de sorte que nos mesures ne permettent pas de savoir si en ferme la mézière aval est le siège de compressions plus fortes que la mézière amont; la différence s'il y en a une est vraisemblablement assez faible dans les pendages de 18 à 45°.

Par contre, dès que le front de taille s'approche de quelques mètres, les mouvements se différencient nettement entre les deux côtés : la vitesse de convergence au passage de la taille est plus grande à l'amont qu'à l'aval; la comparaison des deux côtés est schématisée sur le graphique fig. 6 qui résume les allures des mouvements observés dans les voies

1, 3, 5, 6; la compressibilité plus grande de la dame de remblais entraîne un basculement du toit vers la taille. La différence de nature entre la veine et le remblai entraîne une différence de convergence de 10 à 15 % pour les puissances de veine de 1 m.

Dans le cas particulier de la voie n° 6 boulonnée, nous avons mesuré la convergence au milieu de la

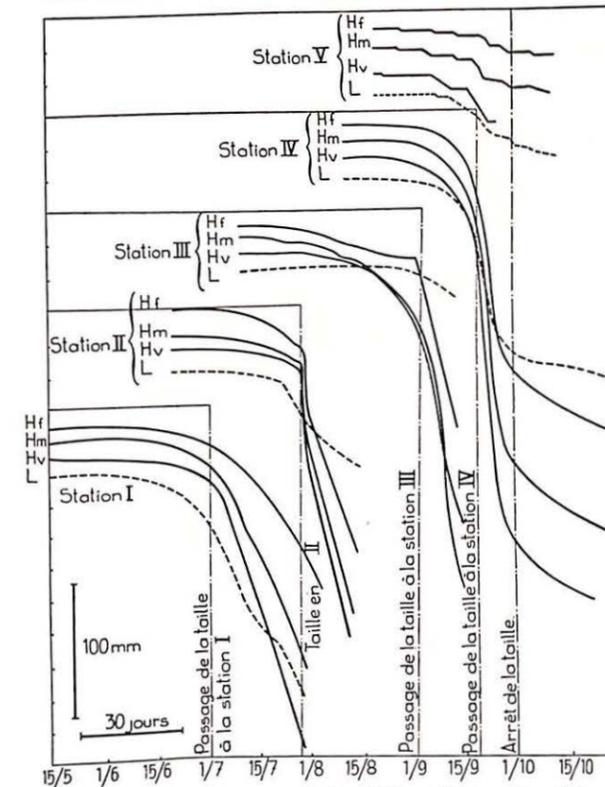


Fig. 7. — Convergences verticales (H) et horizontales (L) au voisinage de la taille dans la voie n° 6 (boulonnée). Voir fig. 2 la définition des cotes H_f (côté aval), H_m (milieu), H_v (côté amont) et L (largeur)

voie; le graphique fig. 7 montre les variations verticales à l'amont, à l'aval et au milieu; la convergence au milieu reste comprise entre les convergences aval et amont; on remarque toutefois que l'affaissement du milieu est plus proche de celui d'amont que celui d'aval (Tableau IV).

TABLEAU IV.

Voie n° 6		Convergences verticales entre le 19 avril et le 2 octobre en mm		
		aval	milieu	amont
Station	I	256	347	369
—	II	375	419	420
—	III	277	450	591
—	IV	161	219	270

Le procédé de mesure permettant de s'affranchir en partie du soufflage du mur, on peut en déduire

que le toit a pivoté et qu'en même temps il s'est légèrement bombé; il a pivoté de 5 à 5° autour d'une charnière placée à l'aval au-dessus du ferme. Dans cette voie on constate en effet que le charbon à l'aval s'est décollé du toit sur une profondeur de l'ordre de 20 cm : la portée réelle des bancs du toit est plus grande que la largeur de la voie : le côté de la charnière constitue un point faible où naissent des tensions anormales : en certains endroits on y a observé des chutes de blocs d'une vingtaine de centimètres d'épaisseur; là où il n'y a pas de chute, on observe une cassure. Il n'est pas douteux que des éboulements de voie peuvent trouver leur origine dans cette charnière au parement opposé à celui qui est déhouillé; un système de renfort des terrains peut y être utile si son action s'étend au-dessus du ferme; c'est le cas d'une tige de boulonnage inclinée vers le massif.

Cas de la voie n° 2.

Dans cette voie les mesures ont montré à deux stations une convergence plus élevée du côté amont comme dans les cas précédents; à la troisième station par contre l'affaissement est plus grand à l'aval. Cette voie se trouve dans un cas particulier : le côté aval fut en effet déhouillé le premier, de janvier à mai 1951; après avoir dépassé les stations I et II le front aval s'est arrêté en mai à 5 mètres de la troisième station. C'est en septembre qu'on a commencé les mesures : les remblais aval eurent le temps de se tasser entre avril et octobre aux stations I et II de telle sorte qu'on retrouve le cas général avec cette différence que la variation entre amont et aval au lieu d'être de 10 à 15 % n'excède pas 5 %. En d'autres termes un remblai tassé après six mois de compression diminue de compressibilité sans retrouver toutefois la résistance du charbon en place.

Quant à la troisième station, la convergence plus élevée à l'aval est due à l'attaque d'une descenderie à son aplomb au mois de septembre.

Cas de la voie n° 4.

C'est la voie dont nous avons décrit plus haut le coup de charge; en se reportant au graphique fig 4 correspondant, on notera qu'à la station III située près du cran la différence entre convergence aval et convergence amont est faible, plus faible que celle trouvée par ailleurs, de sorte qu'on peut considérer qu'à la précision de nos mesures les mouvements y ont été sensiblement les mêmes des deux côtés. Le coup de charge qui s'est produit entre le 5 et le 12 janvier a légèrement plus affecté l'aval que l'amont, son existence a contrarié le pivotement du toit qui sans lui aurait donné partout comme à la station V une convergence plus grande du côté du déhouillement; le coup de charge a affecté plus particulièrement la station IV au point d'y renverser le sens de pivotement du toit.

Cet exemple montre que le banc de grès qui s'est rompu avec retard s'est cassé parallèlement à la voie au-dessus du ferme et non au-dessus de la taille. De cette interprétation nous trouverons une confirmation en étudiant les déformations des sections.

VII. — DEFORMATIONS DES SECTIONS

Nous avons comparé les convergences observées des deux côtés de la voie et avons pu en déduire dans le cas général un affaissement plus grand du côté où passe la taille; l'utilisation des 7 mesures de AH, DH, AD, HI, IC, BI et BC du quadrilatère A B C D, où AH et BI sont verticaux, permet de préciser les déformations des sections. Ces 7 mesures en effet permettent de construire le quadrilatère, elles sont même surabondantes. En fait on constate que les mesures observées permettent de reconstruire

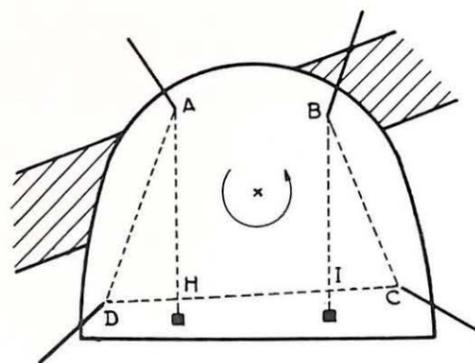


Fig. 8. — Repères pour la détermination des déformations des sections. La flèche indique le sens dans lequel les rotations sont considérées comme positives.

le quadrilatère ABCD avec une erreur ne dépassant pas 1 cm. Le quadrilatère qui était primitivement ABCD devient ainsi après un certain temps un quadrilatère A' B' C' D' dont la position par rapport à A B C D est déterminée à une translation près; on peut en déduire le sens et l'importance des rotations des divers côtés : AD, BC, AB et CD; cette rotation peut être garantie à 2° près. (fig. 9).

Résultats obtenus.

Nous avons comparé ainsi entre elles trois sections d'une même station, celle du début des mesures, celle observée à une vingtaine de mètres derrière le front de taille et celle de la fin des mesures. Les résultats sont rassemblés dans le tableau V; les chiffres de la colonne (1) sont les rotations, en degrés, entre le début et 20 m derrière le front, ceux de la colonne (2) entre le début et la fin des mesures. Le sens positif est le sens trigonométrique, l'amont étant supposé placé à droite.

Le cas de la station III de la voie n° 1 par exemple, où entre le début et la fin des mesures le toit aurait pivoté de 9°. DC de 5°, AD et BC restant parallèles à eux-mêmes, donne la nouvelle section A'B'C'D', définie à une translation près de la fig. 9. Les chiffres de la colonne (1) montrent que la totalité de cette rotation s'est faite loin après le passage de la taille, puisque entre le début des mesures et 20 m derrière le front les rotations faibles se seraient produites plutôt en sens inverse. A la station IV

par contre on observe bien là une très faible rotation positive due au passage de la taille, mais pas de rotation négative loin derrière.

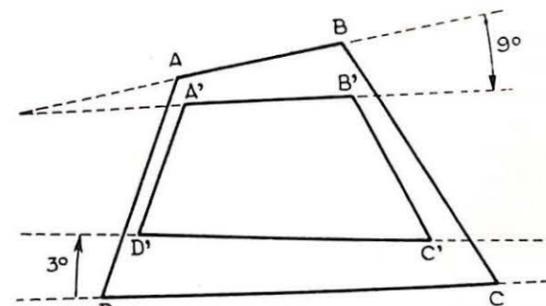


Fig. 9. — Restitution d'une section déformée.

Une rotation négative de A B correspond à un pivotement du toit vers la partie déhouillée comme nous l'avons déjà remarqué dans la voie boulonnée n° 6, c'est bien ce qu'on observe dans toutes les stations de la voie n° 5 entre le début et la fin des mesures; le phénomène est moins net dans la voie n° 1; toutefois on y constate par comparaison entre chiffres des colonnes (1) et (2) un pivotement vers la taille 20 m après le passage de son front, alors qu'au passage du front (colonne 1) le pivotement aurait lieu plutôt dans le sens inverse. Dans la voie n° 2 dont nous avons déjà signalé que son aval avait été déhouillé, on remarque aussi un pivotement non positif à partir de 20 m derrière le front. Par contre dans la voie n° 4 dont nous avons déjà étudié le coup de charge, il y a eu pivotement positif derrière la taille. Ces constatations contradictoires s'éclaircissent si l'on attribue les rotations positives, c'est-à-dire pivotement vers l'aval, aux mouvements du toit supérieur; à ce premier mouvement lié au

dôme de pressions de toute la taille peut s'ajouter un mouvement de sens contraire derrière la taille, dû à la compressibilité de la dame de remblais plus grande que celle du charbon de l'aval.

Quant à la ligne CD elle a dans toutes les stations tendance à tourner dans le sens négatif : le point D serait soulevé plus haut que le point C à cause des compressions verticales plus fortes du dôme de la taille qui viennent se concentrer dans le parement aval. Le phénomène l'emporte à tout coup sur la sollicitation vers le haut de la compressibilité de la dame de remblais; le mur plus pulvérulent et plus profondément entaillé que le toit se comporte un peu comme celui de la voie n° 7.

Dans les voies pentées du type de celles que nous avons étudiées, le passage de la taille à l'amont entraîne pour les mouvements une rotation générale négative; les hautes pressions dues au toit supérieur exercent leurs effets sur le parement aval en ferme, tandis que le parement amont détendu ne subit comme mouvements que ceux dus à la grande compressibilité du remblai. La figure 11 schématise la simultanéité des deux phénomènes : grandes pressions à l'aval en ferme. Les points A et B du toit sont après passage de la taille attirés dans le vide du remblai, tandis que le point C partagé entre les deux influences contradictoires locale et générale, monte ou descend très peu.

De légères différences dans la manière dont sont posés soutènement et remblais en faisant changer le sens de rotation d'ensemble peuvent être à l'origine de couples ou de forces parallèles à la galerie déformant les cadres en dehors de leurs plans.

On conçoit encore le rôle que peut jouer une voie de fond remblayée à la mézière aval en soustrayant le soutènement de la galerie à l'action de la voûte de pressions de la taille et en rétablissant entre les deux parements une certaine symétrie.

TABLEAU V.
DEFORMATIONS DES SECTIONS.

Station	Toit AB		Mur DC		Parement aval AD		Parement amont BC		Observations	
	(1)	(2)	(1)	(2)	(1)	(2)	(1)	(2)		
Voie n° 1	I	0	0	0	0	0	0	2		
	III	+ 1	- 9	+ 2	- 5	0	0	0	0	
	IV	+ 2	0	+ 2	0	0	0	0	+ 1	
Voie n° 2	I	0	0	0	0	0	0	0	Aval déhouillé Aval déhouillé Descenderie attaquée	
	II	+ 2	+ 2	- 5	- 1	- 2	- 2	0		0
	III	+ 5	+ 5	+ 2	+ 1	0	0	0		0
Voie n° 5	I	- 5	- 5	0	0	0	0	0	0	
	II	- 1	- 5	0	- 5	0	0	0	0	
	III	- 5	- 5	+ 1	- 5	0	- 8	0	0	
	IV	- 1	- 5	0	0	- 5	- 6	0	0	
Voie n° 4	II	-	+ 5	-	+ 6	-	0	-	- 1	En cran
	III	- 4	+ 2	- 8	- 5	0	0	- 10	- 5	
	IV	+ 5	+ 5	- 5	- 5	0	+ 1	- 6	- 5	Coup de charge
	V	0	- 1	- 1	0	0	+ 5	0	0	

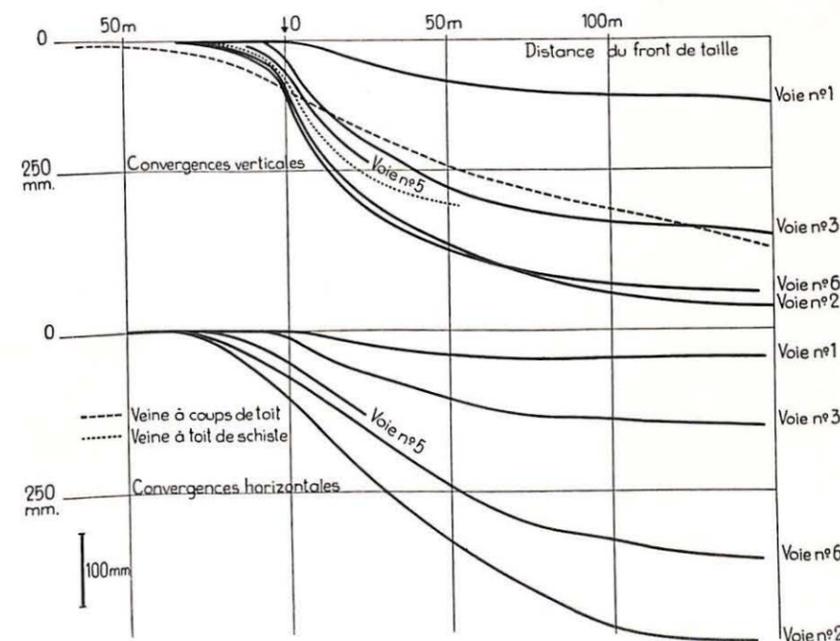


Fig. 10. — Convergences verticales et horizontales dans les voies étudiées, comparées aux courbes données par Hoffmann (en pointillé).

CONCLUSIONS

La campagne de mesures que nous avons entreprise n'apprend rien de nouveau sur la tenue des terrains; elle a toutefois permis de confirmer des faits connus, précisé dans certains cas l'importance des phénomènes et situé la qualité des terrains houillers par rapport à ceux qu'il est convenable d'imaginer.

L'onde de pression précédant le front de taille n'est pas à redouter dans nos terrains; ses effets sont beaucoup moins importants que ceux qui accompagnent le passage d'une taille chassante.

Le graphique fig. 10 résume les observations faites sur les mouvements verticaux et horizontaux des voies en fonction de la distance au front. Il apparaît bien que plus un toit est raide ou plus un front avance vite, plus grande est la zone qui s'étend entre onde de charge et culée de pression. Sur le graphique nous avons encore porté les courbes d'affaissement obtenues par Hoffmann dans le cas d'une veine sujette à coups de toit et dans le cas d'une veine à toit de schistes; de la comparaison de ces courbes avec les nôtres il résulte que les terrains étudiés, même les plus raides, sont encore loin de posséder la raideur qu'on peut parfois rencontrer: une exploitation par foudroyage dans les tailles de ces veines aurait été partout possible.

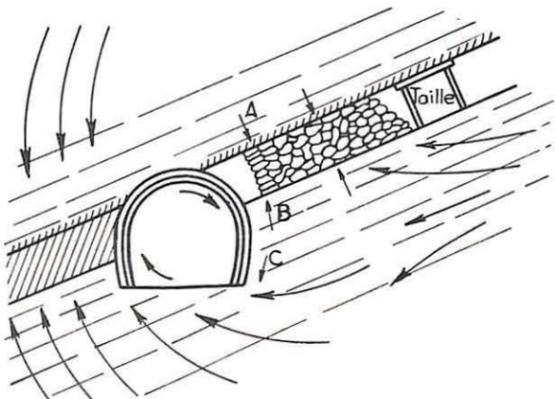


Fig. 11. — Mouvements des terrains autour de la voie.

L'allure des courbes de convergence pourrait conduire à une définition un peu précise de la « raideur » des épontes; il serait encore plus intéressant de pouvoir déduire la définition de la coupe des terrains. La comparaison des coupes et des courbes ne permet malheureusement pas de franchir ce pas; on a seulement l'impression que la raideur est liée à l'épaisseur maximum de bancs rencontrés 30 m au-dessus de la veine. Si l'uniformité pratique que tend à introduire la généralisation des cadres métal-

liques ne nous a pas empêché d'observer des différences dans le comportement des voies, il n'en reste pas moins qu'on se heurte finalement à l'impuissance où l'on se trouve à définir la nature des terrains.

Dans toutes les voies étudiées, d'une section approximative de 7 m², les mouvements sont restés faibles; pendant onze mois les mézières ne se sont pas comprimées de plus de 50 cm, tandis qu'elles se rapprochaient horizontalement de moins de 50 cm. Dans tous les cas où un élargissement de la section a été nécessaire, il faut en rendre responsable le mur. La faible importance des mouvements du toit et des parements existe, qu'il y ait des cadres ou qu'il n'y en ait pas; ce soutènement par cadres est conçu pour résister à des poussées massives au toit et aux parements qui en fait n'existent pas, alors que les murs responsables des rauchages ne sont pas traités; on aurait intérêt à s'orienter au contraire vers la recherche d'un moyen puissant pour traiter le mur, alors qu'il suffirait pour trois autres côtés des galeries d'une protection contre les chutes de pierres.

De la comparaison des convergences verticales et horizontales il n'est guère possible de tirer des coefficients de Poisson; d'une façon générale les mouvements horizontaux se font à une vitesse égale environ à la moitié des vitesses verticales.

On notera aussi que le mur simplement boulonné de la voie n° 6 a donné des mouvements horizontaux plus faibles que celui de la voie n° 2 cadrée.

Les terrains houillers se comportent comme des massifs semi-pulvérulents dont la cohésion n'est pas nulle; les sols de végétation que sont les murs des couches sont plus pulvérulents que cohérents; nous avons pu en observer des exemples. Les toits par contre sont plus cohérents puisqu'il suffit assez souvent de quelques boulons d'ancrage pour leur donner une fermeté satisfaisante. Les épontes d'une voie ne sont jamais en repos et les frottements internes sont suffisants pour que le passage d'un régime à l'autre demande plusieurs mois; la distinction entre phénomènes dynamiques et phénomènes statiques est essentielle et il paraît difficile de pousser plus loin une théorie des pressions de terrains sans faire appel au facteur temps.

Sur le plan pratique, la nécessité se fait sentir de traiter chaque voie comme un cas particulier, si l'on veut abaisser le prix de revient sans sacrifier la sécurité. La méthode décrite ci-dessus donne une réponse à ce problème, puisqu'elle est assez simple pour pouvoir s'appliquer à toutes les voies d'une fosse et préciser, sous une forme transmissible d'un ingénieur à l'autre, le comportement propre des stampes encaissant chaque veine.

Discussion

MOUVEMENTS DE TERRAINS

M. BRISON

M. Brison insiste sur la nécessité d'établir une distinction entre la convergence des épontes —

ou des mézières — et la pression du terrain: la première n'est que l'effet de la seconde. La convergence (effet) peut se manifester avec un retard sen-

sible sur la cause (« onde » de pression) par suite du phénomène de retard à la déformation des roches et du temps nécessaire à la transmission des déplacements dans la zone fracturée et détendue qui entoure une galerie.

M. Brison se demande d'autre part si le temps attribué par M. Audibert à la mise en régime de la propagation de l'« onde », après la remise en activité d'une taille, ne coïncide pas avec la durée de franchissement des terrains affectés par l'exploitation antérieure du même front. De nombreux auteurs signalent, en effet, que la zone de fortes pressions (« onde de pression ») continue à progresser après l'arrêt d'une taille pour se stabiliser finalement à une quarantaine de mètres en avant du front.

M. AUDIBERT

M. Audibert répond que, dans l'exemple qu'il a décrit, la taille est restée arrêtée pendant 7 1/2 mois. Il précise que son étude ne doit pas être considérée

comme une contribution à la théorie des pressions de terrains, mais plutôt comme la recherche d'un procédé empirique permettant de répertorier le comportement des voies d'exploitation dans chaque couche et d'en déduire des données pratiques sur la durée probable de conservation de ces voies. Il est bien d'accord avec le rappel de définitions fait par M. Brison.

M. LABASSE

En ce qui concerne les mouvements de terrains autour et devant la taille, les élèves de Monsieur le Professeur Labasse ont eu l'occasion, dans une galerie creusée en avant d'une taille, d'observer, par rapport à une conduite d'air comprimé pratiquement immobile, le mouvement de repères fixés au toit. On a pu constater un déplacement vers le vide dans les 15 mètres proches du front de taille, mais les observations n'ont permis aucune conclusion quant aux mouvements des points situés en dehors de cette zone.

Campagnes de mesures effectuées en Lorraine

par L. CHAINEAUX,

Ingénieur au Cerchar,

Secrétaire à la Commission d'Etudes des Pressions de Terrains.

SAMENVATTING

Talrijke metingen werden in twee Lotharingische pijlers met Wöhlbier dynamometers uitgevoerd. Gezien het groot aantal en de spreiding van de meetresultaten moeten deze langs de statistische methode uitgewerkt worden. Deze werkwijze heeft het reeds mogelijk gemaakt enkele vaststellingen naar voor te brengen, alhoewel al de resultaten nog niet onderzocht werden.

De totale belasting op een rij stempels loodrecht op het pijlerfront stijgt evenredig met het aantal openstaande panden. In verband hiermee is een pand waar de kolen ondergesneden werden gelijkwaardig met de helft van een volledig ontkoolde pand. Men heeft er belang bij de openstaande breedte van de pijler tot een minimum te beperken.

Men stelt grotere belastingen op de stempels in de nabijheid van de steendammen vast dan tegenover het breukveld.

Het lastdiagram hangt af van de rol die door iedere stempel in het geheel van de ondersteuningsbouw vervuld wordt. Indien de ondersteuning uit verschillende groepen stempels bestaat die volgens verschillende cyclussen geplaatst en geroofd worden, dan werken die afzonderlijke groepen volgens verschillende karakteristieke curven. Hierdoor ontstaat een ongelijkmatige verdeling van de belasting en een overbelasting van sommige stempels.

Het aantal « sprongen » of « slagen » van de stempels schijnt van de snelheid van de lastopneming afhankelijk te zijn : de slagen zijn des te talrijker naargelang de belasting sneller stijgt.

RESUME

Des mesures nombreuses ont été effectuées dans deux tailles de Lorraine avec des dynamomètres Wöhlbier. Vu le grand nombre des résultats et leur dispersion, la méthode statistique seule permet de les interpréter correctement. Ce mode de travail a permis de mettre déjà quelques résultats en évidence, quoique le dépouillement ne soit pas achevé.

La charge totale sur une file d'étauçons perpendiculaire au front de taille croît proportionnellement au nombre d'allées ouvertes. A ce point de vue, une allée havée est équivalente à une demi allée ouverte. On a intérêt à réduire la largeur ouverte de la taille.

On constate des charges plus élevées sur les étauçons voisins des épis de remblai que sur ceux qui se trouvent en face du foudroyage.

Le diagramme de mise en charge dépend du rôle joué par chaque étauçon dans l'ensemble de l'architecture du soutènement. Si celui-ci comporte plusieurs séries d'étauçons utilisés suivant des cycles différents, ces diverses séries travailleront suivant des caractéristiques différentes. Il en résulte une répartition inégale des charges et une fatigue supplémentaire de certains étauçons.

La fréquence du bondissement des étauçons semble influencée par la vitesse de la mise en charge : les « sauts » sont d'autant plus nombreux que la charge est appliquée plus rapidement.

Des observations, des expériences diverses et des campagnes de mesures, concernant le soutènement et les terrains, ont été entreprises dans des bassins français au cours de l'année 1952, dont certaines sous l'égide du Cerchar et de la Commission d'Etude des Pressions de Terrains. Quelques-uns de ces travaux présentent une ampleur beaucoup plus considérable que tous ceux qui avaient été effectués en France auparavant dans cet ordre d'idées : parmi eux se situent les campagnes de mesures que

le Bassin de Lorraine a entreprises dans plusieurs de ses sièges et qui ont été animées par M. Schwartz, Professeur d'Exploitation à l'École des Mines de Nancy, avec la collaboration de quelques ingénieurs de ce Bassin. L'examen des observations auxquelles elles ont donné lieu est très long et n'est pas actuellement terminé, de sorte que les résultats qu'il sera possible d'en tirer ne sont pas encore tous mis en évidence. Les auteurs se chargeront de les publier. En attendant, voici brièvement exposées

les premières constatations que l'on peut considérer comme acquises à ce jour.

I. — GRANDEURS MESUREES

Elles comprennent :

— la tension des étauçons, en fonction du temps, à l'aide d'une quarantaine de dynamomètres Wöhlbier-Ambatiello. La précision des lectures, faible jusqu'à 10 kg/cm² (soit 2,5 tonnes, 1 tonne correspondant à 3,6 kg/cm²) s'opposait à la mesure de la charge de pose, ce qui constituait une assez grave lacune. On pourra reprocher à ces appareils de ne pas présenter au sol la même surface portante que les étauçons eux-mêmes, mais tous les étauçons observés étaient traités sous cet aspect de la même façon.

— le coulisement des étauçons à l'aide de repères et d'une règle (précision 1 mm).

— avec moins de continuité, la convergence des épontes et leur déplacement latéral relatif (méthode de la planchette).

Disons tout de suite que, dans tous les cas, on a observé une dispersion considérable des résultats relatifs à des grandeurs et des circonstances analogues, et que l'interprétation statistique des résultats s'est révélée tout de suite comme la seule praticable. Dans l'ensemble, les courbes de fréquence se sont présentées comme des courbes de Gauss, et une série de mesures était caractérisée par sa valeur moyenne et par son écart type :

Voici deux exemples de dispersion :

1) La charge d'un étauçon étant représentée en fonction du temps depuis sa pose jusqu'au foudroyage, on définit la charge normale comme la moyenne de la charge pendant cette période. Si l'on considère alors le même jour 6 étauçons appartenant à une même série, on observe les charges normales, en tonnes :

15 22 36 30 37 22
moyenne : 26 tonnes écart-type : 9,3 tonnes.

Si ce relevé est effectué sept jours de suite, on obtient :

Moyenne	Ecart-type	Rapport écart-type/moyenne
26 tonnes	9,3 tonnes	0,36
20 »	5,5 »	0,27
19 »	2,6 »	0,14
19 »	7 »	0,37
17 »	7,3 »	0,45
19,8 »	2,3 »	0,12
21,4 »	7,5 »	0,35

2) Si l'on observe les charges d'une série d'étauçons analogues en fonction de leur coulisement, on trouve :

Coulisements en millimètres	Charges moyennes correspondantes en tonnes	Ecart-types en tonnes
5	9,5	6,5
30	21	10
50	28	12
75	32	11

Malgré cette dispersion, le calcul a pu faire apparaître :

— des relations entre des valeurs moyennes et certaines données simples : exemple, charge totale sur une ligne d'étauçons perpendiculaire au front et nombre total d'allées ouvertes;

— des différences significatives entre la valeur moyenne d'une même grandeur relative à des séries différentes d'étauçons (on appelle série l'ensemble des étauçons s'insérant de la même façon dans le cycle d'une taille) : exemple, charges moyennes manifestées pour un coulisement donné par des étauçons de séries différentes;

— des corrélations entre différents paramètres relatifs aux étauçons d'une même série : exemple, nombre de bonds et vitesse de montée en charge au début de la pose.

II. — CHANTIERS EXPERIMENTAUX

Les résultats mentionnés ici sont principalement relatifs à une taille (a) en veine Henri, à La Houve II, et à une taille (b) en veine E, champ médian, étage 270, Puits Barrois, à La Houve I.

a) Cette taille a été observée au cours de l'emploi de deux méthodes.

a-1) Abattage successif de deux allées par jour — havage une seule fois par jour, sur deux allées; il y a toujours une allée havée d'avance — foudroyage une seule fois par jour. La période est donc de 24 heures et il y a deux séries d'étauçons qui ne s'insèrent pas de la même façon dans le cycle.

a-2) Abattage successif de deux allées par jour — havage comme a-1) — foudroyage deux fois par jour. La période demeure 24 heures à cause du havage qui ne change pas. Il y a encore deux séries d'étauçons, mais la largeur maximum ouverte est modifiée.

b) Abattage successif de quatre allées successives par jour — havage deux fois par jour sur deux allées — foudroyage quatre fois par jour — construction d'épis de remblai deux fois par jour. A cause de la situation respective de ces phases, la

période est en réalité de 24 h et le soutènement comprend quatre séries d'étauçons.

De ces descriptions, il est essentiel de retenir que

— la taille de La Houve II a été observée au cours de deux organisations différentes, donnant lieu à des largeurs maximums ouvertes différentes;

— dans tous les cas, plusieurs séries d'étauçons, au sens défini plus haut, étaient mis en place au cours d'une période de la taille.

III. — CHARGE OU TENSION DES ETANÇONS

Les données fournies par ces mesures ont été utilisées pour trois ordres d'études.

1) Etude du soutènement lui-même.

a) Définition de quelques paramètres :

a-1) les sauts : on appelle ainsi tout repli rapide de l'étauçon au cours duquel se produit une perte de la charge appréciable avec les dynamomètres dont on disposait, c'est-à-dire supérieure ou égale à 3 tonnes.

Un saut est caractérisé par le rapport de la perte de la charge à laquelle il donne lieu, à la charge avant la perte. Les sauts sont comptés pour chaque service de l'étauçon.

a-2) la charge maximum, la charge finale et leur rapport.

a-3) la charge normale : c'est la charge moyenne dans le temps déduite de la courbe charge-temps.

a-4) enfin, la courbe caractéristique charge-coulissement.

Rappelons que, par définition, la charge qui correspond à un coulissement y mm est celle qui provoque un coulissement au-delà de y mm. La courbe caractéristique a été tracée en prenant la courbe des mesures et en établissant des tableaux fournissant l'écart-type de la charge en fonction du coulissement.

b) Résultats :

b-1) on a constaté qu'il y avait corrélation entre le nombre de sauts et la vitesse de montée en charge aussitôt après la pose de l'étauçon, et que ces deux grandeurs variaient dans le même sens : la régularité de l'étauçon dépend donc des circonstances de sa mise en charge.

b-2) la charge normale et la charge maximum ont été trouvées en corrélation dans toutes les séries.

b-3) les observations les plus importantes sont toutefois celles qui concernent les courbes caractéristiques.

Malgré la dispersion considérable observée, on peut affirmer qu'elles sont très nettement différenciées pour les différentes séries, c'est-à-dire pour des modes de mise en charge différents. Ainsi, il semble que l'on parle à tort de la caractéristique d'un étauçon, même pour un individu, car sa conformation, l'état de ses surfaces, et les circonstances de sa pose, ne sont pas seuls à intervenir, et l'allure de cette courbe paraît nettement subordonnée à la façon dont le toit agit sur l'étauçon. Si la charge n'augmente pas, ou peu, ou très lentement, l'étauçon risque de coulisser à charge constante; si la charge augmente beaucoup ou brusquement, l'étauçon finit par se resserrer et par acquiescer une rigidité.

En conséquence, le fait pour une taille de comporter plusieurs séries d'étauçons ne s'insérant pas de la même façon dans le cycle, est équivalent au fait de comporter des séries dont les courbes charge-affaissement sont différentes.

2) Charge totale supportée par le soutènement en fonction de la méthode d'exploitation.

L'évolution en fonction du temps des pressions relevées au cours du déroulement du cycle d'une taille, a révélé qu'on pouvait distinguer approximativement des phases de transformation et des phases d'équilibre. Pendant plusieurs jours, et pour les différentes phases d'équilibre, on a pu déterminer à La Houve II la charge totale moyenne N sur une rangée d'étauçons perpendiculaire au front. Il était intéressant de rechercher s'il existait une relation entre la charge moyenne et la largeur ouverte. Une difficulté se présentait du fait que la largeur ouverte comprenait a allées complètement découvertes et b allées havées et non encore défilées, qui ne jouent pas vis-à-vis du toit le même rôle que les allées découvertes. On a alors imaginé qu'il existait entre N , a et b , la relation :

$$N = N_0 (a + bh)$$

où N_0 est une constante et où h est un coefficient inférieur à 1 qui représente le rapport de l'influence d'une allée havée à celui d'une allée découverte.

Ainsi, dans la première méthode de La Houve II, les coefficients à considérer au cours des différentes phases étaient :

$$2 + h \quad 2 + 3h \quad 3 + 2h \quad 4 + h$$

et les moyennes trouvées pour N sont :

$$\begin{array}{l} 30 \text{ tonnes pour } 2 + h, \\ 49 \text{ tonnes pour } 3 + 2h, \\ 56 \text{ tonnes pour } 4 + h. \end{array}$$

Pour la taille observée, le calcul conduit à adopter 0,5 comme valeur de h , et en fait si dans la relation :

$$N = N_0 (a + 0,5 b)$$

on donne à N les valeurs moyennes relevées, on trouve $N_0 = 12 \pm 0,55$ tonnes.

Un changement d'organisation de la taille, donnant lieu aux ouvertures $2 + h$, $3 + 2h$ et $3 + h$ au cours des phases d'équilibre, devait donner l'occasion de vérifier l'exactitude de la loi et de la valeur adoptée pour h .

Le gain sur la charge totale moyenne pendant la phase la plus défavorable est donc :

$$\frac{(4 + h) - (3 + 2h)}{4 + h} = \frac{4,5 - 4}{4,5} = 11 \%$$

En fait, si la charge totale au cours de la phase la plus ouverte est moins élevée pour la deuxième

méthode que pour la première, elle pèse sur un nombre plus faible de lignes d'étauçons et, en moyenne, la charge par ligne s'y trouve un peu plus élevée. Cependant, comme on le mentionnera au 3) -a), la répartition des charges entre les lignes est très inégale, et d'autant plus que la largeur ouverte est plus grande : ce qui vient d'être dit n'est donc pas en contradiction avec l'observation que la charge maximum moyenne est significativement moins élevée pendant l'application de la deuxième méthode (34 tonnes), que pendant l'application de la première (40 tonnes). L'examen des courbes de fréquence de ces charges maxima montre d'ailleurs qu'à un décalage de 6 t pour la moyenne correspond une réduction très sensible du % d'étauçons dont la charge maximum dépasse un taux donné, et que pour 60 tonnes par exemple, cette proportion tombe de 24 % pour la première méthode à 10 % pour la seconde.

Ainsi, le changement de méthode a amené :

- la réduction du nombre d'étauçons et de rallonges en service dans la taille,
- la réduction de la charge totale sur le soutènement pendant la phase la plus ouverte,
- la réduction de la valeur moyenne de la charge maximum,
- la réduction très sensible du nombre de charges maxima dépassant des taux élevés, et par suite :
- un accroissement de la sécurité et une réduction consécutive du nombre de foudroyeurs,
- une moindre usure du matériel.

Jusqu'à présent, on n'a considéré que la charge totale pendant une phase d'équilibre de durée normale.

En d'autres circonstances, on a observé que le temps influait très nettement sur cette charge totale et que celle-ci croissait d'autant plus rapidement que le nombre d'allées ouvertes était plus élevé (la vitesse de croissance pour quatre allées est plus du triple de celle pour trois allées). Enfin, il est apparu que l'accroissement des charges qui intervenait dans ces conditions affectait presque uniquement la ligne la plus anciennement posée.

3) Etude de la charge sur les différents étauçons.

Il y a lieu de considérer les étauçons sous trois aspects :

a) en regard de la situation qu'ils occupent entre le front et le foudroyage au cours d'une phase d'équilibre. En première approximation, la répartition des charges entre les lignes parallèles au front, pendant une phase donnée, présente la même allure, que la taille comprenne plusieurs séries d'étauçons ou qu'elle n'en comprenne qu'une. (Rappelons encore une fois que nous entendons par série un ensemble d'étauçons jouant le même rôle dans le cycle).

Ce sont les résultats acquis à La Houve II, concernant cette répartition entre lignes, qui ont mis en évidence ce qu'on vient d'évoquer, à savoir la réduction sensible de la proportion d'étauçons dont la charge maximum dépasse un certain taux, quand on réduit le nombre d'allées ouvertes.

b) comme occupant des situations différentes dans une même ligne si, comme c'était le cas à La Houve I, la taille comporte des épis de remblai. On a observé que ceux-ci, en retardant le foudroyage, maintiennent plus large l'ouverture de la taille, et il en résulte que la charge normale des étauçons en face des épis est en moyenne de 30 % plus élevée que celle des étauçons entre épis — et que les charges maxima des étauçons en face des épis sont de 25 % plus élevées que celles des étauçons entre épis.

c) comme appartenant à des séries différentes : on examine alors les charges normales des étauçons de chaque série, depuis leur pose jusqu'à leur dépose. On a en fait trouvé des différences sensibles entre les charges normales des séries I et II de la taille de La Houve II (25 tonnes contre 20). Comme la charge totale sur une rangée perpendiculaire au front paraît ne dépendre que de la largeur ouverte, cette dissymétrie, ajoutée au fait que les caractéristiques sont rendues différentes par les rôles différents des étauçons dans le cycle, entraîne pour une des séries une fatigue plus élevée qu'elle ne le serait s'il y avait symétrie.

IV. — COULISSEMENT DES ETANÇONS ET CONVERGENCE DES EPONTES

En ce qui concerne ces grandeurs, voici ce qu'on a observé. Elles diffèrent entre elles parce que :

- les bois qui surmontent souvent le soutènement s'écrasent,
- l'étauçon s'enfonce dans les épontes, par suite des déformations élastiques et pseudo-plastiques de celles-ci,
- la convergence commence à se manifester avant la pose des étauçons (pré-convergence).

Ainsi, la convergence totale est de l'ordre du double du coulissement.

D'autre part, les séries d'étauçons présentent des coulissements moyens nettement différenciés, comme elles présentaient des charges moyennes différenciées.

Enfin, le coulissement est très irrégulier dans le temps et se montre particulièrement important après le havage et le foudroyage.

V. — DEPLACEMENTS HORIZONTAUX RELATIFS DU TOIT ET DU MUR

Il se produit un mouvement général du toit vers l'amont qui correspond à un déplacement du toit parallèlement à lui-même et un mouvement du toit vers le front.

IV. — CONCLUSIONS

— Les mesures effectuées ont révélé une dispersion importante pour toutes les grandeurs mesurées. Toutefois, les courbes de fréquence ont l'allure de courbes de Gauss.

— La courbe charge-affaissement d'un étauçon paraît dépendre du mode de mise en charge, un étauçon rapidement chargé se montrant plus rigide qu'un étauçon chargé plus lentement. De même, le nombre de sauts dont un étauçon est l'objet

dépend de la vitesse de mise en charge après la pose.

Il y a une relation entre le nombre des allées ouvertes et havées, et la charge sur une ligne d'étauçons perpendiculaire au front. Cette relation a été vérifiée au cours de l'application de deux méthodes différentes dans une même taille.

— La réduction du nombre d'allées ouvertes diminue évidemment le nombre total des étauçons en service dans une taille. Ce qui est très important, c'est qu'elle diminue sensiblement la fatigue des étauçons en service.

— Toute dissymétrie entre les lignes d'étauçons introduit une fatigue supplémentaire du matériel.

Discussion

CARACTERISTIQUES DES ETANÇONS - BONDISSEMENT

M. CHAINEAUX

M. Chaineaux signale qu'il résulte des observations faites en Lorraine que la caractéristique des étauçons en service au fond dépend de leur place dans l'architecture du soutènement. Il en déduit que cette caractéristique charge-affaissement dépend de la courbe chargement-temps définissant le mode d'application de la charge, et demande si ce phénomène a été étudié systématiquement en laboratoire.

M. VELZEBOER

a) Contrairement aux observations effectuées en nombre important dans le bassin de Lorraine, on n'a jamais constaté dans les charbonnages néerlandais le moindre rapport entre la vitesse du *coulissement* et le nombre de « sauts » de l'étauçon.

On a par contre constaté que le nombre de sauts dépend de la qualité du toit.

On a aussi constaté que le « bondissement » ne se produit que dans les tailles foudroyées, à l'exclusion des tailles remblayées.

Il est probable qu'intervient ici l'énergie qui est brusquement libérée par la rupture des bancs de roche.

En effet, les essais de laboratoire ont mis en évidence que le bondissement des étauçons se produit beaucoup plus facilement si on les place sur une presse légère, relativement élastique (par exemple 60 tonnes) que si on les sollicite sur une presse plus puissante, beaucoup plus rigide (par exemple 500 tonnes).

Si, par contre, il est permis d'interpréter les observations citées par M. Chaineaux dans le sens d'une relation entre le nombre de sauts des étauçons et la vitesse d'avancement du front de taille, il est possible d'appliquer à ce phénomène la théorie « énergétique » qui résulte des essais de laboratoire effectués aux Pays-Bas et en Allemagne (GHH) de la manière suivante :

Nous savons que la pente de la « surface enveloppe » dépend fortement de la vitesse d'avancement du front de taille. Pour les grandes vitesses d'avancement, la surface enveloppe s'aplatit et l'épaisseur des roches désolidarisées du massif ferme, au-dessus et en dessous de la taille, diminue. Ceci influence dans une mesure importante l'énergie qui peut être libérée lors des « sauts » d'étauçons.

Ainsi, une modification quelconque du rythme de l'abatage modifiera la pente de la surface enveloppe, ainsi que la quantité de roche ébranlée au-dessus et en dessous de l'étauçon et, par voie de conséquence, l'énergie libérée lors d'un saut éventuel de l'étauçon.

b) Dire que la charge sur les étauçons varie en fonction du temps depuis lequel ils sont placés est une façon fort subjective de voir les choses, car ce n'est pas la charge des étauçons qui conditionne l'ensemble des phénomènes, mais le mouvement général des roches du toit. C'est de ce dernier et de la caractéristique de l'étauçon que résulte la charge, avec de nombreuses irrégularités qui viennent se superposer aux phénomènes principaux.

Une différence éventuelle entre les charges exercées sur des étauçons après des temps de placement variables doit donc résulter des vitesses de déhouillement, des constantes physiques des roches des épontes et de la caractéristique des étauçons.

M. JACOBI

M. Jacobi a fait des constatations analogues en Allemagne, au laboratoire de la GHH. Le bondissement est affecté en particulier par l'élasticité de la presse et des points d'appui de l'étauçon. Ceci apparaît nettement quand on charge l'étauçon par l'intermédiaire d'un ressort ou d'une bête travaillant à la flexion.

M. FORST

M. Forst traduit de l'allemand l'intervention de M. Jacobi et rappelle que les trois facteurs intervenant dans le bondissement de l'étauçon sont les coefficients de frottement au repos et en mouvement et l'énergie élastique emmagasinée dans les pièces sollicitées.

M. LABASSE

M. Labasse insiste sur le fait que les courbes de mise en charge des étauçons n'ont aucun sens si on n'y joint toute une série de renseignements complémentaires que l'on néglige trop souvent : type d'étauçon, architecture du soutènement, nature des épontes et des bancs encaissants (sur plusieurs dizaines de mètres), mode d'exploitation, anciens travaux voisins, morts-terrains, etc.

Un problème important est celui de la granulométrie des matériaux de foudroyage, qui dépend des cassures introduites dans le toit au-dessus et devant la taille, et donc aussi des caractéristiques du soutènement. L'effet d'un étauçon sur la granulométrie des éboulis est donc un facteur non négligeable dans l'appréciation de la valeur économique de cet étauçon.

COUPS DE TOIT

M. WARZEE

M. Warzée demande si des observations ont pu être faites lors d'une mise en charge brusque du soutènement, provoquée par une rupture du haut toit.

Il a souvent observé, à ce moment, la mise hors service simultanée d'un grand nombre d'étauçons. Le comportement du soutènement dans ces cas constitue, à ses yeux, le facteur d'appréciation le plus important.

M. CHAINEAUX

M. Chaineaux répond qu'on n'observe pas de de charge dans les tailles qui ont été étudiées en Lorraine, à cause de la nature de leur toit.

M. BRISON

M. Brison signale que, dans la couche étudiée à Tertre — haut toit gréseux — des coups de charge se produisaient souvent avec les soutènements en bois utilisés antérieurement. L'introduction du soutènement rigide a rendu ce phénomène beaucoup plus rare.

M. DUPONT

M. Dupont, qui a exploité la même couche aux Charbonnages du Levant et des Produits du Flénu, confirme qu'avec un soutènement peu rigide on a des coups de toit périodiques et qu'un soutènement plus rigide a pu améliorer sensiblement la situation.

L'importance industrielle et économique de la pétrologie de la houille

Prof. Dr. E. STACH,
Amt für Bodenforschung, Krefeld.

SAMENVATTING

De petrografische studie der kolen ontwikkelt zich gestadig sinds een twintigtal jaren en draagt bij tot de valorisatie der brandstoffen.

Er worden hoofdzakelijk twee onderzoeks- en ontledings- methoden gebruikt : 1) de methode der dunne lamellen, voornamelijk gebruikt in Amerika en toepasselijk op de weinig geëvolueerde kolen en lignieten; 2) de methode der gepolijste vlakken, vooral toegepast in Europa, en bruikbaar voor de volledige gamma der kolen. Deze laatste methode is uiterst nauwkeurig, dank zij het gebruik van immersie-objectieven.

De vier grote petrografische hoofdbestanddelen, vitrein, clarein, durein, fusein, vertonen zeer verschillende fysische, chemische en technische eigenschappen. Daaruit volgt dat de kwantitatieve petrografische analyse der kolen zeer belangrijk is op industrieel gebied, namelijk voor wat betreft de verkooksing. Twee recente petrografische voorbereidingsinstallaties van het cokes-gruis (te Völklingen in de Saar en te Thionville in Frankrijk) geven zeer bevredigende resultaten.

Ten slotte zal de specifieke studie van de sporen en van de « sclérotinite », gepaard met de petrografische analyse van representatieve pilaren van de verschillende kolenlagen, een zeer nauwkeurige identificatie van de kolenlagen toelaten en de aansluiting der lagen vergemakkelijken.

RESUME

L'étude pétrographique des houilles se développe sans cesse depuis une vingtaine d'années et contribue à la valorisation des combustibles.

Deux méthodes d'examen et d'analyse microscopiques sont surtout utilisées : la méthode en lames minces, employée principalement en Amérique et applicable aux charbons peu évolués et aux lignites; la méthode en surfaces polies, employée surtout en Europe et applicable à toute la gamme des charbons. Cette dernière méthode est très précise grâce à l'emploi d'objectifs à immersion.

Les quatre grands constituants pétrographiques, vitrain, clarain, durain, fusain, ont des propriétés physiques, chimiques et techniques très différentes. C'est pourquoi l'analyse pétrographique quantitative des charbons est très importante au point de vue industriel, notamment en ce qui concerne la cokéfaction. Deux récentes installations de préparation pétrographique des fines à coke (à Völklingen en Sarre et à Thionville en France) donnent des résultats très satisfaisants.

Enfin, l'étude spécifique des spores et de la « sclérotinite », ajoutée à l'analyse pétrographique des piliers représentatifs des différentes couches du Houiller pourra permettre une identification et faciliter les raccordements de ces couches.

* * *

Il est à noter que le mémoire ci-après constitue la centième étude du Professeur Stach.

Nous publions ci-dessous le texte de la Conférence de Monsieur le Professeur Stach, organisée par Inichar à Liège, le 12 juin 1953.

Cette Conférence a été suivie d'un échange de vues animé auquel ont pris part Mademoiselle le Professeur Leclercq, Messieurs les Professeurs Fer-

rero (Mons), Gillet (Liège), Houberechts (Louvain) et divers assistants, montrant le vif intérêt que présente la pétrologie tant au point de vue scientifique qu'au point de vue pratique, notamment en ce qui concerne la carbonisation de la houille.

* * *

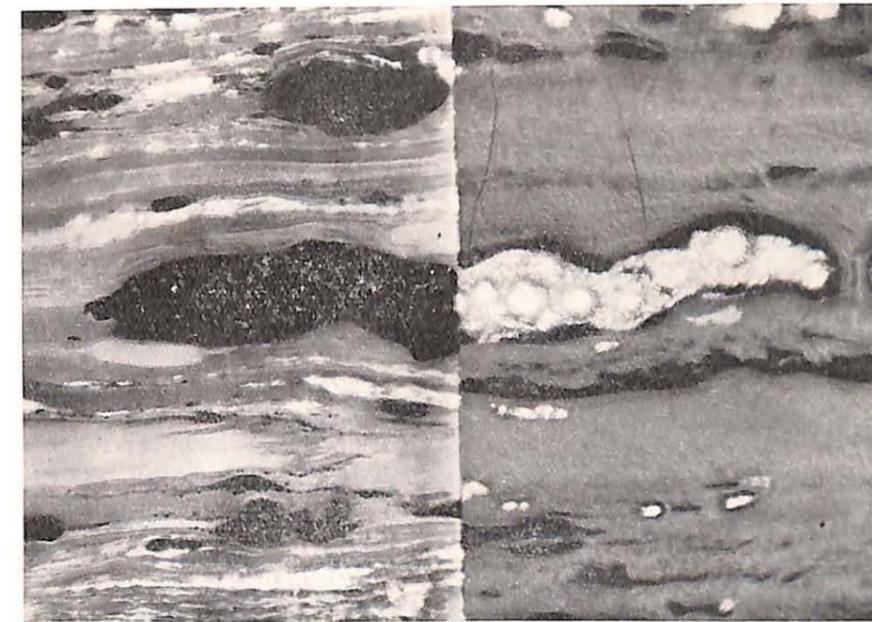


Figure 1. — Comparaison entre lame mince et surface polie d'un charbon. Veine dite « Grenzkohlenflöz » de la Sarre. A gauche, lame mince polie éclairée par transparence; à droite, par réflexion. Les grains de pyrite sont uniquement reconnaissables en surface polie. Lame mince polie, immersion en huile, 350 X (1696).

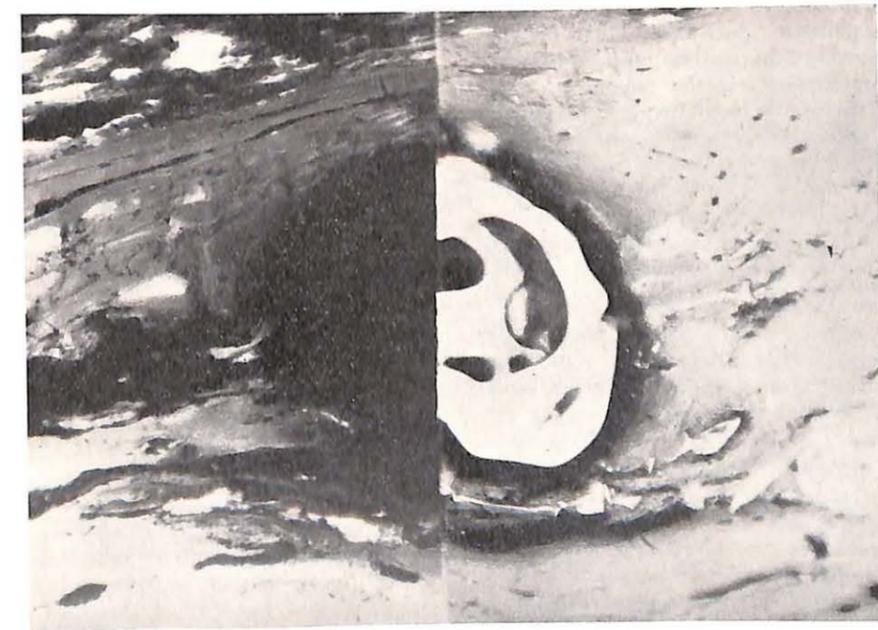


Figure 2. — Comparaison entre lame mince et surface polie d'un charbon. Veine dite « Grenzkohlenflöz » de la Sarre. A gauche, par transparence; à droite, par réflexion. Le « sclérotium » est uniquement reconnaissable en surface polie. Lame mince polie, immersion en huile, 350 X (1697).

Je voudrais, avant toute chose, remercier Monsieur le Directeur Venter pour son aimable invitation, car c'est un honneur pour moi de parler de la pétrographie de la houille devant ce cercle de spécialistes et de savants compétents.

Ici aussi, en Belgique, depuis près de 25 ans, on a réalisé des travaux dans le domaine de cette nouvelle branche de l'étude de la houille et je voudrais citer, en tout premier lieu, Monsieur le Professeur M. Legraye, dont les travaux sont bien connus à l'étranger. Il est donc possible que je vous entretienne de plus d'un sujet déjà bien connu ici. J'espère néanmoins pouvoir préciser quelques points particulièrement intéressants au cours de cet exposé. Les résultats d'une discipline scientifique déterminée dépendent, en grande partie, des méthodes qu'elle emploie. Vous savez tous que les roches peuvent, par exemple, être examinées avec succès, en lames minces. Par contre, les métaux et les minerais ne peuvent être étudiés de la sorte parce qu'ils ne peuvent pas être amincis. On les polit pour examiner la surface polie sous le microscope en lumière réfléchiée perpendiculaire. Dans le charbon aussi, on ne prépare des lames minces que très difficilement.

Depuis 1925, des surfaces polies ont été réalisées, dans la houille, par l'Anglais C.A. Seyler, et le Français A. Duparque a employé aussi ce procédé depuis 1925. Depuis 1927, nous l'employons aussi en Allemagne. Cette surface polie montre une grande finesse de détails, non seulement à l'examen à sec, mais surtout à l'examen sous immersion d'huile. Cette étude à l'immersion, je l'ai employée, pour la première fois en 1927 et, depuis lors, elle est utilisée couramment, en Allemagne, dans la pétrographie du charbon. Aux Etats-Unis, on examine aussi, aujourd'hui, le charbon en lames minces et quelques Américains espèrent même que les lames minces donneront de meilleurs résultats que les surfaces polies. En Allemagne, nous ne partageons généralement pas cette opinion. En 1951, nous avons publié un « Atlas de pétrographie appliquée de la houille » dans lequel nous espérons avoir prouvé que la surface polie est non seulement l'égale de la lame mince mais que, dans de nombreux cas, elle la surpasse.

On peut se rendre compte de cette supériorité dès qu'on emploie des surfaces polies. De plus, il se fait que l'on ne peut étudier généralement en lames minces que des houilles peu évoluées.

Les houilles qui ont moins de 50 % de matières volatiles, par conséquent, des houilles très importantes : les grasses, les demi-grasses et les maigres, ne peuvent pas être obtenues en lames minces car elles ne sont pas transparentes. Les Américains doivent, de la sorte, renoncer à l'étude microscopique des houilles qui sont précisément des houilles à coke et se limiter à l'examen des houilles peu évoluées.

Par contre, absolument tous les combustibles, depuis les lignites les plus jeunes jusqu'aux anthracites, peuvent être travaillés sans difficultés en surface polie et examinés au microscope en lumière verticale réfléchiée.

L'affirmation qu'une lame mince de houille montre toujours davantage qu'une surface polie peut être réfutée. Pour cela, il suffit de polir convenablement une lame mince et de l'examiner alternativement en lumière réfléchiée et en lumière transmise.

Par transparence, le vitrain apparaît rouge, les microspores jaunes d'or et le fusain noir. Par réflexion au contraire le vitrain et la masse des matières humiques apparaissent gris, les microspores sombres et le fusain blanc. Pour montrer clairement l'avantage que présente la surface polie sur la lame mince, j'ai réalisé des photos comparatives d'une même lame mince polie. Je vais montrer, dans les figures 1 et 2, des préparations qui sont éclairées successivement par transparence et par réflexion.

La figure 1 représente une vue comparative de lame mince polie.

A gauche, une lame mince éclairée par transparence, avec un microscope ordinaire à éclairage par transparence; à droite, la même lame mince polie, éclairée par réflexion, c'est-à-dire uniquement par le dessus. La lame mince montre des détails très fins. Mais, en un endroit, elle présente une bande complètement noire, non transparente. On ne peut déterminer si cette bande appartient, par exemple, au fusain ou au semi-fusain. Mais, si nous considérons le côté droit de la photo, alors, nous constatons que la surface polie révèle qu'il ne s'agit ni de fusain ni de semi-fusain, mais d'une bande de grains sphériques de pyrite. Comme ces grains de pyrite ont un relief accentué, on ne peut pas les mettre au point en même temps que la masse pour pouvoir montrer clairement les grains de pyrite. On constate donc que, dans ce cas, la lame mince ne permet pas d'identifier la pyrite. Il en va de même pour d'autres constituants.

La figure 2 montre encore une lame mince polie dans laquelle se trouve aussi une masse noire qui, avouons-le, n'est pas identifiable. Etant donné qu'il s'agit ici d'un corps sphérique, on pourrait penser qu'on se trouve, ici aussi, en présence de concrétions pyriteuses. Mais, comme le montre la surface polie, à droite, ici, ce n'est vraiment pas le cas. La figure de la surface polie décèle clairement qu'il faut voir ici ce qui est probablement un reste de champignon, un « sclérotium ». A la vérité, on voit même à ce sclérotium de nettes particularités qui apparaissent très clairement en relief.

Ces exemples, qui pourraient être multipliés à l'infini, démontrent quel avantage présente la surface polie par rapport à la lame mince. Je voudrais encore insister fortement sur le fait qu'il ne s'agit pas ici, de mauvaises lames minces, mais, au contraire, de bonnes; avec de mauvaises lames minces, il y aurait encore eu bien moins à voir.

Je voudrais présenter, maintenant, les principaux constituants pétrographiques de la houille tels qu'ils apparaissent en surface polie. Je tiens à préciser que toutes les photos ont été réalisées à l'immersion. Pour la plupart d'entre elles le grossissement est trois cent cinquante.

Le vitrain apparaît comme une masse homogène et à peu près sans structure; le durain montre des microspores gris-brun et de la micrinite blanche. Le fusain est du charbon de bois fossile; il est cas-

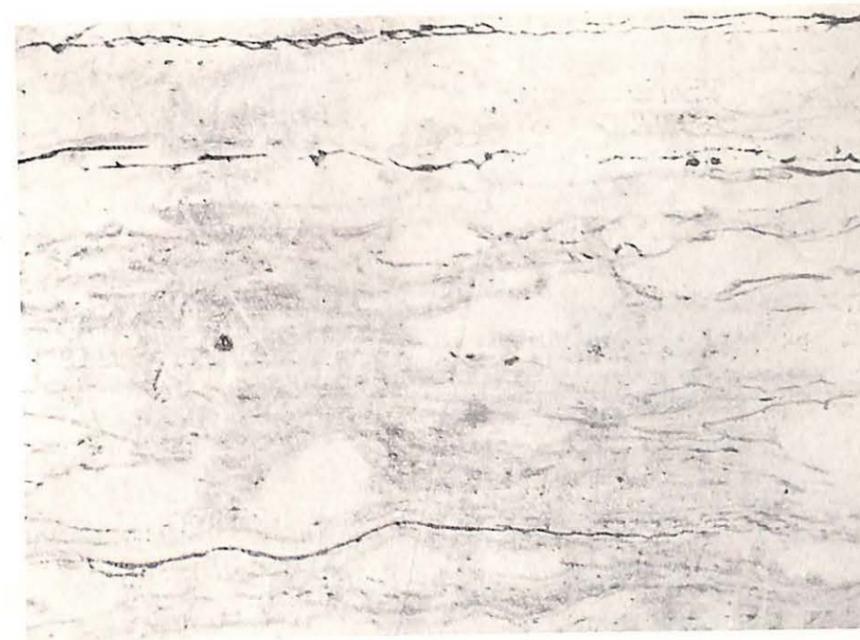


Figure 5. — Vitrain à structure (corps bitumineux inclus).
Veine Baldur, mine Brassert, surface polie, immersion en huile, 550 × (1654).

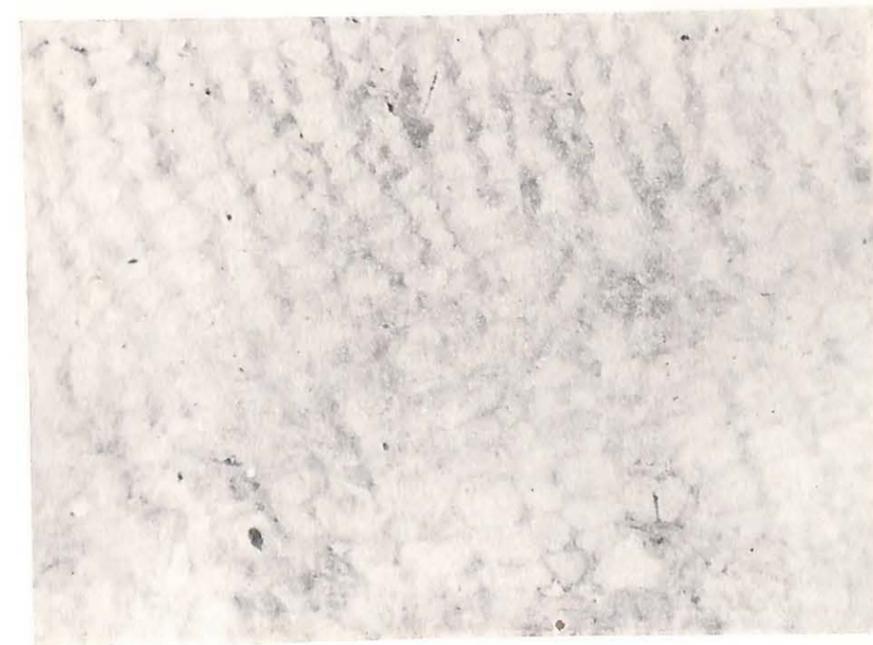


Figure 4. — Vitrain à structure de bois.
Veine Baldur, mine Brassert, surface polie, immersion en huile, 550 × (1598).

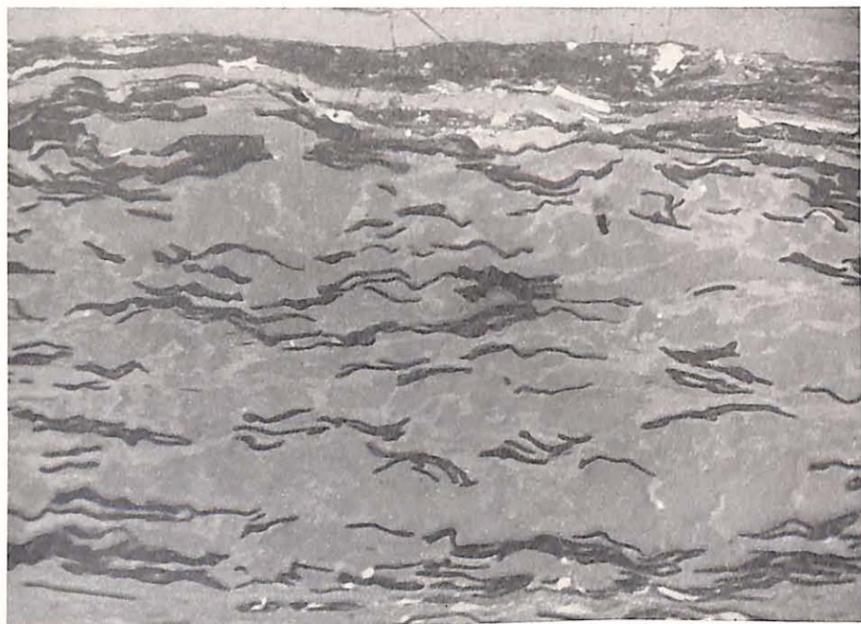


Figure 5. — Clairain de charbon sarrois. Uniquement exinite et vitrinite.
Surface polie, immersion en huile, 550 X (657).

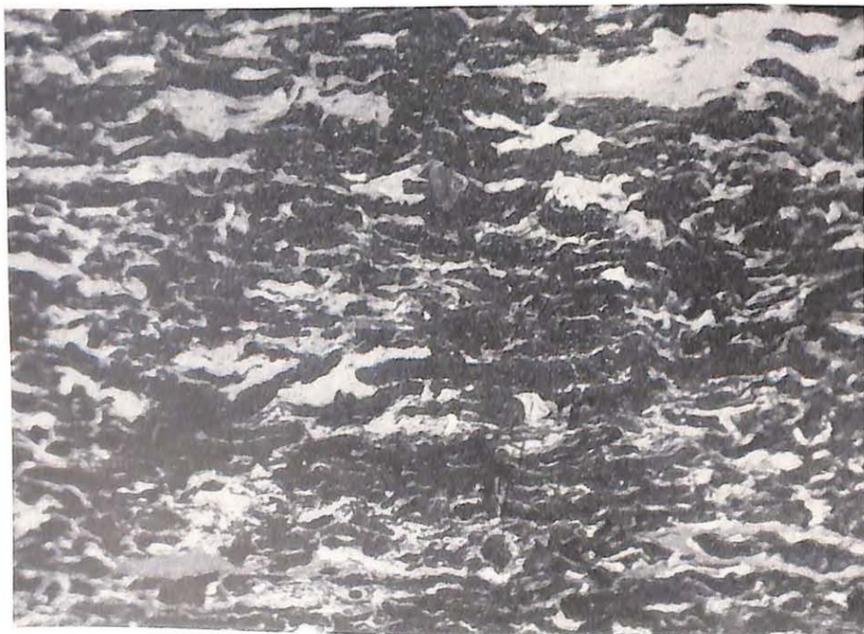


Figure 6. — Durain : 57 % d'exinite, 41,7 % de micrinite.
Veine Baldur, mine Brassert, surface polie, immersion en huile, 550 X (701).



Figure 7. — Mélange vitrain-durain (crassidurain), charbon flambant.
Veine Baldur, mine Brassert, surface polie, immersion en huile, 550 X (699).

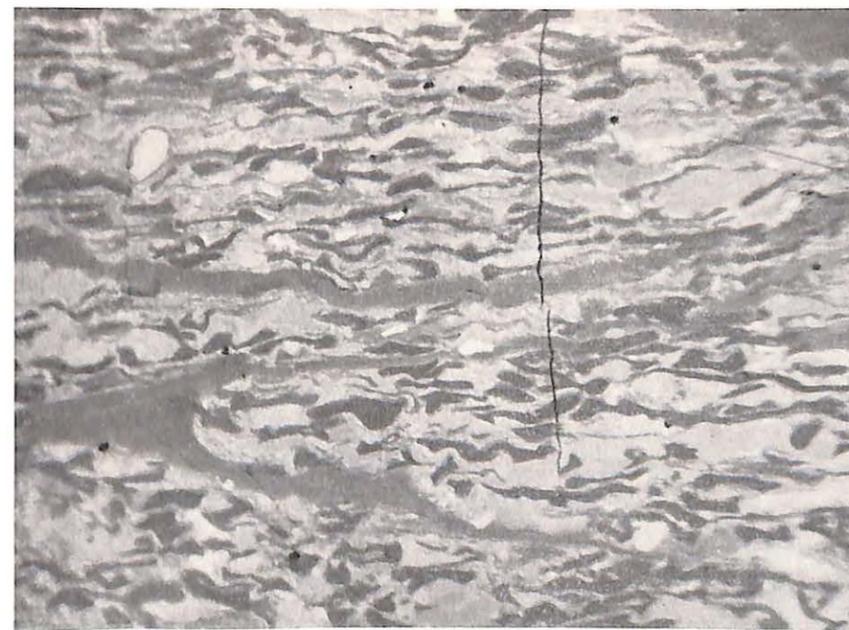


Figure 8. — Durain de charbon gras.
Veine Blücher 5, Ruhr.
Les microspores (densospores) sont devenues plus pâles.
Surface polie, immersion en huile, 550 X.

sant et souvent déchiqueté; il montre des lambeaux de parois cellulaires caractéristiques.

La figure 5 révèle que le vitrain peut présenter, lui aussi, une structure bien conservée. Une lame mince ne pourrait pas mieux détailler cette structure que cette figure. On ne comprend donc pas l'emploi de la lame mince là, où la surface polie pourra montrer la même chose ou presque.

La figure 4 montre encore un vitrain avec une structure cellulaire différente très nettement marquée, vraisemblablement une structure cellulaire de bois. Ces deux vitraïns appartiennent au charbon flambant de la Ruhr.

S'il y a des microspores incluses dans la masse du vitrain, il s'agit alors de clarain.

La figure 5 représente un clarain de la Sarre. Les corps sombres allongés sont des microspores à parois minces qui s'y sont rassemblées. Le clarain, par définition, ne peut contenir plus de 5 % de micrinite. Il se compose donc de deux éléments : la vitrinite grise et les microspores gris foncé.

L'aspect devient très différent quand les microspores sombres sont associées à de la micrinite blanche. Il s'agit alors de houille opaque ou durain.

La figure 6 montre un durain typique. Comme il possède des microspores à grosses membranes, je l'ai appelé : crassidurain. Le durain de la figure 7 n'est pas pur car il contient des bandes microscopiques de vitrinite. C'est donc en quelque sorte, un mélange de durain et de vitrain. Ces mélanges de vitrain et de durain peuvent se présenter en toutes proportions.

À ce sujet, je voudrais montrer comment se présente un même durain dans les houilles plus évoluées. L'ensemble des microspores devient notablement plus pâle (Figure 8).

La figure 8 montre un durain de charbon gras. Les microspores de ce durain de charbon gras sont aussi des densospores. On voit combien le charbon gras est reconnaissable en surface polie. Comme je l'ai dit tantôt, on ne peut préparer de lames minces de ce charbon.

Dans le mélange vitrain-durain de la figure 9, le vitrain prédomine. Il n'y a que 24 % de durain. Il s'agit bien d'un mélange de vitrain et de durain, et non pas de clarain, car dans un clarain, il ne peut y avoir, par définition, plus de 5 % de micrinite. La teneur en micrinite est donc, ici, beaucoup trop forte.

Sur la figure 10 nous avons un vitrain presque pur, dans lequel se trouvent seulement deux minces bandes de durain, qui prennent environ 2,2 % de toute la surface.

Les mélanges vitrain-durain sont presque toujours confondus avec du clarain. Or, les mélanges vitrain-durain se comportent très différemment, au point de vue technique, du clarain pur. Il est donc absolument nécessaire que l'on fasse cette distinction.

L'élément caractéristique du mélange est constitué par les microspores. Ces microspores et aussi les cuticules des feuilles sont à l'origine de la formation du goudron et du gaz et, comme tels, ils sont très importants au point de vue technique. On peut observer étonnamment bien ces constituants im-

portants en surface polie, au grossissement 1400 X (Fig. 11).

Ceci provient de ce que la surface polie se comporte, pour ainsi dire, comme une lame infiniment mince, de telle sorte qu'elle ne présente qu'un seul plan sous le microscope. Une telle image, en lame mince polie, n'est pas du tout aussi fine. Ces constituants, qui sont à l'origine de la formation du goudron se présentent sous un très grand nombre de formes. En voici (Fig. 11 à 13), par exemple, trois formes différentes.

Cette forme (fig. 12) de microspore possède des appendices allongés. Elle est très caractéristique. Les petits points sombres, aux alentours de la microspore, sont de l'argile.

La figure 13 montre une forme encore plus étrange de microspore. On peut ainsi se rendre compte qu'il est possible de reconnaître très facilement, en surface polie, une centaine de ces différents organes reproducteurs des plantes. Dans chaque veine, certaines formes bien déterminées de spores se rencontrent plus fréquemment que d'autres, de telle sorte qu'une veine peut être reconnue grâce à la teneur en spores. On peut donc arriver à identifier une veine grâce à ses « générateurs de goudron » : les spores du carbonifère. Pour l'identification des veines, les microspores peuvent être isolées du charbon par macération dans du chlorate de potassium et de l'acide nitrique. Ensuite, elles peuvent être encore mieux étudiées sous le microscope. C'est ce que l'on appelle : analyses sporique et pollinique des veines de houille.

Le quatrième constituant de la houille est le charbon de bois fossile : le fusain (Fig. 14). Le fusain est extraordinairement cassant et friable. En lame mince, il éclate le plus souvent. En surface polie, il se présente presque toujours en saillie à l'examen. On voit ici, une ancienne structure de cellules de bois dans laquelle les espaces intercellulaires sont très reconnaissables. Le fusain, ayant une forte microdureté, se polit en relief et montre même les ombres de son relief, en surface polie. En outre, il se réfléchit en jaune clair.

Il existe aussi un constituant qui ressemble au fusain mais qui est plus tendre que le fusain pur; il présente donc un relief moins accentué et se réfléchit en blanc; c'est le semi-fusain (Fig. 15). Par semi-fusain, nous entendons un terme de transition entre le fusain et le vitrain. Il existe tous les termes de transition entre le fusain et le vitrain. Cette transition peut se manifester dans la même bande.

Le semi-fusain tire son origine, comme le fusain, en ordre principal, du bois et du périoderme. Mais, les débris qui ont le même pouvoir réflecteur que le semi-fusain ne sont pas absolument tous du semi-fusain. Il existe, dans la houille, une grande quantité de tissus qui sont probablement issus de restes de champignons. La figure 16 montre clairement des organes hémisphériques qui n'ont rien à voir avec du bois ou du périoderme; il me semble que ces organes pourraient être des tissus de champignons de charbon flambant. On trouve aussi de tels tissus ressemblant à des *tissus mycéliens* dans le charbon gras. Ils sont aussi durs que le semi-fusain; cette dureté se marque au relief du polissage, je les ai



Figure 9. — Mélange vitrain-durain de charbon flambant : 24,4 % de durain
75,6 % de vitrain (Pas de clarain!)

Veine Baldur, mine Brassert, surface polie, immersion en huile, 550 X (705).

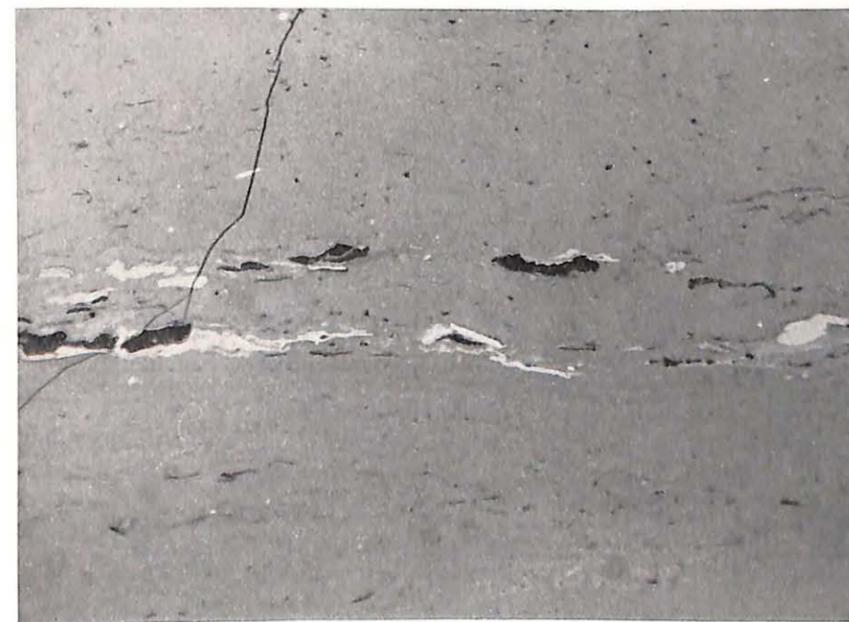


Figure 10. — Deux minces bandes de durain dans le vitrain : 2,2 % de durain. Charbon flambant, veine Baldur, mine Brassert, surface polie, immersion en huile, 550 X (702).

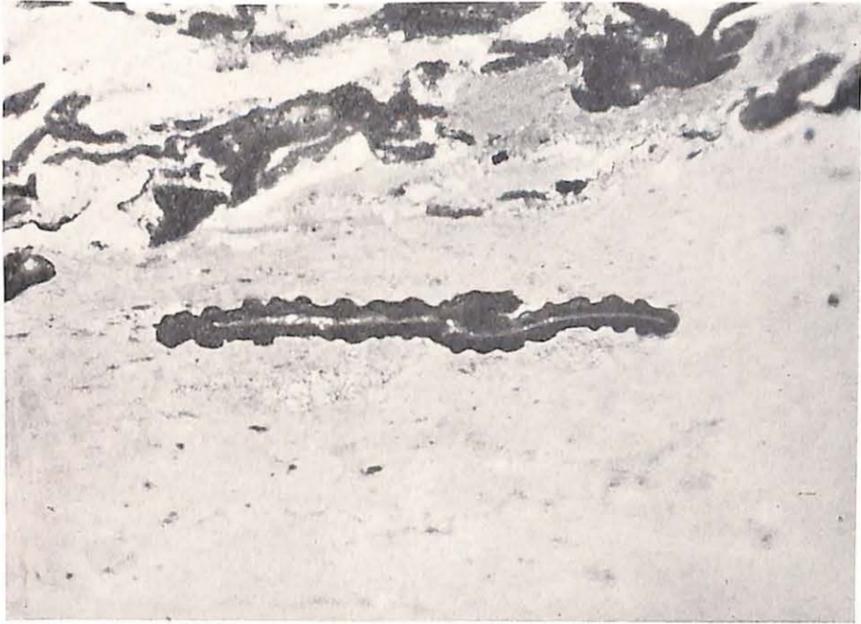


Figure 11. — Microspore à festons.
Veine Baldur, mine Brasseri, surface polie, immersion en huile, 1.400 X (604).



Figure 12. — Microspore à appendices allongés, de charbon flamant.
Veine Baldur, mine Brasseri, surface polie, immersion en huile, 1.400 X (1620).

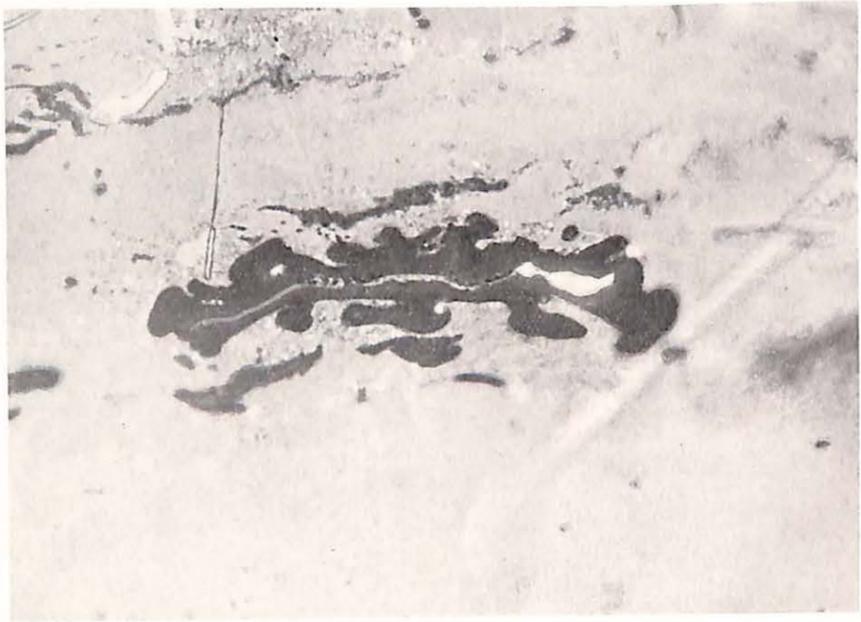


Figure 15. — Forme étonnante d'une coupe transversale de microspore.
Veine Baldur, mine Brasseri, surface polie, immersion en huile, 1.400 X (1599).

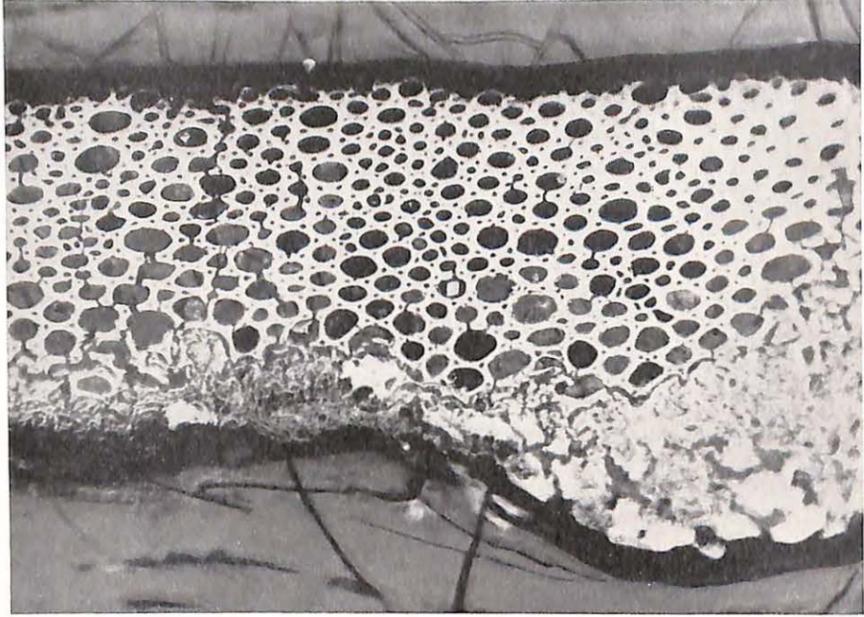


Figure 14. — Fusain à structure cellulaire et espaces intercellulaires bien conservés, Sarré, Relief accentué. Surface polie, immersion en huile, 350 X (657).

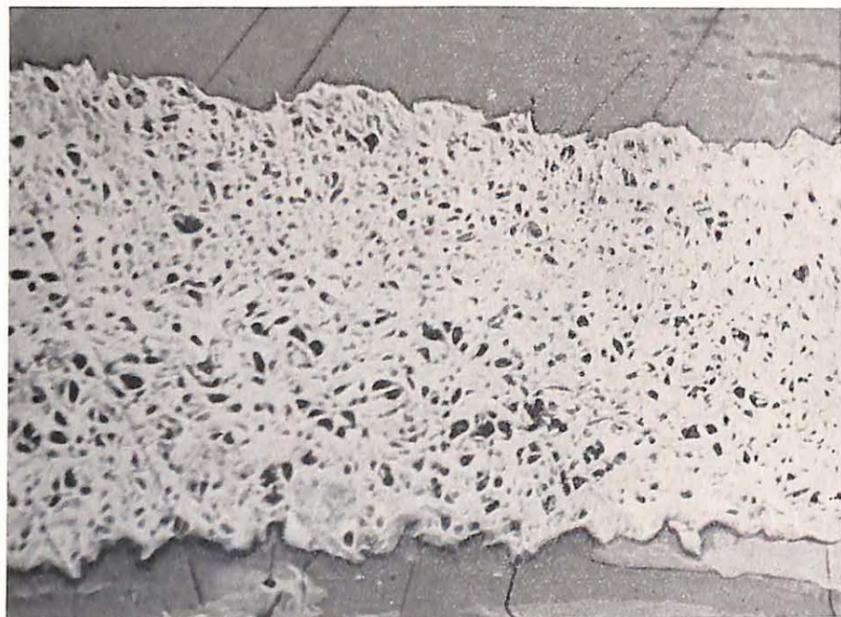


Figure 15. — Semi-fusinite de charbon gras. Veine Wilhelm, mine Lothringen. Le relief est plus faible que dans le fusain, la couleur blanche. Surface polie, immersion en huile, 550 X (1255).

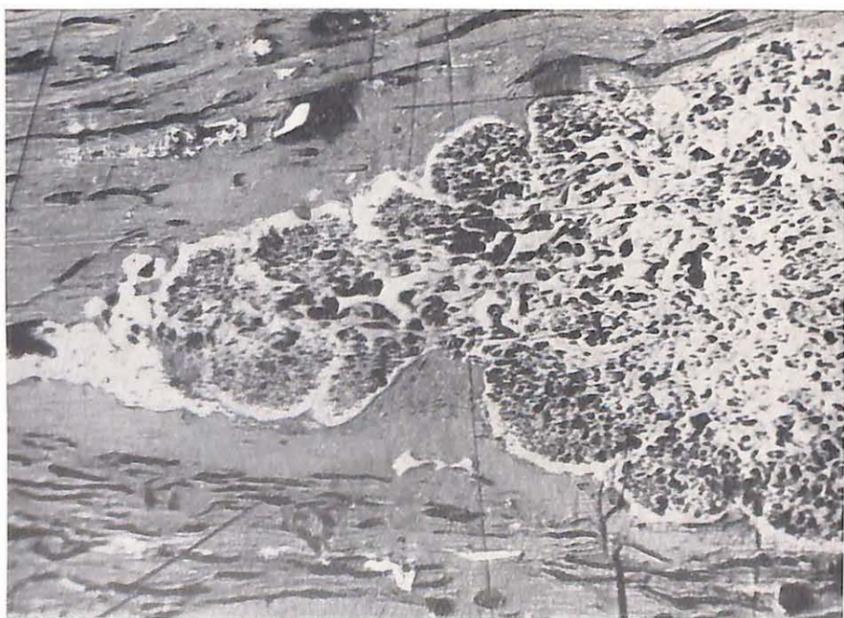


Figure 16. — Sclérotinite de charbon flambant. Veine Hagen, mine Brassert. Des organes hémisphériques. Surface polie, immersion en huile, 500 X (1598).

désignés par le terme : *Sclérotinite*. Ce constituant n'est pas observable en lame mince.

On peut parfois très bien observer la pénétration des hyphes de champignons dans une vitrinite à structure. Des débris de plantes transformés en vitrain sont, çà et là, traversés entièrement par des hyphes de champignons. La preuve qu'il s'agit réellement de restes de champignons réside dans le fait que l'on trouve fréquemment des corps enkystés de champignons, ou sclérotés, dans les tissus dont ils sont issus (Fig. 17). Ces corps ont parfois des rainures très caractéristiques, c'est pourquoi je les ai appelés : *sclérotés à rainures*. Ces *sclérotés rainurés*, j'ai pu les retrouver dans du coke à basse température, ce qui prouve que la sclérotinite est un constituant inerte très difficilement fusible. La présence d'une grande quantité de sclérotinite peut déprécier un charbon à coke.

Il existe aussi des sclérotés sphériques (Fig. 18) qui sont extrêmement durs, ce qui se reconnaît au fait que la masse, quand elle était encore à l'état de tourbe, a été comprimée autour d'eux, alors que les sclérotés conservaient leur forme primitive.

Beaucoup de formes montrent, en bordure, une rainure caractéristique (Fig. 19). Il n'est donc pas exclu que ces formes pourront un jour servir à l'identification des veines.

Une vue, prise dans du charbon flambant, me paraît particulièrement concluante pour l'affirmation qu'il s'agit bien de sclérotés de champignons. Dans ce tissu cellulaire de bois, qui est bien net, on voit une région dans laquelle les parois des cellules se détruisent et se confondent avec la masse. Il s'agit ici, nettement, du sclérote d'un champignon détruisant le bois. Ce tissu mycélien et ces sclérotés étaient, à l'origine, très chitineux. La chitine contient, environ, 7 % d'azote. Il n'est pas exclu que, dans les houilles riches en sclérotés, la teneur en azote soit en rapport avec ces restes chitineux de champignon.

Outre l'azote, on rencontre en abondance, dans quelques veines, du soufre : du soufre combiné, organique et inorganique. Le soufre inorganique provient des pyrites. Etant donné qu'un charbon très sulfureux peut nuire à la qualité du coke, ces pyrites présentent donc une importance pratique considérable.

Les pyrites apparaissent dans la houille, de façon très générale, comme de petites sphères qui se sont formées au stade tourbe. Ces petites sphères sont très dures et se polissent donc en relief.

Par bonheur, il ne se présente qu'exceptionnellement des veines qui ont une teneur en soufre aussi élevée que la veine Aegir (Petit Buisson). Ce sont surtout les couches qui possèdent un *toit marin*.

Chacune des petites sphères s'est formée à partir de *gel de melnikovit*. Ensuite, les boules de gel cristallisent et, en fait, la masse cristallise en de nombreux points, simultanément. Les petites sphères de pyrite sont composées, de petits cubes.

Pour pouvoir juger convenablement, du point de vue pétrographique, une couche ou un produit de préparation, il faut l'analyser pétrographiquement. Les premières analyses pétrographiques ont été réa-

lisées à Berlin en 1928. Pour ces analyses pétrographiques, on emploie comme matériel, des préparations en grains. Pour pouvoir agglomérer les grains de charbon et les polir, il faut les enrober dans une cire dure, par exemple, la cire de carnauba.

On mélange 50 % de poussière de charbon et 50 % de cire de carnauba dans un petit moule de métal ou de carton et on chauffe ce mélange jusqu'à fusion. Le bloc solidifié du mélange cire-charbon se laisse aussi bien polir qu'un morceau de charbon.

On voit, dans la figure 20 un de mes premiers essais de 1928 sans immersion. On constate que l'on peut déjà reconnaître la nature des fragments sans immersion. Il s'agit ici de vitrain, de fusain et de schiste carbonneux. L'identification des constituants dans le charbon gras est très difficile sans immersion (fig. 21). Grâce à son relief, le fusain se reconnaît très bien mais le durain n'apparaît nettement qu'à l'immersion.

A l'immersion (Fig. 22) la substance enrobante, la cire, est tout-à-fait noire et les plus petites particules de charbon s'en détachent distinctement. Le fragment de durain (il s'agit ici, de la même figure que la précédente) s'aperçoit ici beaucoup mieux. Même de très petits grains de pyrite se mettent bien en relief.

Pour pouvoir comparer l'analyse pétrographique à l'analyse chimique, il faut, dans les préparations en grains comme dans les morceaux de charbon polis, mesurer les proportions respectives des trois constituants fondamentaux. Les trois constituants fondamentaux sont : la *vitrinite* qui forme la masse fondamentale de la houille; l'*exinite*, qui est l'élément formateur de goudron et de gaz, et l'*inertinite*, qui est tout ce qui ne peut être fondu et qui contribue à l'amaigrissement du coke (Fig. 23). A l'inertinite appartiennent tous les composants du mélange qui se comportent comme matière inerte à la cokéfaction et qui ne fondent pas. Ce sont, en particulier : la fusinite, la semifusinite, la sclérotinite et la micrinite massive. Ces trois « macéraux » fondamentaux sont, du moins jusqu'à un certain point, chimiquement définis, si bien que l'on peut comparer leur composition élémentaire avec celle de l'échantillon total. L'exinite est tout particulièrement riche en hydrogène, et l'inertinite en carbone. La teneur en ces trois constituants fondamentaux peut très bien se représenter par un diagramme triangulaire.

Je voudrais dire maintenant quelques mots de l'importance que présente l'étude pétrographique de la houille pour sa préparation et pour la cokéfaction.

Dans la préparation d'une houille, la propriété dominante est la solidité de ses principaux constituants. Cette solidité variable se manifeste déjà à l'extraction par le délitement naturel du charbon. Le vitrain brillant se trouve concentré dans les fines particules de houille, le durain dans les morceaux plus gros.

La cause de ce phénomène réside dans la ténacité déjà signalée du durain, et cette ténacité elle-même a pour origine la ténacité des membranes des spores et des épidermes foliaires. Ceci peut être mis en évidence dans des microphotos. On voit, dans la



Figure 17. — Sclérotés à rainures de charbon flambant.
Veine dite « Grenzkohlenflöz », Sarre, surface polie, immersion en huile, 300 × (861).

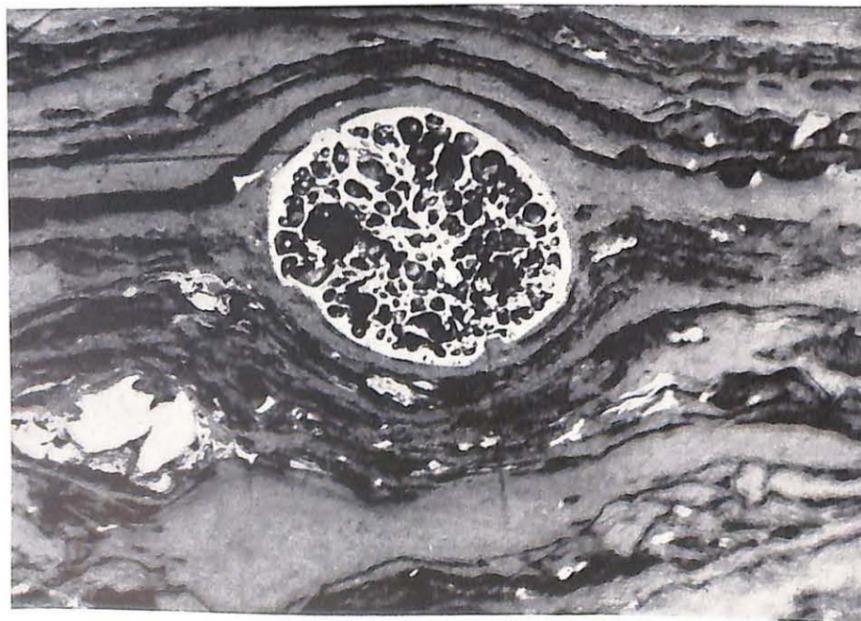


Figure 18. — Sclérote sphérique de charbon flambant.
Veine Loki, mine Brassert. Un corps plus dur, autour duquel la microstratification s'est infléchi.
Surface polie, immersion en huile, 350 × (714).

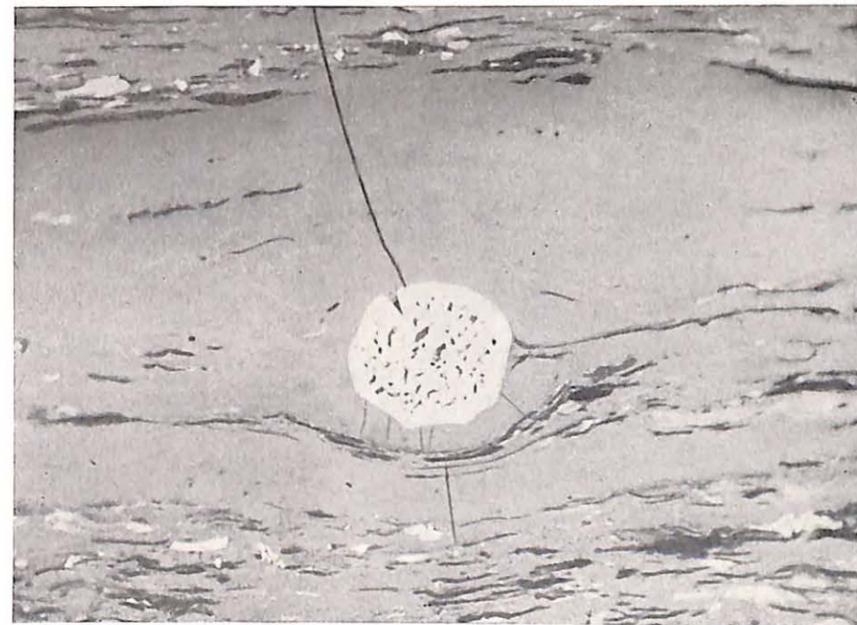


Figure 19. — Sclerotium à rainure en bordure.
Veine Baldur, mine Brassert, surface polie, immersion en huile, 350 × (1581).



Figure 20. — Préparation en grains d'un mélange de vitrain blanc, de fusain à relief accentué et de schiste carbonneux avec argile foncée. Surface polie, à sec, 250 × (1928, publié).

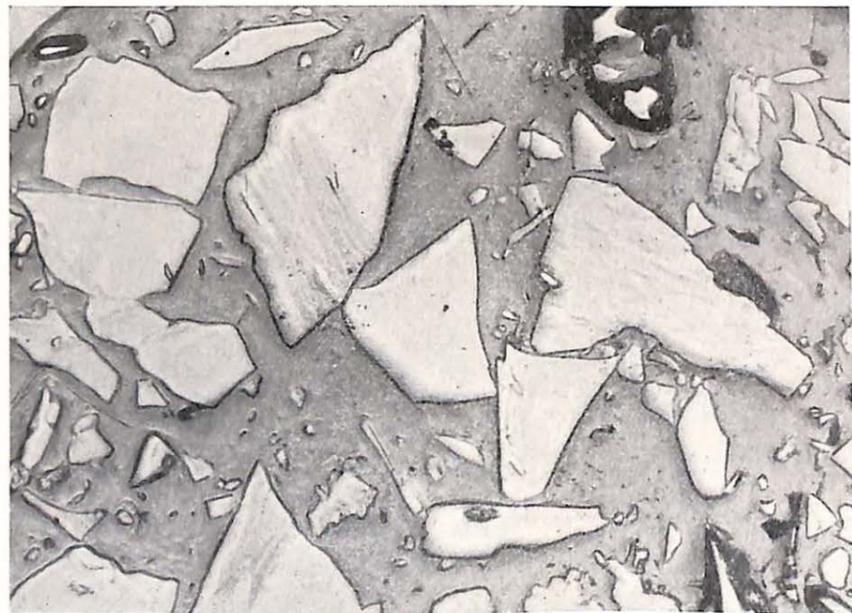


Figure 21. — Préparation en grains (n° 641) de charbon gras.
Veine Hugo, à sec, 350 × (718).



Figure 22. — Préparation en grains (n° 641) de charbon gras.
Veine Hugo, immersion en huile, 350 × (718).

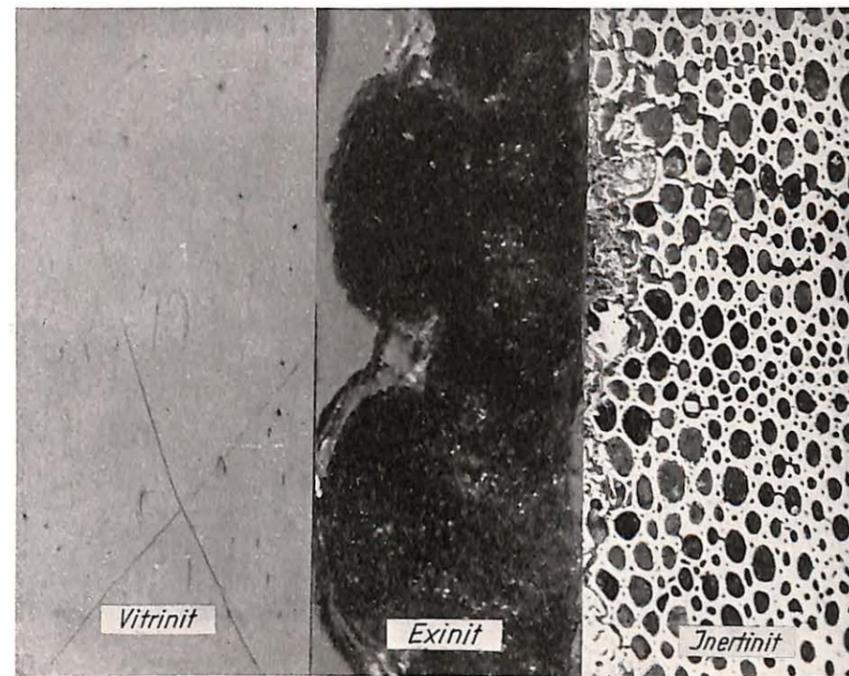


Figure 23. — Les trois « macéraux » fondamentaux du charbon.
Surface polie, immersion en huile, 350 × (727).



Figure 24. — Fragments d'un charbon anglais. Au centre, une cuticule. Le vitrain est désintégré par passage dans un désintégrateur à marteaux. Préparation en grains, immersion en huile, 350 ×.



Figure 25. — Concentré de durain de charbon flambant, obtenu par broyage dans un désintégrateur à marteaux. Caticules. Préparation en grains, immersion en huile, 350 X.

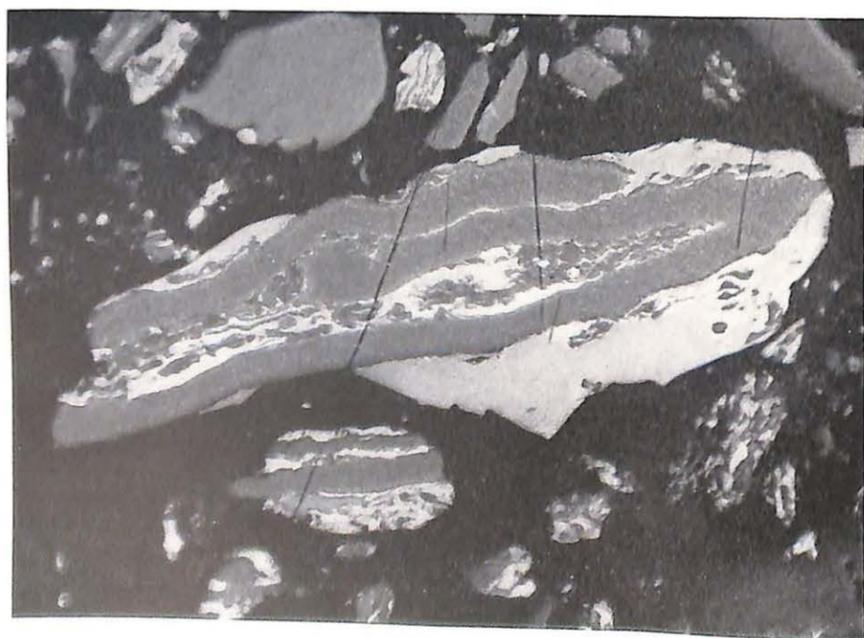


Figure 26. — Comme la figure 25. Une mégaspore dont la micrinite environnante a été désintégrée 350 X

figure 24, un fragment de charbon obtenu par broyage dans un désintégrateur à marteaux.

Un épiderme de feuille ou cuticule, se trouve ici inclus dans ce fragment de charbon. La vitrinite a éclaté à l'une des extrémités du fragment. La cuticule ne s'est cependant pas déchirée. Elle a résisté à cet endroit. La cuticule était donc plus tenace et plus résistante que la vitrinite. Elle agit, dans ce cas, comme une barre de fer dans le béton. Comme on le sait, le béton est résistant grâce à l'assemblage de barres de fer.

Les mêmes phénomènes sont encore mis en évidence dans les figures suivantes (fig. 25). Il s'agit ici, d'une concentration artificielle de durain de charbon flambant. Il n'y a, dans ces fragments, que deux constituants : l'exinite grise et la micrinite blanche. On voit ici, que la micrinite aussi est fondamentalement plus cassante que l'exinite. La micrinite a volé en éclats là où les corps bitumineux n'ont pas été si aisément brisés.

La figure 25 met en évidence la résistance extraordinaire de l'exinite. On voit ici une cuticule qui, en dépit de sa longueur, ne s'est pas brisée. Elle est donc plus tenace que la micrinite environnante. Le même phénomène peut s'observer dans la plupart des autres fragments.

La figure 26 montre une mégaspore qui, de même, s'est particulièrement bien conservée. Ainsi donc, soumis au même effort, par leur nature même, les fragments de durain restent plus gros que les fragments de vitrain et de fusain. La vitrinite et la fusinite se retrouvent donc en plus grande quantité dans les particules les plus fines, le durain dans les fragments de charbons plus gros, c'est-à-dire dans les noix.

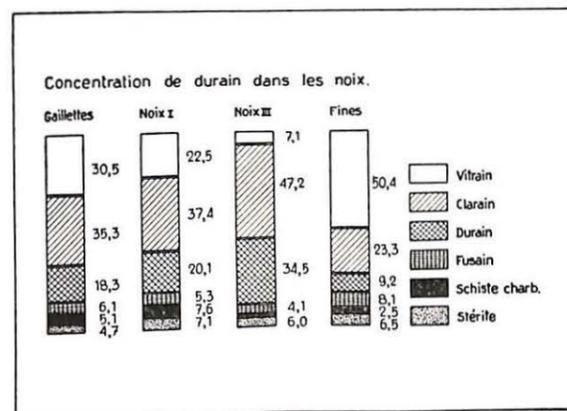


Figure 27. — Modifications de la composition pétrographique globale d'un charbon par traitement normal. (d'après les indications décrites dans l'« Atlas »).

Le diagramme suivant (fig. 27) va montrer comment se présentent de telles concentrations. La gaillette que l'on obtient à l'abattage ne subit pas de modification dans sa composition pétrographique, étant donné l'étroitesse des strates proportionnellement à la grosseur du morceau. Dans la gaillette il ne se passe donc aucune concentration de durain. Mais si l'on considère l'analyse des criblés (voir

Noix I et Noix III), on constate que les Noix I ont une concentration un peu plus forte en durain et les Noix III beaucoup plus forte. Dans les Noix III il y a presque deux fois plus de durain que dans la gaillette. Ici cependant, on n'a employé aucun désintégrateur particulier. Il s'agit uniquement du traitement par tamisage normal du charbon. Les proportions de charbons brillants (vitrain et clarain) ont diminué proportionnellement dans les criblés. Inversement, il n'y a que très peu de durain dans les fines, à peu près la moitié seulement de la quantité de durain se trouvant dans la gaillette. Par contre, il y a ici beaucoup plus de charbon brillant (vitain et clarain). De même, la teneur en fusain s'est élevée de 6,1 à 8,1. On comprend que les grains fins contiennent une grande quantité de fusain, qui est très friable et, surtout, de fusain tendre. Ces grains fins contiennent aussi beaucoup de schiste carbonneux. La teneur en clarain est trop élevée dans toutes les analyses qui sont données ici. La teneur en vitrain se monte à environ 50 — 35 %

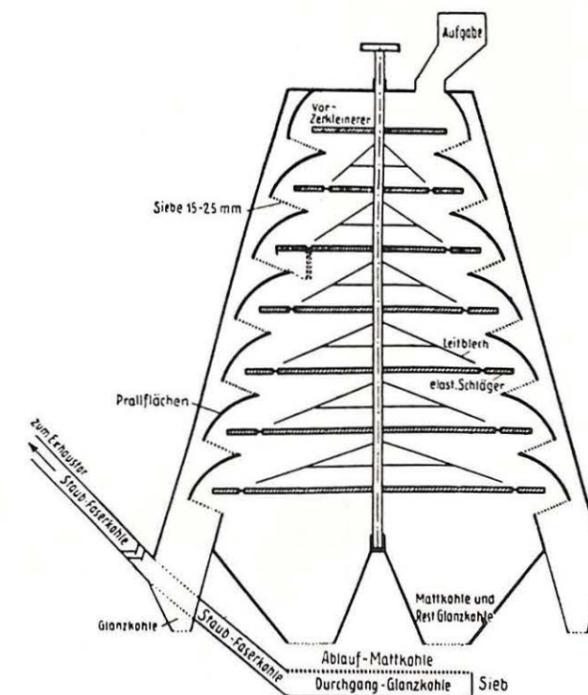


Figure 28. — « Désintégrateur à marteaux » d'après K. Lehmann et Edw. Hoffmann (1950). Voir Notice Bibliographique.

- Aufgabe = chargement.
- Vorzerkleinerer = préconcasneur.
- Siebe = tamis.
- Prallflächen = parois de percussion.
- Zum Exhauster = vers exhauteur.
- Staub-Faserkohle = poussière de fusain.
- Glangkohle = charbon brillant.
- Ablauf Mattkohle = refus de charbon mat.
- Durchgang Glangkohle = charbon brillant ayant passé le tamis.
- Mattkohle und rest Glangkohle = charbon mat et restes de charbon brillant.
- elast. Schläger = percuteurs à chocs élastiques.
- Leitblech = tôle de guidage.

dans la gaillette et peut s'enrichir jusqu'à plus de 75 % dans les grains les plus fins. Le durain peut diminuer en dessous de 5 %. Le fusain tendre se concentre surtout dans la poussière en se brisant en éclats très fins et en aiguilles.

Les concentrations qui se forment déjà, au cours des manipulations habituelles, peuvent encore être renforcées artificiellement.

Dès 1930, mes collaborateurs de cette époque : K. Lehmann et Edwin Hoffmann, avaient construit un désintégrateur à marteaux (Fig. 28) avec lequel de telles concentrations en durain et en vitrain ont été réalisées. Dans un bâti conique tourne un axe vertical, auquel sont fixés un certain nombre de marteaux. Par rotation, ces marteaux brisent le charbon, qui est versé dans le bâti par le dessus, à droite. Le charbon est ainsi concassé par des coups élastiques. Les morceaux de charbon sont lancés contre les parois, où le charbon brillant est réduit en petits fragments, et le charbon mat en plus gros. La poussière de fusain passe à travers un tamis et est aspirée à gauche. Le charbon mat et le charbon brillant tombent sur un autre tamis. Ce qui passe à travers le tamis, c'est du charbon brillant concentré. Ce qui est retenu sur le tamis, c'est le durain plus gros, qui est ainsi séparé. Il faut bien préciser qu'il ne s'agit pas dans ce désintégrateur, d'une sépara-

tion précise mais d'une concentration de chaque constituant. Tout ou partie de chaque fraction concentrée peut, ensuite, être mélangée au charbon à coke : le fusain, pour l'amaigrissement, le durain, pour l'amaigrissement et pour un meilleur rendement en produits de valeur : goudron, gaz, etc... Le durain se concentre surtout dans les grains de plus de deux millimètres. Toutes ces opérations prennent le nom de : préparation pétrographique du charbon. Une préparation pétrographique du charbon est en activité à Völklingen en Sarre, et à Thionville en Lorraine.

La figure 29 montre le schéma représentatif de la préparation pétrographique du charbon de E. Bürstlein, telle qu'elle nous a été communiquée lors de sa conférence à Paris en 1950. C'est l'examen microscopique de la houille qui a ouvert le champ d'action d'une telle préparation.

Dans la cokéfaction de la houille, son degré d'évolution joue un rôle encore plus grand que sa composition pétrographique. Des mélanges de charbon à coke de même teneur en matières volatiles, peuvent être réalisés très différemment.

Sur le diagramme de la fig. 30 est représentée toute une série de mélanges de charbon à coke ayant tous 20,5 % de matières volatiles. Le premier est du charbon gras pur. Le deuxième mélange n'a

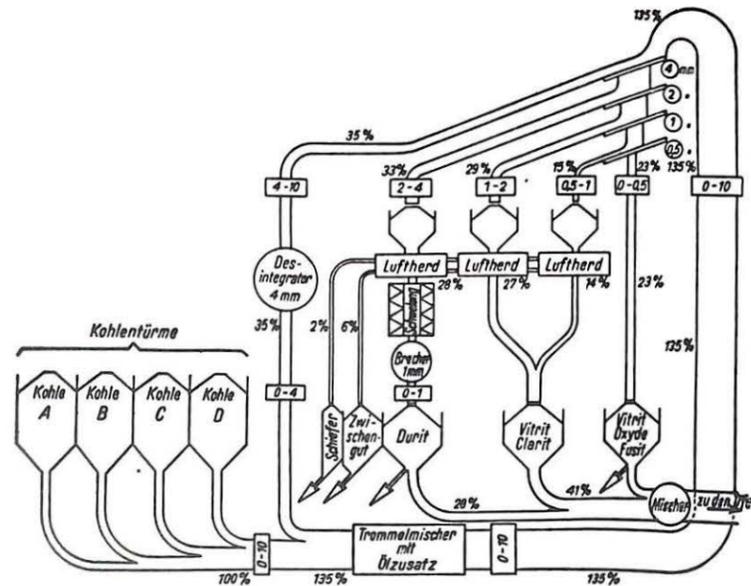


Fig. 29. — Schéma d'une préparation pétrographique de charbon d'après E. Bürstlein (1950)

Kohlentürme	= silos de stockage.
Trommelmischer mit Ölzusatz	= Trommel mélangeur à injection d'huile.
Luftherd	= épurateur.
Schwelung	= distillation.
Schiefer	= schistes.
Brecher	= broyeur.
Zwischengut	= mixtes.
Durit	= durain.
Vitrit	= vitrain.
Clarit	= clarain.
Vitritoxyde	= vitrain oxydé.
Fusit	= fusain.
Mischer	= mélangeur.
zu den Öfen	= vers les fours.

que 85 % de charbon gras et 15 % de demi-gras. Le troisième mélange n'a que 75 % de charbon gras, 15 % de demi-gras et 10 % de charbon gras plus évolué. Les deux derniers mélanges ont été réalisés de façon très différente. Au cinquième mélange, on a même ajouté quelques pour-cent de charbon à gaz. Par ces exemples, on voit que l'on ne doit pas seulement comparer et juger les charbons à coke d'après leur teneur en matières volatiles, mais qu'il faut encore établir leur composition d'après le degré d'incarbonisation des différents constituants, et ceci se réalise beaucoup plus facilement sous le microscope que par l'analyse chimique.

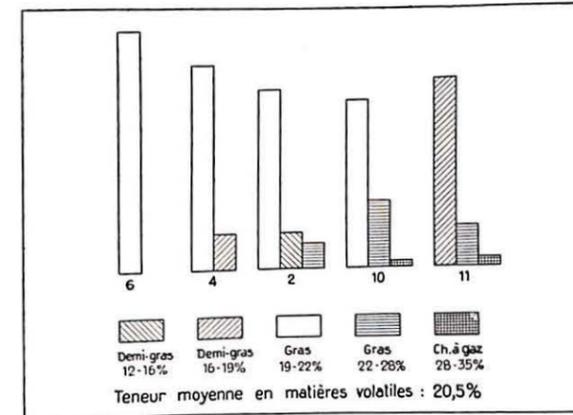


Figure 30. — Cinq charbons à coke différents, de même teneur en matières volatiles, mais de compositions pétrographiques différentes. (dessiné par l'auteur d'après l'« Atlas »).

La grosseur des grains des composants du mélange a, notamment, beaucoup d'importance. Si l'on veut ajouter, par exemple, du charbon demi-gras, en grande quantité au charbon gras, alors, il convient de n'ajouter ce demi-gras qu'en grains plus fins, sans quoi on observe une pression de gonflement trop grande et la solidité du coke en pâtît.

Par conséquent, la proportion des constituants de la houille joue un rôle important puisque chaque constituant manifeste une aptitude très différente à la cokéfaction. Cette aptitude très différente à la cokéfaction a été mise en évidence dès 1929, dans une très belle recherche, par mon éminent collègue Monsieur le Professeur Legraye. Il a établi alors, que le vitrain, charbon brillant, fondait le premier, à 350° environ, alors que le durain ne manifestait encore aucun changement d'état à cette température. De même des études de Monsieur le Professeur Gillet et de son assistant Monsieur Grand'Ry, avec le microfour d'Endell-Berl, ont montré la fusibilité du vitrain et l'infusibilité relative du durain caractérisé. Alors déjà, le vitrain était reconnu comme élément essentiel de l'aptitude à la cokéfaction. On a cherché à cokéfier chaque constituant pétrographique isolément, pour étudier leur comportement. On a cokéfié séparément le vitrain et le durain. Le coke de vitrain est très poreux, à pores et cellules très fines; il est crevassé alors que le coke de durain se présente en bloc. Le vitrain, en fondant bien, favorise l'aptitude à la cokéfaction. Le coke

de durain est moyennement poreux; il présente de grosses cellules; il donne un bloc massif très compact. On ne peut obtenir du coke de fusain. Le fusain, quel que soit le degré d'évolution du charbon auquel il appartient, ne s'agglomère pas. Quand on ajoute du fusain en faible quantité à un charbon déterminé et qu'on mélange intimement, on peut fortement améliorer le coke du mélange. Il en va de même pour le durain, qui agit comme amaigrissant, et cela d'autant plus qu'il contient plus de micrinite, c'est-à-dire de matière inerte. Pour les noix riches en durain, une mouture très fine est requise. Pour le vitrain qui contient un excès de matières cokéfiantes, un broyage très poussé n'est pas désirable, parce qu'il peut former du coke trop moussieux. Vitrain et clarain de charbons demi-gras sont fort poussants et donnent peu de retrait. Si l'on mélange donc trop de demi-gras au charbon à coke et d'une grosseur non adéquate, la cuisson et le défournement sont très pénibles. Le vitrain et le clarain de charbons à gaz donnent un rendement plus élevé, le vitrain et le clarain de charbons demi-gras, un rendement moindre en goudron et gaz. Par leur mélange au charbon à coke, on opère, dans chaque cas, un amaigrissement. En ce qui concerne le durain, de quelque degré d'évolution qu'il soit, ce qui est essentiel, c'est sa teneur en exinite et micrinite. Un durain très riche en micrinite agit toujours comme amaigrissant, quel que soit son degré d'évolution. Un durain riche en éléments bitumineux (jusqu'au saut d'incarbonisation) augmente le rendement en goudron et gaz. Le fusain, quel que soit son degré d'évolution, ne fond pas à la cokéfaction. Il n'augmente pas le rendement en goudron. Il agit toujours comme amaigrissant.

En résumé, on pourrait dire : le problème consiste à établir un mélange optimal entre les composants cokéfiantes et les composants inertes. On pourra, dès lors, élargir la gamme des charbons de base que l'on peut cokéfier, aussi bien dans le sens des charbons plus riches en gaz que dans celui des charbons plus pauvres. C'est à l'un de ces buts que tend précisément notre pool charbon-acier.

L'étude pétrographique de la houille peut l'aider efficacement à l'atteindre.

Il y a encore un grand nombre d'autres problèmes qui concernent la valorisation des charbons et à la solution desquels la pétrographie peut contribuer. Mais je dois me limiter à ces courtes incursions dans le domaine de la préparation et de la cokéfaction de la houille. (*)

BIBLIOGRAPHIE.

1. Abramski, C; W. Mantel; M. Th. Mackowsky und E. Stach. — « Atlas für angewandte Steinkohlenpetrographie » - 529 S. mit 256 Abb. Herausgegeben durch die Deutsche Kohlenbergbau-Leitung in Verbindung mit dem Amt für Bodenforschung, Verlag Glückauf, Essen 1951.

(*) Je voudrais remercier Monsieur le Docteur Noël, d'Inchar, pour l'amabilité avec laquelle il a accepté de traduire cette conférence en français.

2. *Bürstlein, E.* — « La préparation pétrographique des charbons et son application à l'industrie de la distillation de la houille ». — Association Technique de l'industrie du Gaz en France, Congrès 1950, S. 1 — 6.
3. *Duparque, A.* — « Structure microscopique des charbons du bassin houiller du Nord et du Pas-de-Calais ». — Mém. Soc. Géol. du Nord, Bd. 11, 1933, 756 S. u. 66 Taf.
4. *Gillet, A.; E. Grand'Ry und W. Delaude.* — « Application du microfour d'Endell-Berl à l'étude des houilles ». — Chimie et Industrie, 1928, S. 286-294.
5. *Hoffmann, Edw.* — « Aufbereitungstechnische Trennung der petrographischen Kohlenbestandteile ». — Glückauf, Bd. 66, 1930, s. 529-540.
6. *Legraye, M.* — « L'influence de certains constituants de la houille sur la cokéfaction ». — Ann. Soc. Géol. Belg., Bd. 52, 1929.
7. *Legraye, M.* — « L'influence des constituants des houilles et de leur degré d'évolution sur leurs propriétés industrielles ». — L'Annuaire de l'A. I. Lg., 1931, N° 1.
8. *Lehmann, K. und E. Hoffmann.* — « Kohlenaufbereitung nach petrographischen Gesichtspunkten ». — Glückauf, Bd. 67, 1931, S. 1-14.
9. *Stach, E.* — « Der Kohlenreliefschliff, ein neues Hilfsmittel für die angewandte Kohlenpetrographie ». — Mitt. d. Abt. f. Gestein-, Erz-, Kohle und Salzunters. 1927, H. 2, S. 75-94 mit 10 Taf.
10. *Stach, E.* — « Die petrographische Kohlenanalyse ». — Internat. Bergwirtschaft u. Bergtechnik, 23, 1930, S. 255-263.
11. *Stach, E.* — « Die Anwendung der Olinnersion in der Kohlenpetrographie ». — Glückauf, 73, 1937, S. 330-333.
12. *Stach, E.* — « Lehrbuch der Kohlenmikroskopie ». — Bd. 1 285 S. mit 50 Abb. Verlag « Glückauf » Essen, 1949.
13. *Stach, E.* — « Die Vitrit-Durit-Mischungen in der petrographischen Kohlenanalyse ». — Brennstoff-Chemie, 33, 1952, Nr. 21-22, S. 361-370.
14. *Teichmüller, M.* — « Die Anwendung des polierten Dünnschliffes bei der Mikroskopie von Kohlen und versteinerten Torfen ». — Hdb. d. Mikroskopie i. d. Tech. Bd. II, T. 1, 1952, S. 235-310, Umschau-Verlag, Frankfurt-M.

Les cintres de soutènement des galeries de mines en profils renforcés

par Ch. HANOT,
Ingénieur civil des Mines A.I.Lg.

SAMENVATTING

De voortdurende prijsstijging van het mijnhout, die zich gedurende de laatste twintig jaren deed gevoelen, alsmede, op bepaalde ogenblikken, de moeilijkheden van bevoorrading, hebben de mijnontginners er toe gebracht het gebruik van de metalen ondersteuning uit te breiden.

De inschuifbare bogen die tot dat doel gebruikt werden, namelijk de T.H., werden eerst in profiel Zorès van 14 kg/m vervaardigd, vervolgens heeft het gebruik van profielen van 21 kg/m zich veralgemeend. Op het huidig ogenblik stelt men een neiging vast om over te gaan tot bogen van 29 en zelfs 36 kg/m.

De auteur stelt zich de vraag of die neiging zich verrechtvaardigt, gezien het principe zelf van de inschuifbare ondersteuning, die de belasting van het metaal beperkt tot de schuifbelasting in de klemmen. Hij onderzoekt deze kwestie op theoretisch en praktisch gebied en beschrijft een aantal laboratoriumproeven die op bogen van verschillend kaliber werden uitgevoerd.

Hij besluit dat het gebruik van zware profielen aangeduid is voor alle moeilijke gevallen, vooral waar de hoedanigheid van de beschikbare werkkrachten niet voldoende is om zeker te zijn dat de plaatsing met al de nodige zorg zou geschieden en dat het toezicht over de inschuiving strikt zou georganiseerd zijn.

De bogen in versterkte profielen schijnen eveneens van belang voor de ondersteuning der steengangen ingeval een vlugge vooruitgang nodig is, hetgeen het gebruik van de kostelijke blokkenbekleding, traag van plaatsing, uitsluit.

RESUME

L'allure rapide du renchérissement des bois de mines, qui s'est manifestée au cours des vingt dernières années, et à certains moments la difficulté d'approvisionnement ont incité les exploitants à étendre l'emploi des soutènements métalliques.

Les cintres rétractiles utilisés à cette fin, notamment les T.H., ont d'abord été fabriqués en profils Zorès 14 kg/mc par exemple, puis l'emploi de barres de 21 kg/cm s'est généralisé. On constate maintenant une tendance à employer des cintres en profils plus forts, 29 voire 36 kg/mc.

L'auteur s'est demandé si ce renforcement se justifie, étant donné le principe même du soutènement rétractile qui limite la contrainte du métal, due à la poussée des terrains, à l'effort de glissement dans les étriers de serrage.

Il examine la question des points de vue théorique et pratique et relate une série d'essais effectués en laboratoire sur des éléments de cintres de différents calibres.

Il conclut à l'adoption des profils forts dans tous les cas difficiles, surtout là où la qualité de la main-d'œuvre dont on dispose ne permet pas d'assurer que la pose se fera avec tout le soin désirable et que la surveillance du coulisement sera rigoureusement organisée.

Le cintre en profil renforcé paraît aussi intéressant pour le soutènement des galeries au rocher dans les cas où un avancement rapide est requis, ce qui exclut l'emploi du revêtement en claveaux de béton, onéreux et de pose lente.

Quand on compare les fluctuations subies au cours des vingt dernières années par le prix du m³ de bois de mine et le prix de la tonne d'acier, on constate (diagramme fig. 1), pour le premier, une progression rapide et souvent désordonnée, pour le second, un accroissement moins rapide et beau-

coup plus régulier. L'approvisionnement en bois de mine fut d'ailleurs à certains moments extrêmement difficile.

C'est une des raisons qui ont provoqué la généralisation de plus en plus poussée de l'emploi du

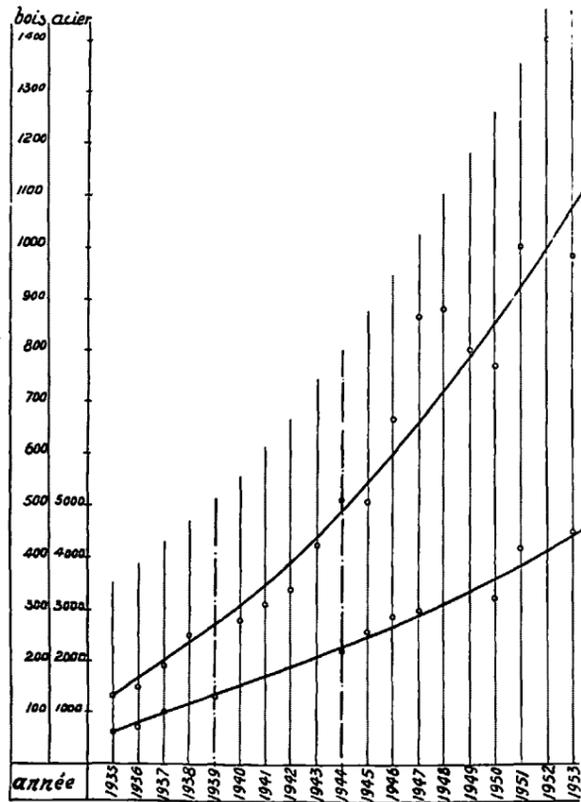


Fig. 1. — Prix comparatifs du m³ de bois de mine et de la tonne d'acier de 1935 à 1953.

soutènement métallique dans les tailles et les galeries de mines.

Dans une communication (1) faite à la Conférence Internationale sur les pressions de terrains et le soutènement dans les chantiers d'exploitation, tenue à Liège en avril 1951, nous avons montré le développement pris par les cintres métalliques dans les voies d'exploitation des charbonnages de Campine.

Dans les bassins du sud de la Belgique et à l'Étranger, la même évolution s'est produite. On a vu adopter d'une façon quasi générale le soutènement rétractile réalisé, soit par l'écrasement de piles de bois (genre Moll) qui ne résout que très imparfaitement le problème posé par le coût élevé du bois, soit par les cintres coulissants genre Toussaint-Heintzmann.

Les premières applications en Campine de ce dernier système, vers 1935, ont été faites au moyen de profils Zorès d'un poids métrique de 14 kg et les résultats ont été franchement encourageants, à telle enseigne que M. Soille, alors Ingénieur en Chef du Charbonnage d'André Dumont, écrivait (2) : « Nous avons voulu, avec ce type de cadre (T.H.), qui assure à l'ensemble du soutènement une élasti-

(1) Voir volume de la Conférence Internationale organisée par Inichar, à Liège, en 1951

(2) Revue de l'Industrie Minérale n° 382 du 15 janvier 1936, Page 49

cité supérieure à celle que possède le boisage Moll, tenter dans une voie en veine une expérience qui nous paraît concluante. Systématiquement, nous avons adopté le profil assez faible de 14 kg par mètre courant et nous avons porté l'écartement des cadres à une valeur inaccoutumée : 1,30 m ».

« Cet essai a été commencé il y a quatre mois. » Au passage de l'exploitation, les éléments ont coulissé, l'ensemble du soutènement s'est légèrement affaissé et déformé, sans jamais cependant cesser de présenter toute la sécurité désirable. Il est remarquable que jusqu'ici nous n'avons dû consacrer une seule heure de travail à la réparation de ce revêtement. »

Les photos 1 et 2 (non reproduites ici), prises dans la voie costresse en couche de 1,20 m d'ouverture à l'étage 807, permettaient de faire une comparaison entre le soutènement Moll constitué de rails de 38 kg/m et le T.H. fait de barres de 14 kg par mètre courant.

Vers la même époque, les Mines d'Ostricourt faisaient des essais comparatifs de soutènements à l'aide de cadres Moll 38/40 et 50/52 kg et cintres T.H. à profils de 9 kg et 14 kg par mètre courant.

Disons tout de suite que le 9 kg s'est révélé immédiatement un peu faible. Le 14 kg fut maintenu avec succès et le prix de revient fut notablement inférieur aux cadres Moll.

A l'heure actuelle et depuis longtemps déjà, il n'est plus guère question, ni en Campine, ni en France, ni en Allemagne, d'employer des cintres T.H. de 14 kg, mais la généralisation s'est faite au contraire sur la base du profil de 21 kg par mètre courant ou similaire.

Si nous avons cité les deux exemples ci-dessus, c'est que la question se pose aujourd'hui de savoir s'il n'y a pas avantage dans bien des cas d'utiliser des cintres à profils plus lourds, soit 29 ou 36 kg par mètre courant.

Point de vue théorique.

A priori, on est tenté de répondre qu'il est superflu de vouloir augmenter la résistance propre des barres constituant le cintre coulissant, alors que le principe même sur lequel est basé ce système consiste à limiter la contrainte du métal due à la poussée des terrains, à l'effort de glissement dans les éclisses.

A vrai dire, celui-ci est assez mal défini. On ne peut l'évaluer comme on le ferait de deux surfaces planes polies frottant l'une contre l'autre et tenues en contact sous l'action d'une force agissant perpendiculairement, en appliquant la simple formule $T = P.f$, où f est le coefficient de frottement.

Il s'agit ici de deux pièces courbes qui, sous l'action de la poussée du terrain, peuvent subir une déformation plus ou moins prononcée. Les surfaces en contact ne sont pas polies, leur coefficient de frottement est fonction du laminage.

Encore faut-il considérer deux cas bien distincts. Le cintre T.H., le plus répandu en Belgique, est constitué de trois éléments en barre laminée au profil Zorès (fig. 2) de dimensions légèrement différentes,

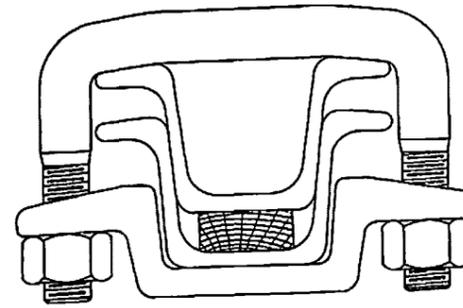


Fig. 2. — Assemblage avec planchette.

s'emboîtant l'un dans l'autre, mais séparés au point d'assemblage par une planchette de bois emprisonnée entre les deux âmes. L'assemblage est réalisé le plus souvent par deux étriers et une clame serrée par boulons.

Dans ce cas, le glissement se produira d'abord sur bois et, après un certain écrasement de la planchette, interviendra le frottement des ailes l'une contre l'autre.

A ce moment, une fraction x du serrage sera supportée par la planchette, d'où un effort de frottement $x.f$, la fraction $1 - x$ étant supportée par les ailes. Mais celles-ci sont inclinées de sorte que l'effort de contact sera K fois plus grand et deviendra $K.f(1 - x)$. Au total, l'effort de frottement pourra s'exprimer par $F = f.x + K.f'(1 - x)$.

Si $f = K.f'$, F est indépendant de x . Cette condition est pratiquement irréalisable, car si f est assez bien connu (environ 0,25 à 0,35) f' est essentiellement variable avec l'état des surfaces en contact, laminage, rouille, polissage par suite d'un glissement antérieur, grippage, etc...

Mais le cintre T.H. s'emploie aussi sans planchette avec glissement métal sur métal, et ce type de soutènement est très généralisé à l'étranger.

Le profil adopté dans ce cas peut être très voisin du type précédent et, par ce fait, le frottement n'intéresse que les ailes, la formule se réduit à $F = K.f..$

Les éléments du cintre peuvent aussi être constitués de barres ayant un profil unique en forme de V et s'emboîter parfaitement l'un dans l'autre au point d'assemblage, sans interposition de planchettes en bois (fig. 3). Dans ce cas, les ailes sont renforcées, côté extérieur, par d'épais bourrelets, de

telle sorte que le frottement se partage entre les bourrelets qui portent l'un sur l'autre, soit pour une fraction x et les flancs inclinés pour $1 - x$.

L'effort de frottement total s'exprime encore dans ce cas par $F = f'[x + K(1 - x)]$. Selon la plus ou moins grande perfection du laminage, l'effort peut porter uniquement sur les bourrelets et l'on a $x = 1$, ou bien seulement sur les ailes, ce qui entraînera vraisemblablement une déformation du profil, ou enfin, ce qui est souhaitable, en même temps sur les bourrelets et les ailes.

Nous donnons ci-après, à titre indicatif, les résultats d'essais réalisés à la presse sur différents modes d'assemblages et des profils de calibres variables.

Assemblage avec cales en bois intercalées entre les deux profilés à l'endroit du coulissement.

Les Zorès profil 21 kg par mètre courant sont centrés sur un rayon de 1,50 m et placés verticalement entre les deux plateaux de la presse. L'assemblage se fait au moyen de deux étriers dont les boulons sont serrés au moyen d'une clef à l'extrémité de laquelle on exerce un effort par l'intermédiaire d'un dynamomètre.

Les planchettes sont droites ou préalablement courbées suivant le même rayon que les cintres, et d'essences différentes.

TABLEAU I.

Couple de serrage kgm	Essence de bois	F. kg maximum	Forme de la cale
20	Azobé	11.750	droite
25	Azobé	12.000	droite
25	Chêne	11.000	cintrée
30	Chêne	11.500	cintrée
25	Peuplier	7.500	droite
25	Hêtre	12.500	droite
25	Orme	13.500	droite

D'autres essais sur Zorès 21 kg par mètre courant, assemblage par 2 étriers, cales 50 × 21 × 400, ont donné les résultats suivants :

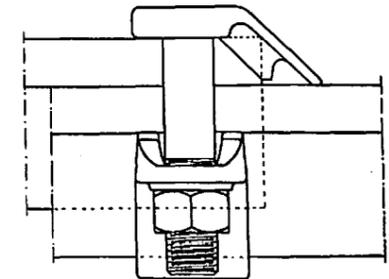
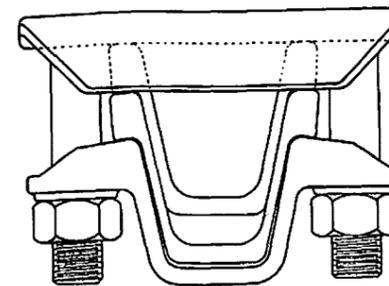


Fig. 3. — Assemblage profil unique.

TABLEAU II.

Couple de serrage kgm	Essence de bois	Effort kg	
		moyen	en pointe
14	Azobé	5.000	7.000
20	Azobé	10.000	12.000
25	Azobé	19.000	22.500
20	Hêtre	11.000	12.000
25	Hêtre	14.200	15.500
20	Chêne	11.500	12.500
26	Chêne	18.200	19.500
20	Orme	12.300	15.200
25	Orme	14.700	15.500
20	Sapin	9.500	10.500
26	Sapin	11.500	15.500
20	Bois blanc	9.500	10.500
26	Bois blanc	12.000	12.700
14	Sans cale	15.000	16.500
14	Sans cale	15.000	16.500

On remarque que, sous un serrage de l'ordre de 20 kgm, les efforts maxima de glissement sur le profilé de 21 kg/mc se situent entre 10 et 12 tonnes pour toutes les essences. Si le serrage devient plus énergique par exemple 25 kgm, les espèces de bois se classent dans l'ordre suivant :

Azobé : coulissement sous 22 tonnes.
 Chêne : coulissement sous 19 tonnes.
 Hêtre et Orme : coulissement sous 15 tonnes.
 Sapin : coulissement sous 15 tonnes.
 Bois blanc : coulissement sous 12 tonnes.
 (Tilleul ou Peuplier).

Les pièces essayées étaient de choix et parfaitement sèches.

La cale en bois permet, par un serrage énergique, d'augmenter l'effort sous lequel se produit le glissement sans craindre le grippage. L'effet obtenu dépend de la nature du bois et est d'autant plus marqué que le serrage est plus poussé.

Ces résultats sont en concordance avec les essais faits en vue de déterminer les coefficients de frottement des planchettes en bois de différentes natures, qui ont donné les résultats suivants comparés au coefficient de frottement acier sur acier :

Azobé	Chêne	Hêtre	Orme	Tilleul	Sapin	Acier
0,37	0,37	0,36	0,31	0,50	0,25	0,25

Comportement des différents assemblages sous compression lente.

Dans le but de reproduire à certain point de vue l'action qu'exerce le terrain, lors de sa détente, sur les cintres à coulissement, on a procédé aux essais suivants :

Dans une presse Amsler (fig. 4), les deux tirants reliant les deux plateaux sont soudés au plateau inférieur, tandis qu'au plateau supérieur l'assemblage peut se faire au moyen d'érous et contre érous.

Le plateau intermédiaire coulisse avec jeu, guidé par les tiges. Il est poussé vers le haut par un vérin hydraulique qui s'appuie sur le plateau inférieur.

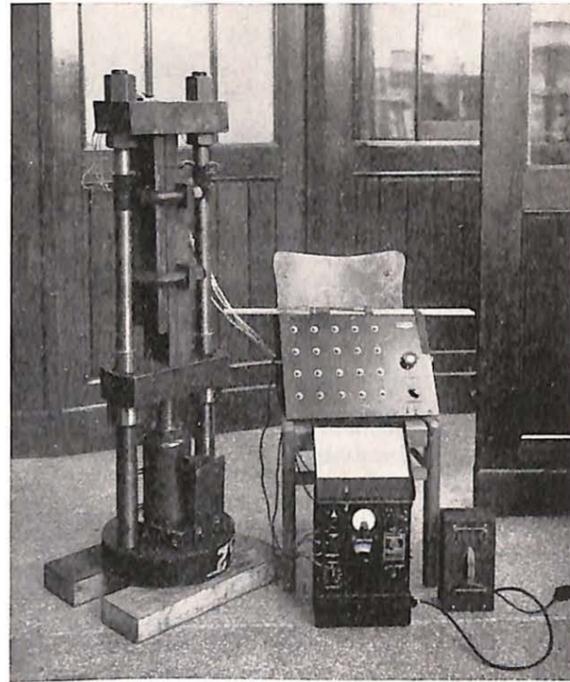


Fig. 4. — Presse Amsler.

Entre ce plateau mobile et le plateau supérieur, on place verticalement les deux profils laminés, éléments de cadre de soutènement. Ils sont serrés l'un contre l'autre par les boulons d'un assemblage à étriers, mais on a eu soin de les disposer l'un par rapport à l'autre de façon qu'ils puissent coulisser dès que l'effort de compression devient suffisant.

On a actionné la presse jusqu'à ce que le piston exerce un effort déterminé choisi arbitrairement. Quand celui-ci est atteint, on amène les deux écrous contre le plateau intermédiaire afin que la charge soit maintenue constante même si, pour une cause quelconque, la presse avait tendance à laisser se relâcher l'effort de compression.

Pour connaître celui-ci exactement, on a eu soin de fixer sur chaque tige deux strain gauges placés à 180° l'un de l'autre, qui sont raccordés aux appareils Baldwin (commutateur et pont). La demi-somme des lectures indique l'allongement élastique de la tige en évitant l'erreur qui pourrait résulter d'une flexion éventuelle.

Résultats obtenus :

a) avec profils Zorès normaux de 21 kg par mètre courant.

Le couple de serrage des boulons d'étriers était 25 kgm et le frottement s'exerçait non seulement sur la planchette, mais également en partie sur la base des flancs.

1^{er} jour : L'effort de compression est monté progressivement à kg 4650, 7.215, 10.374, 12.460, 15.852 et 15.999. Cette charge a été maintenue pendant la nuit sans glissement.

2^e jour : L'accroissement de la pression a été repris jusque 14.797 kg. Sous cette charge, un glissement s'est produit et l'effort est retombé à 13.799 kg puis à 12.305 kg pour remonter à 14.797 Kg, ce qui a

provoqué un nouveau glissement et une décharge à 12.469 kg qui a été maintenue pendant la nuit.

3^e jour : Augmentation de la charge à 13.467, 14.564, 16.260 et 18.321 (on constate des traces de grippage). Suit un glissement assez important qui ramène la charge à 14.098 kg puis à 13.300 kg. la pression remonte alors à 15.561 kg avec trace de grippage, puis un nouveau glissement se produit jusqu'à 13.852 kg.

b) avec profil 29 kg.

D'autres essais sur cintres T.H. en profils 29 kg par mètre courant sans cale de bois, coulissant sur fer, ont donné des résultats du même ordre, c'est-à-dire une charge primitive atteignant de 10 à 15 tonnes, maintenue par saccades à une charge moyenne située entre ces deux limites.

Ces essais illustrent bien l'idée que l'on se fait du comportement des cintres à coulissement sous l'ac-

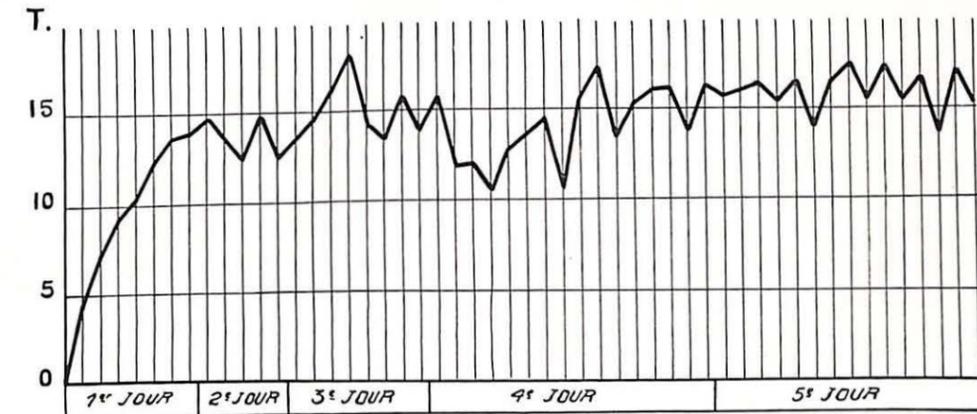


Fig. 5. — Diagramme. Pression lente.

4^e et 5^e jours : Le phénomène alternatif se reproduit et le diagramme fig. 5 donne une idée de la façon dont s'est comporté l'assemblage au cours des 5 journées d'essais.

Un second essai exécuté dans les mêmes conditions a donné des résultats fort semblables (fig. 6.)

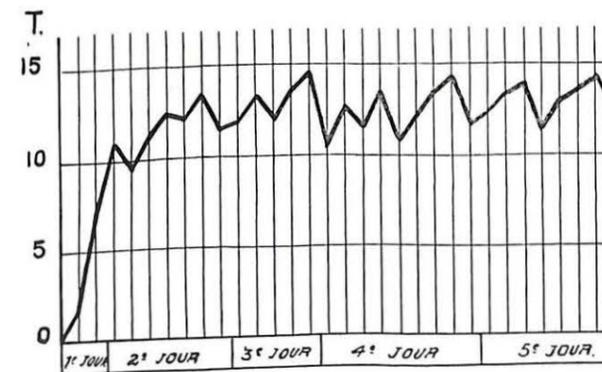


Fig. 6. — Diagramme. Pression lente.

tion de la poussée résultant de la détente des terrains autour d'une galerie en creusement.

On ne peut en déduire des conclusions formelles quant à la valeur absolue des efforts supportés par les assemblages, qui dépend du serrage des boulons, de la nature du bois en cas d'utilisation de cales, de la perfection du laminage pour les cadres neufs et de l'état des surfaces frottantes dans le cas de cadres reconformés.

Mais il semble que cet effort ne varie pas essentiellement avec le calibre du profil employé.

Les essais suivants ont eu pour but de vérifier cette dernière proposition et de déterminer l'influence du serrage.

Il est apparu que celui-ci exécuté sous l'action d'un couple de 25 kgm, n'était pas toujours réalisé dans la pratique courante de la mine où les ouvriers utilisent souvent une clef de 0,60 m.

Des essais ont été repris sur Zorès 14 — 21 — 29 kg — nous ne disposons pas de barre 56 kg/mc — au moyen de la presse Amsler, en soumettant l'assemblage à une pression continue sans arrêt. Les tronçons de barre Zorès étaient cintrés sur rayon de 1,50 m. On a obtenu les résultats suivants :

TABLEAU III

Types de cintres	Charges maximums en kg	Charges moyennes en kg
Profil 14 kg avec planchette azobé		
sous couple de serrage de	10 kgm	8.250
	15 kgm	12.000
	20 kgm	18.000
Profil 14 kg sans planchette		
sous couple de serrage de	10 kgm	5.500
	15 kgm	10.000
	20 kgm	15.000
Profil 21 kg avec planchette azobé		
sous couple de serrage de	15 kgm	11.500
	20 kgm	11.250
	25 kgm	15.500
Profil 21 kg sans planchette		
sous couple de serrage de	15 kgm	15.000
	20 kgm	18.250
	25 kgm	22.000
Profil 29 kg sans planchette		
sous couple de serrage de	15 kgm	11.500
	20 kgm	9.000
	20 kgm	12.500
	25 kgm	15.500
		18.000
		7.500
		7.000
		9.000
		11.500
		15.500

Les essais faits sur pièces assemblées par serrure Theis ont donné des résultats très variables desquels on ne peut tirer aucune indication.

M. Vidal (5) a obtenu sur des éléments de cintre 21 kg par mètre courant sans planchette, une résistance au coulissement de 8 à 21 tonnes suivant le serrage (fig. 6).

De tous ces essais, en nombre relativement limité, on ne peut tirer de conclusions chiffrées absolues quant au comportement des cintres de soutènement de voie du type coulissant. La dispersion des résultats ne laisse subsister qu'une allure générale, mais celle-ci est bien établie. Le nombre des essais fut-il considérablement plus élevé — ce qui permettrait d'établir des moyennes sur grands nombres — qu'ils n'apporteraient pas de renseignements de caractère vraiment pratique, tant il est vrai que les cas se présentant dans la mine sont éminemment variables : à chaque situation particulière, le cintre doit pouvoir s'adapter grâce à un choix judicieux du calibre et un serrage adéquat.

La planchette en bois semble jouer un rôle régulateur dans le cas des profils à flancs faiblement inclinés, elle empêche le coincement si le serrage est excessif ou si les irrégularités de laminage sont trop importantes, tout en gardant un coefficient de frottement suffisant. Elle évite ou retarde le grip-page.

(5) Revue de l'Industrie Minière — août 1950.

Elle peut aussi parfaitement être utilisée avec les profils en V et empêcher la portée exclusive sur les bourrelets, qui n'entraîne en somme qu'un frottement relativement faible.

Nous pensons que cette interposition de bois dans l'assemblage est intéressante, quand on veut appliquer un serrage énergique, là où les poussées sont assez fortes, bien que l'on ne puisse pas dire qu'elle soit indispensable.

Des résultats très satisfaisants ont d'ailleurs été obtenus dans de nombreux cas d'application avec

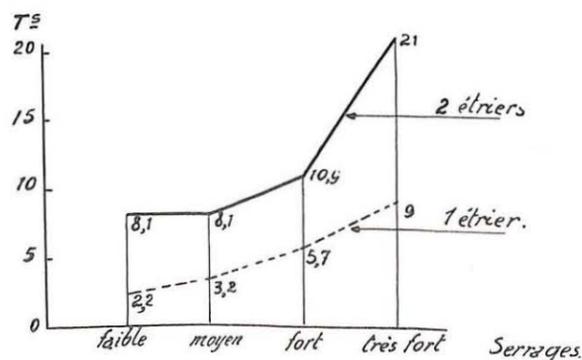


Fig. 7. — Diagrammes relevés par M. Vidal (Extrait de la Revue de l'Industrie Minière, août 1950).

des assemblages où le glissement se fait acier sur acier.

Il résulte de ce qui précède que le glissement dépend d'un grand nombre de facteurs dont les essais ne peuvent déterminer de façon précise l'influence respective.

Mais on peut affirmer qu'il est fonction du serrage et dépend assez peu du calibre du profil.

On s'étonnera sans doute de constater que le même serrage permet de résister à des pressions égales, voire supérieures, avec le profil le plus faible. Sans doute faut-il en chercher la cause dans les

déformations par flexion qui se produisent plus facilement dans ce cas.

La serrure Theis dans laquelle le serrage est obtenu par des coins enfoncés à coups de marteau (fig. 8) a été préconisée par certains exploitants qui y ont vu le moyen d'obtenir un serrage énergique sans avoir recours au serrage de boulons, opération qui demande un temps non négligeable.

Les essais à la presse sur ce mode d'assemblage n'ont pas donné de résultats concluants. L'intensité du serrage est en effet très difficile à déterminer, car il résulte d'un certain nombre de coups de marteau sur des coins qui s'enfoncent dans des pièces métalliques dont l'élasticité absorbe une partie plus ou moins importante de l'effort de choc. Elle dépend aussi de la force avec laquelle l'ouvrier manœuvre son marteau et du poids de celui-ci.

Néanmoins, cette serrure peut, à notre avis, être utilisée avec un certain succès là où les pressions n'étant pas extrêmement fortes, on désire par raison d'économie réduire le temps de pose.

Point de vue pratique.

Dans les exploitations où la surveillance du glissement et du serrage des boulons d'éclisses se fait d'une façon systématique, il y a beaucoup de chance pour que les éléments du cintre ne subissent qu'exceptionnellement des efforts provoquant la rupture ou des déformations importantes.

Malheureusement, cet emploi judicieux des cintres est loin d'être général, ainsi que nous avons pu nous en rendre compte par des investigations faites en Belgique et à l'étranger. Sur une vingtaine de charbonnages consultés, quatre seulement possèdent un service organisé dans ce but.

Le plus souvent, le cintre posé est abandonné à lui-même sans surveillance spéciale. S'il coulisse trop facilement, le terrain se disloque, des affaissements se produisent, parfois suivis d'éboulements, et en tout cas il en résulte un rétrécissement excessif de la galerie; si le serrage est trop fort, les éléments du cadre flambent, se déforment ou se rompent.

Entre ces deux cas extrêmes se situe toute une gamme d'hypothèses.

Le plus souvent cependant le serrage est énergique et, avant que le glissement se produise, le cintre subit une contrainte provoquant des déformations élastiques ou permanentes qui ont des répercussions sur l'assemblage. Parfois, l'étrier entraîné par le profil sur lequel il s'appuie, se place de travers, le serrage croît, mais dès que ce nouvel équilibre est rompu, l'étrier peut se redresser et permettre un glissement plus facile.

Il arrive aussi qu'après le premier glissement l'extrémité de l'élément de tête du cintre bute contre la paroi de la galerie, ou contre un bois de garnissage ou bien encore qu'un coincement se produise sous l'action d'une poussée latérale qui tend à tordre le profilé.

Il est certain que, dans tous les cas de l'espèce, le profil de fort calibre résistera plus longtemps et évitera souvent des travaux de recarrage toujours dispendieux.

Dans les terrains dont la poussée est anormalement élevée, très grande profondeur ou voisinage

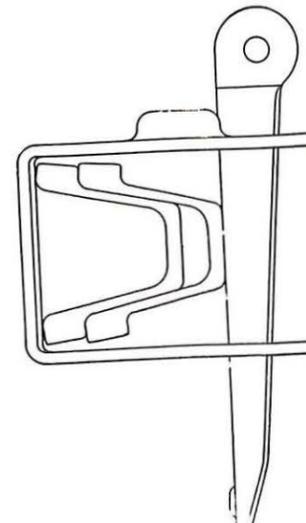
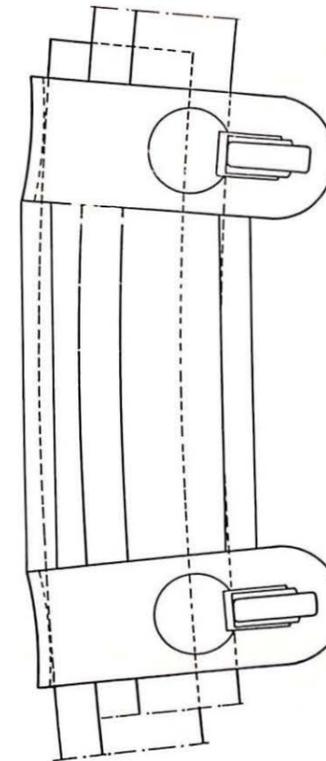


Fig. 8. — Serrure Theis.

de faille par exemple, le mineur est amené à renforcer le serrage des éclisses à tel point que l'effort de glissement dépasse la résistance des éléments constitutifs du cintre.

Dans un charbonnage belge exploitant à 1.500 m une veine de 1,40 m d'ouverture, on a constaté que les cintres de 21 kg placés presque jointifs ne résistaient pas, en dépit de toutes les précautions prises, les éléments coulissaient sur une longueur allant jusque 1 mètre, puis se déformaient.

Le cintre de 36 kg par mètre courant permet actuellement de maintenir la galerie à une section acceptable.

La dépense résultant du poids de matière supplémentaire se paie largement, le rendement de la taille étant intéressant.

Des essais faits dans une couche de moindre puissance en dressant sont moins concluants, car, dans ce cas, l'effet utile à l'abatage est insuffisant pour compenser les frais élevés du soutènement.

Dans un autre charbonnage belge, le cintre 29 kg par mètre courant a permis de résoudre le problème du soutènement en galerie dans un travers-bancs en terrain failleux.

En Allemagne, les T.H. de 29 et 36 kg par mètre courant ont été adoptés dans un certain nombre d'exploitations, parce qu'il avait été constaté que le cintre 21 kg par mètre courant avait déjà tendance à se déformer dès que le glissement se produisait. Les premiers essais ont été faits avec cintres composés de 2 éléments, mais l'expérience a montré que le système à 3 éléments était nettement plus avantageux.

On est généralement d'avis que le glissement est plus régulier dans le cas des profils de 29 et 36 kg par mètre courant.

Un charbonnage de Westphalie utilise couramment le type 29 kg par mètre courant pour toutes les galeries dont la section atteint 10 m².

Quand il s'agit de couches fortement inclinées, il a recours au soutènement Lorenz Toussaint-Heintzmann (L.T.H.) qui est coulissant et articulé.

Il est constitué d'un demi-cadre formé de deux éléments coulissants appuyés sur une pile de bois



Fig. 9. — Soutènement Lorenz T.H. (L.T.H.)

et, d'autre part, reliés à un montant droit du côté du toit de la couche. L'articulation est assurée par une pièce spéciale qui permet de donner au montant toutes les inclinaisons voulues (fig. 9).

Dans le bassin d'Aix-la-Chapelle, où l'emploi de T.H. est généralisé, on estime que, lorsque la section de la galerie atteint 12 m², le type 29 kg par mètre courant devient intéressant et si le terrain est vraiment mauvais, on passe au type 36 kg par mètre courant avec cintres espacés de 50 cm.

On constate aussi que les cintres de forts calibres sont fréquemment utilisés dans les galeries au rocher en direction ou en travers-bancs et ont permis d'éviter les revêtements coûteux en claveaux de béton.

Une application des cintres 29 et 36 kg par mètre courant se rencontre assez souvent en Allemagne dans le soutènement des grands envoyages et des bifurcations.

Profil — Placement — Glissement.

En Allemagne, comme dans beaucoup de charbonnages belges, il est rare que la surveillance systématique des éclisses soit organisée. Elle existe cependant dans un certain nombre de cas où des repères sont régulièrement marqués sur les cintres et reportés dans un registre. Cette surveillance se limite parfois à 50 m du front.

On reconnaît généralement que cette organisation est judicieuse et rentable, mais le manque de personnel qualifié et consciencieux, qui se fait sentir partout, la rend souvent impossible.

Dans tous les charbonnages allemands sur lesquels ont porté nos investigations, le glissement se fait acier sur acier sans interposition de cales en bois.

Le glissement est certainement moins régulier, mais l'usage du bois crée une sujétion qui, aux yeux de beaucoup d'exploitants, n'est pas compensée par des avantages importants.

Qu'il s'agisse du profil 21 kg par mètre courant ou des types forts, la distance la plus souvent adoptée en Allemagne est de 75 à 80 cm, avec alternance d'espaces de 1,20 m pour le passage de la trémie de taille; rarement, on descend à 50 cm.

Le placement se fait assez fréquemment à 6 ou 8 m en arrière du front, le soutènement provisoire étant réalisé au pied de taille par des étaçons droits coulissants. Mais cette façon de procéder n'est pas absolument générale. Là où la surveillance du serrage est organisée par exemple, on place les cintres au fur et à mesure de l'avancement, voire parfois en avant du front.

Impression générale.

Le soutènement articulé est encore assez répandu en Allemagne, mais il semble que le cintre coulissant de différents modèles occupe une place de plus en plus importante. Il est surtout apprécié en raison de sa facilité de placement (il ne nécessite pas de soutènement provisoire), de sa bonne stabilité dans les terrains plastiques à pressions irrégulières et de la consommation de bois à peu près nulle.

Le profil d'un poids métrique de l'ordre de 21 kg était généralement utilisé, mais depuis quelques temps, les cintres de 26, 29 et 36 kg trouvent des applications de plus en plus fréquentes dès que la section des galeries dépasse 10 à 12 m², qu'il s'agisse de forte pression résultant de l'approfondissement des exploitations ou que l'on cherche à éviter le revêtement en claveaux dans les travaux au rocher urgents ou dans les envoyages et bifurcations.

La résistance du profil lourd à la torsion résultant des efforts latéraux a, elle aussi, été prise en considération.

Conclusion.

Les cintres coulissants fabriqués au moyen de barres d'acier demi-dur, dont le poids métrique est de l'ordre de 21 kg, ont fait leur preuve et ont donné des résultats satisfaisants dans tous les cas courants de soutènement de voies. Ces résultats sont d'autant meilleurs que des soins sont apportés dans la pose et la surveillance du coulissement.

Malheureusement, la main-d'œuvre dont disposent les charbonnages à l'heure actuelle est tellement variable et mouvante qu'il est extrêmement difficile sinon impossible dans la majorité des cas de réaliser une organisation stable.

Pour obvier à cette carence, beaucoup d'exploitants désirent renforcer la résistance propre du soutènement, afin de pouvoir appliquer un serrage énergique et reculer dans la mesure du possible le moment où le cintre devra céder sous l'action de la poussée des terrains.

Les choses ne se passent pas autrement dans le cas des cadres de soutènement type Moll où les piles de bois vont jusqu'à l'écrasement presque complet avant que les pièces métalliques, rails ou profilés, se rompent.

Toutefois, cette condition n'est réalisée qu'au prix d'une dépense de bois fort importante.

Le cintre coulissant à profil renforcé répond à cette sujétion à moindre frais, mais si le mur de la galerie est très tendre il est à conseiller de poser les cintres sur des semelles en bois dur, en béton ou en acier.

Son emploi est apparu économique dans de nombreux cas en Belgique, en Allemagne et en France.

D'autre part, le renforcement du profil des cintres coulissants est devenu indispensable là où, par suite de la profondeur d'exploitation ou de la nature failleuse des terrains, la poussée dépasse les normes habituelles.

Enfin, le cintre à profil lourd, en fer à cheval ou en cercle complet, a été fréquemment adopté en lieu et place des revêtements en claveaux dans le soutènement des galeries au rocher, pour lesquelles un avancement rapide est requis.

L'emploi de cadres circulaires 21, 29 ou 36 kg par mètre courant renforcés à la base à l'aide de deux profils travaillant en parallèle (fig. 10) permet,

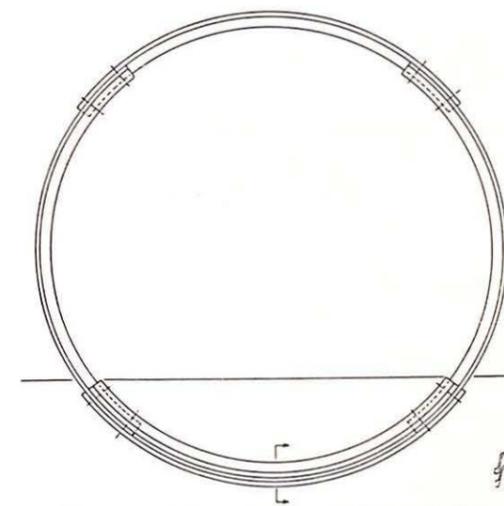


Fig. 10. — Cadre circulaire renforcé à la base.

dans bien des cas, de résoudre économiquement le problème que pose l'avancement rapide d'un travail préparatoire, en assurant à celui-ci un soutènement suffisamment résistant, sans devoir recourir à l'emploi de revêtement en claveaux de béton toujours onéreux et de pose lente.

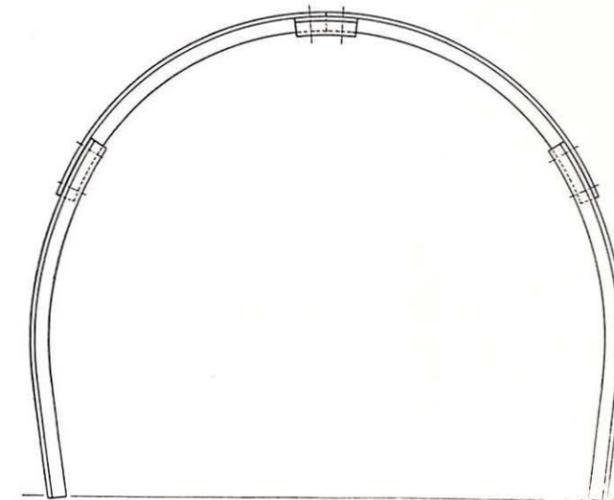


Fig. 11. — Cintre en quatre segments en 29 kg/mc.

L'objection que l'on peut faire au renforcement du calibre, indépendamment du coût un peu plus élevé, réside dans le poids des éléments constitutifs du cintre. La plupart des exploitants n'y ont cependant pas attaché une très grande importance et d'autres ont estimé pouvoir résoudre la question en utilisant quatre segments au lieu de trois (fig. 11)

L'expérience dira dans quels cas et dans quelle mesure les cintres renforcés seront d'un emploi économique.

La formation professionnelle et l'apprentissage du métier de mineur

R. PETRE,

Secrétaire général de la Centrale des Francs Mineurs.

SAMENVATTING.

De auteur herinnert aan de overwegende rol van de factor « werkkraft » in de belgische kolenmijnen en aan de economische en sociale gevolgen van het gebrek aan voldoende geschoold personeel.

Na de voornaamste motieven te hebben aangehaald die de aanwerving van eigen werkkrachten remmen, stelt de auteur een aantal middelen voor om opnieuw een gunstiger klimaat voor de kolenmijnen te scheppen.

Eerst en vooral dient de organisatie van de beroepsvorming en de opleiding tot het mijnwerkersvak concreet ter hand genomen, want de tot nu toe getroffen maatregelen op dit gebied zijn bepaald ontoereikend en ondoelmatig.

Het ontwerp voor beroepsopleiding voorgesteld door de Federatie der Belgische Kolenmijnverenigingen, dat bestudeerd werd door een commissie van de Hoge Raad van het Technisch Onderwijs, is het vertrekpunt van een oplossing. Na enkele suggesties strekkende tot het verkrijgen van een wezenlijke en doeltreffende medewerking van de betrokken partijen voor het welslagen der mijnwerkersscholen, besluit de auteur dat deze aan te veel morele, sociale, economische en in een woord, menselijke noodwendigheden beantwoorden opdat men hen niet al de steun en financiële offers zou verlenen die hen toekomen.

Ter documentatie van de lezer zijn enkele onderrichtingen en statistieken betreffende deze kwestie bij het artikel gevoegd.

RESUME.

L'auteur commence par rappeler le rôle dominant du facteur travail dans les exploitations charbonnières belges et les conséquences économiques et sociales de l'insuffisance d'une main-d'œuvre dûment qualifiée. C'est une des raisons notamment pour laquelle le problème des cadres et le choix des agents de la surveillance se compliquent de plus en plus, que ce soit du point de vue quantitatif ou qualitatif.

Après avoir énuméré les principaux motifs qui influencent défavorablement le recrutement des travailleurs de notre pays pour les travaux du fond, l'auteur suggère diverses mesures afin de recréer un courant favorable vers les exploitations houillères.

Et d'abord, ce qu'il convient de réaliser concrètement et tout de suite, c'est l'organisation de la formation professionnelle et de l'apprentissage du métier de mineur car, de toute évidence, vu sur le plan général, les mesures prises à ce jour sont manifestement insuffisantes et inefficaces.

Le projet de formation professionnelle proposé par la Fédération des Associations Charbonnières de Belgique, qui vient d'être étudié et mis au point par une sous-commission du Conseil Supérieur de l'Enseignement Technique, est le point de départ d'une solution.

Après quelques suggestions tendant à obtenir une collaboration réelle et efficace des parties intéressées au succès de l'école des mineurs, l'auteur conclut que celle-ci répond trop à des nécessités morales, sociales, économiques, et pour tout dire humaines, que pour ne pas lui consentir l'aide et les sacrifices financiers qu'elle mérite.

Pour documenter le lecteur, il est annexé à l'article quelques instructions et statistiques se rapportant au problème en cause.

AVANT-PROPOS.

Cette note, écrite sans aucune prétention, n'a d'autre but que d'apporter une aide modeste et de bonne volonté aux hommes responsables de l'avenir de l'industrie des mines de notre pays et co-responsables du sort futur de la profession de mineur.

Le plan suivi comprend une introduction qui précède trois chapitres et les conclusions.

Dans l'introduction, nous situons l'ampleur du problème que pose la désaffection qui se manifeste pour les travaux du fond de la mine.

Nous jetons dans un premier chapitre un rapide coup d'œil sur ce qui existe actuellement en matière

de formation professionnelle dans les mines. Dans le second chapitre, nous examinons brièvement un projet officiel de formation professionnelle auquel d'ailleurs nous empruntons l'essentiel de nos informations. Le troisième chapitre nous permet de faire quelques remarques et d'avancer l'une ou l'autre considération pour hâter les moyens d'organisation de l'apprentissage du métier de mineur.

Dans les conclusions, nous nous permettons d'ajouter certains arguments en faveur de l'école des mineurs.

Nous avons d'autre part, et en vue de renseigner le plus possible le lecteur, joint à notre exposé quelques notes annexes :

Annexe n° 1 : Programme d'initiation des ouvriers s'embauchant pour la première fois à la mine.

Annexe n° 2 : Répartition par âge des travailleurs employés dans les charbonnages au 31 décembre 1952.

Annexe n° 3 : Texte des résolutions, se rapportant à la protection des jeunes travailleurs, adoptées par la 35^e Session de la Conférence internationale du Travail (B.I.T. 1952 — Commission de l'industrie charbonnière).

NOTE SUR L'APPRENTISSAGE DU METIER DE MINEUR ET DE LA FORMATION PROFESSIONNELLE DANS LES MINES.

Introduction.

Lorsqu'on se penche sur le problème charbonnier et tout particulièrement sur les divers éléments qui influencent la production charbonnière, on constate tout de suite la grande importance du facteur travail dans l'abattage et l'extraction du charbon.

Malgré les progrès de la technique minière, le prix de revient de la tonne de charbon subit l'influence dominante du coût de la main-d'œuvre (entre 56 et 60 % en moyenne), ce qui est bien la preuve que l'industrie du charbon dépend en premier lieu de la qualité et de la quantité du personnel qu'elle emploie.

Au 31 décembre 1952 (1), il y avait 159.549 ouvriers inscrits dans les mines belges, la production pendant la même année se situant aux environs de 30 millions de tonnes.

Or, après avoir constaté l'importance de la main-d'œuvre dans l'industrie charbonnière, on est frappé, à la lecture des chiffres, par la diminution constante du nombre de travailleurs belges qui pratiquent le métier de mineur. Ce fait est plus marquant encore quand on a sous les yeux les statistiques des ouvriers étrangers travaillant dans nos mines.

Voici comment s'exprime cette situation : (source Fédéchar)

Ouvriers du fond.		
	Belges	Etrangers
Fin 1944	56.869	8.963
1946	54.567	64.104

(1) Chiffres provisoires.

1948	56.212	72.252
1950	55.889	52.788
1952	51.963	67.615

Ceci veut dire qu'il y a actuellement dans notre pays 45 % de mineurs belges et 57 % de mineurs de nationalité étrangère.

Mais ce qui est plus grave encore, c'est qu'après avoir constaté notre état de minorité du point de vue de la quantité, il semble bien que nous le sommes aussi du point de vue de la qualité, dans le sens du facteur direct de production.

Ouvriers abatteurs (à veine)		
	Belges	Etrangers
Fin 1944	10.020	1.885
1946	10.538	13.448
1948	9.170	16.452
1950	8.390	14.341
1952	6.758	17.789

Ces chiffres signifient que la production nationale en combustibles solides dépend d'une main-d'œuvre spécialisée qui est composée de 27 % de travailleurs belges et de 73 % de travailleurs étrangers.

Voilà les faits. Ils sont assez significatifs que pour ne pas s'y attarder davantage.

La crise de main-d'œuvre nationale dans nos mines, alors que nous comptons des milliers de chômeurs complets, est un trop grave problème que pour ne pas en rechercher les causes et les remèdes.

C'était déjà vrai hier; ce doit l'être davantage aujourd'hui, si nous voulons que notre pays et nos charbonnages prennent leur place et défendent leurs droits dans la Communauté Européenne du Charbon et de l'Acier qui s'édifie.

En poussant nos recherches pour mieux assurer la défense de nos intérêts économiques et sociaux, il ne peut être question, du point de vue ouvrier notamment, de se limiter à un nationalisme étroit. La désaffection et l'instabilité des travailleurs à l'endroit des charbonnages de notre pays sont d'ordre général; ceci est témoigné par nos compatriotes sans doute — nous venons de le voir — mais c'est aussi le cas pour les travailleurs immigrés comme on va le constater. Pendant l'année 1952, le mouvement des effectifs renseigne que 51.889 étrangers, dont 11.300 venus directement d'Italie, sont entrés dans les mines alors que 51.928 en sont sortis. Ceci indique suffisamment le niveau de stabilité des contingents de travailleurs étrangers ayant pris la qualité d'ouvrier mineur.

Le problème devant lequel on se trouve est donc bien général. C'est à ce stade qu'il faut analyser les causes et appliquer les remèdes.

Les causes de cette situation sont nombreuses et suffisamment connues de tous les initiés au problème de la main-d'œuvre minière. Sans vouloir les analyser ici, nous croyons qu'il n'est pas inutile de rappeler, ne fut-ce que pour mémoire, les motifs principaux d'altération qui influencent le recrutement dans les charbonnages :

- 1) Le discrédit qui frappe le travail du mineur;
- 2) Le désir de la génération actuelle de pratiquer un métier « propre », une profession « de son temps ».

avec une préférence marquée pour un emploi où l'on fait davantage appel à l'intelligence, au savoir.

3) Le climat psychologique défavorable qui règne en général dans les mines et qui est dû en partie à l'instabilité du personnel, au manque d'esprit d'équipe dans le travail de production, à l'insuffisance d'agents de maîtrises compétents et de valeur bien préparés à leur rôle de « chefs » (chefs-porions, porions, surveillants);

4) Les caractères particuliers pénibles et insalubres du métier de mineur, les risques, les dangers, les catastrophes;

5) Le peu de différence qui existe entre les avantages du travailleur du fond comparés avec ceux des ouvriers d'autres professions;

6) Dans les bassins du sud (3/5 de la production) le piteux état des installations superficielles, des exploitations, des habitations ouvrières.

Ces divers motifs posent des problèmes qui appellent des solutions particulières qu'il convient de forcer si l'on veut vraiment remédier à la situation que nous connaissons.

En résumé, les causes principales de la désaffection vis-à-vis des mines sont de deux ordres : (dans un sens large) moral et matériel.

La crise de la main-d'œuvre dans les mines n'est donc pas le fait du hasard. Elle est la conséquence logique de toute la politique pratiquée par les instances responsables de l'industrie charbonnière au cours des trente dernières années, et tout particulièrement jusqu'à la guerre de 1940. Et cette politique poursuivra ses ravages aussi longtemps que les travailleurs rencontreront moins de considération, moins d'égards, moins de bien-être dans les charbonnages que dans n'importe quelle usine ou manufacture.

Quant aux remèdes à cette situation, ils doivent eux aussi être de deux ordres :

Il faut faire en sorte que l'exercice du métier de mineur ne soit pas en opposition avec le respect de la dignité humaine du travailleur qui l'exerce et l'épanouissement de ses qualités intellectuelles, morales, sociales et professionnelles.

Il est indispensable d'améliorer davantage les conditions et l'organisation du travail dans les mines et de donner à tous les mineurs un statut qui doit être privilégié par rapport à celui des ouvriers d'autres professions. Soulignons encore qu'il faut absolument pousser davantage la mécanisation des chantiers d'exploitation de telle manière que, par une technique nouvelle, les efforts et la peine physique du mineur au travail diminuent progressivement. Il y aurait beaucoup à écrire sur ces différents chapitres. Nous devons ici nous borner à exposer une des réformes fondamentales qui pourra, après quelques années d'expérience, aider considérablement à la solution du problème de la main-d'œuvre. Cette réforme, c'est l'organisation de la formation professionnelle dans les mines qui, jusqu'à présent, n'existe pas encore en Belgique.

I. — La situation actuelle.

L'apprentissage du métier de mineur n'est pas organisé dans notre pays. Ceci signifie qu'un tra-

vailleur prenant pour la première fois le chemin de la fosse, quel que soit son âge, est mis au travail sans aucune transition et sans préparation réelle.

Livré à lui-même, le nouveau venu ne peut compter éventuellement que sur le concours bénévole de compagnons de travail et son esprit d'initiative. Il réussit s'il a « ça dans le sang ». Mais en général il ne peut espérer l'aide d'institutions, de services ou de responsables à même de l'orienter, de le guider, de le préparer, de le surveiller, de l'aider à pratiquer avec intelligence et méthode l'un ou l'autre des nombreux métiers qui s'exercent dans l'industrie des mines.

Il convient toutefois de faire remarquer que quelques entreprises charbonnières organisent des cours théoriques à l'usage des ouvriers désirant se perfectionner et qu'elles facilitent l'apprentissage en envoyant les nouveaux venus dans des chantiers écoles. Le temps consacré à cet apprentissage, les méthodes pratiquées, diffèrent d'une société à l'autre et ne peuvent être déterminés toujours avec exactitude. On voit donc qu'il est impossible dans ces conditions de parler de formation professionnelle et d'apprentissage organisé.

Selon des renseignements communiqués récemment, il y aurait 15 écoles de formation professionnelle des mineurs, créées à l'intervention des entreprises charbonnières, cependant qu'il existe 24 écoles industrielles libres ou officielles disséminées dans le pays et où il existerait une section d'exploitation des mines.

Les cours sont donnés en dehors des heures de travail et, en général ils ne donnent pas droit à rémunération.

Répartition par bassin des écoles particulières des charbonnages

Borinage	Campine	Centre	Charleroi	Liège	Belgique
3	5	2	2	3	15

Ecoles techniques officielles ou libres où existe une section « Mines »

Borinage	Campine	Centre	Charleroi	Liège	Belgique
7	3	2	10	1	24
+ 1 dans les Flandres					

A part deux ou trois exceptions, les écoles techniques, officielles et libres, et les écoles particulières des charbonnages se limitent à l'enseignement théorique. Les matières enseignées et la durée des cours sont très variables.

Le but final généralement poursuivi par ces écoles est la formation des agents de surveillance. Les titres et certificats délivrés sont très différents; ils se rapportent au minage (boutefeu), à l'exploitation minière en général (surveillant-boutefeu, aide-niveleur, porion) et à quelques spécialités.

On constatera à la lecture des renseignements qui suivent qu'il semble bien que l'apprentissage généralisé des métiers pratiqués dans les travaux souterrains n'existe pas. Il découle de cette situation que la mine n'ouvre aucune carrière relativement sûre, que le recrutement, l'accueil et la mise en

contact sont livrés aux caprices du hasard, ce qui engendre la stagnation de la valeur professionnelle.

Une autre conséquence de cette situation est la baisse de la qualification et de l'autorité professionnelles. Il ne faut pas voir ailleurs la raison de la déchéance des cadres. On sait combien il est difficile aujourd'hui d'assurer le recrutement de chefs capables d'exercer une véritable autorité et de créer un climat favorable dans les chantiers d'exploitation. Ceci est dû au fait que, les bons ouvriers devenant rares, le champ de recrutement des cadres de surveillance se rétrécit de plus en plus et les directions sont acculées à devoir confier des responsabilités à des hommes qui bien souvent, non seulement ignorent ce qu'il faut acquiescer en qualités et en savoir pour être chef et animer une équipe, mais ne possédant que des connaissances insuffisantes des méthodes rationnelles de travail et des divers « trucs » du métier. Hélas, il ne peut en être autrement dans les circonstances actuelles. Le nombre total d'élèves inscrits en 1951 dans les écoles pour les mineurs était de 2.823, dont 1.200 dans les écoles de charbonnages et 1.524 dans les écoles techniques.

Ce chiffre représente 4,8 % des ouvriers âgés de moins de 30 ans occupés dans les mines et 1,7 % de tout le personnel.

Répartition générale des travailleurs de moins de 30 ans occupés dans les mines (au 31-12-1952)

Groupe	Fond	Surface	Total
de 14 à 21 ans	7.016	2.265	9.281
de 14 à 30 ans	48.863	9.767	58.632

Il convient de noter que des ouvriers suivent en même temps les cours du charbonnage et ceux de l'école technique libre ou officielle. D'autre part, certains ouvriers de plus de 30 ans suivent encore les cours de porion.

La conclusion qui se dégage de cette situation rapidement exposée est qu'il faut hâter tout d'abord la mise en place des moyens nécessaires pour assurer et généraliser la formation professionnelle dans les mines. Il y a là un impératif qu'exige la situation de nos charbonnages, que l'on se place du point de vue économique, social ou humain.

Disons tout de suite qu'il faudra du temps pour constater les résultats de cette réforme. Nous nous trouvons devant une œuvre de longue haleine, mais on ne peut douter des effets heureux d'une réalisation dans le domaine de la formation professionnelle; à cet égard, le programme examiné en 1952 par le Conseil Supérieur de l'Enseignement Technique permet les plus grands espoirs à condition qu'il soit bientôt mis en pratique.

II. — Le programme de formation professionnelle.

C'est au sein de la section « Enseignement technique, professionnel et artisanal pour jeunes gens »

du Conseil Supérieur de l'Enseignement Technique qu'a été examiné un programme de formation professionnelle du personnel de l'industrie charbonnière. Le projet qui a été approuvé est de la compétence du Département de l'Instruction Publique.

Les travaux de la Commission, à laquelle participaient des patrons charbonniers, des délégués syndicaux, des fonctionnaires des Départements intéressés et des techniciens, sont basés sur un rapport émanant de la Fédération des Associations Charbonnières de Belgique; ils ont été terminés fin 1952.

On trouvera ci-après un aperçu des conclusions déposées quant aux principes et à l'organisation générale de la formation du personnel.

1) Les principes.

La Commission s'est ralliée sans réserves aux principes ci-après : « Ramener les jeunes gens à la mine, reconstituer une élite d'ouvriers capable d'encadrer toute la main-d'œuvre étrangère que les mines seront toujours obligées d'admettre.

En fait, tout le problème réside dans ceci : revaloriser le travail de la mine, rendre au mineur confiance et fierté dans son métier, le situer à la première place dans l'économie nationale et montrer que, sans quitter la mine, en suivant la « Carrière » par le cadre, il est permis d'accéder à des situations enviables, gravir soi-même, uniquement par la volonté, tous les échelons qui rapprocheront de plus en plus les deux piliers de l'industrie charbonnière, l'ingénieur universitaire et ses auxiliaires naturels, l'ingénieur technicien et les chefs-porions.

Chacun remis à sa vraie place, chacun reprenant la fonction qui lui fut réservée de par ses préférences et le chemin qu'il s'était tracé et qu'il a suivi, n'aura aucune désillusion sur la carrière suivie et alors les jeunes gens n'auront plus peur d'y entrer et les facultés des mines se rempliront de vrais mineurs et les mines verront se peupler leurs services de cette vraie main-d'œuvre indigène qui fut toujours enviée par les autres pays.

Pour atteindre le but final exposé, il faut que le jeune homme qui essaie de trouver sa voie en se décidant pour une carrière puisse connaître, dès le départ, les possibilités qu'elle lui réserve au point de vue matériel, spirituel, social, familial même, et celles-ci étant parfaitement connues, les moyens mis à sa disposition pour y parvenir.

Les principes ne doivent pas se chercher ni se trouver dans les détails d'application qui peuvent varier, mais bien dans une ligne de conduite commune et dans la recherche de buts communs ».

2) L'organisation générale de la formation professionnelle.

La progression de l'enseignement, tant théorique que pratique, se présenterait selon le schéma suivant :

De 14 à 16 ans	Ecole d'apprentissage (durée : 2 ans) Cours pratiques théoriques et Sports	L'enseignement se fait à la surface
De 16 à 17 ans	Classe de perfectionnement (durée : 1 an) Cours pratiques théoriques et Sports-natation (Diplôme d'apprenti)	Occupations pratiques au fond et enseignement d'école
De 17 à 18 ans	Ecole des mineurs du 1er degré (durée : 2 ans) Cours pratiques théoriques et Sports-natation (Diplôme du 1er degré)	Occupations pratiques au fond et enseignement d'école
De 20 à 30 ans	Ecole des mineurs du degré moyen (durée : 3 ans) Cours pratiques théoriques donnant les connaissances pour exercer une fonction dans la surveillance des travaux au fond et à la surface. (Diplôme du degré moyen et certificat de l'Administration des Mines).	Occupations pratiques au fond et enseignement d'école
	Ecole des mineurs du degré supérieur (durée : 2 ans) (Diplôme de chef-porion d'exploitation, chef-porion électricien, candidat géomètre de mines, certifié par la Direction Générale des Mines)	

L'enseignement prévu doit permettre de gravir tous les échelons de la hiérarchie professionnelle jusqu'au grade de conducteur des travaux. Il serait même possible d'accéder à la situation d'ingénieur technicien des industries minières.

Les programmes des cours dans les différentes sections seraient établis en fonction des matières à enseigner.

A. — Formation des apprentis.

Pendant les deux premières années d'apprentissage (de 14 à 16 ans), les apprentis ouvriers mineurs n'effectueraient plus leur travail au fond, l'apprentissage devant se faire essentiellement à la surface. Toutefois, les apprentis prendraient contact avec le fond de la mine, non pour y travailler mais par des visites guidées.

Les cours pourraient être donnés dans des dépendances des charbonnages aménagées en écoles ou dans des établissements scolaires indépendants.

B. — Classe de perfectionnement.

De 16 à 17 ans, l'apprenti poursuivrait son apprentissage pratique au fond. Il continuerait à participer à un enseignement théorique qui serait donné à la surface et d'une durée de 6 heures par semaine.

A la fin de la classe de perfectionnement, le certificat d'apprenti serait accordé. Ce certificat suffirait pour obtenir la qualité d'ouvrier mineur.

C. — Ecole des mineurs du premier degré.

Seraient admis à l'école des mineurs du premier degré :

- 1) les jeunes travailleurs de 17 ans, ayant travaillé au moins un an au fond et qui sont porteurs du certificat d'apprentissage;
- 2) ceux qui, ne possédant pas le certificat d'apprentissage, réussissent l'examen d'entrée.

L'élève travaillerait au fond d'une façon normale. Sous la direction de moniteurs ou d'ouvriers qualifiés, il serait mis progressivement au courant des différents travaux du fond.

L'enseignement théorique serait poursuivi à raison de 10 à 12 h. par semaine. L'école des mineurs du premier degré doit permettre la formation du personnel des cadres de surveillance de l'industrie charbonnière.

L'examen de sortie comporterait deux parties : pratique et théorique.

S'il ne réussit que l'examen pratique, l'ouvrier recevrait le *brevet* d'ouvrier qualifié; s'il réussit les deux épreuves, il recevrait le *certificat* d'ouvrier qualifié, légalisé par l'Ingénieur en Chef de l'Arondissement minier.

D. — Ecole des mineurs du degré moyen.

Pour fréquenter le degré moyen, l'ouvrier mineur devrait être âgé de 20 ans au moins, avoir quatre années d'occupation continue au fond, avoir le certificat de l'école du premier degré ou réussir un examen d'entrée.

Les cours seraient échelonnés sur une durée de trois ans, à raison de 9 heures par semaine et 524 heures par an.

Le programme de l'enseignement comporterait l'approfondissement des matières enseignées précédemment et d'autres cours de spécialisation, à savoir : exploitation des mines, mécanique, électricité.

Le but du degré moyen est de former :

- 1) des porions de chantier
- 2) des porions ajusteurs mécaniciens
- 3) des porions électriciens
- 4) des niveleurs mesureurs.

Tout en suivant les cours, le candidat porion continuerait son travail d'ouvrier qualifié en s'initiant progressivement, du point de vue pratique, aux travaux les plus qualifiés conduisant à la surveillance. Le diplôme de porion serait remis aux élèves ayant satisfait à l'examen à la fin des études du degré moyen.

E. — Ecole des mineurs du degré supérieur.

Les ouvriers seraient admis à l'école du degré supérieur aux conditions suivantes :

- 1) Avoir 25 ans au moins;
- 2) Prouver une présence de cinq années de travail au fond;
- 3) Être porteur du certificat du degré moyen ou réussir un examen d'entrée.

Les cours seraient donnés à raison de 9 heures par semaine; ils seraient différents selon qu'il s'agit du grade de chef porion d'exploitation, de chef-porion mécanicien-électricien ou de candidat géomètre des mines.

L'école des mineurs du degré supérieur délivrerait, après deux années, un diplôme de chef-porion d'exploitation, de chef-porion mécanicien électricien ou de candidat géomètre des mines.

Ce diplôme serait délivré par un jury d'examen au sein duquel l'Administration des Mines doit être représentée.

F. — Ecole d'ingénieurs techniciens des mines.

La section créée au sein du Conseil Supérieur de l'Enseignement technique s'est prononcée en des termes dont nous reprenons l'essentiel ci-après.

Le programme d'enseignement de l'école des mineurs « permet de gravir tous les échelons hiérarchiques jusques et y compris les cadres de la surveillance, c'est-à-dire les chefs-porions, les conducteurs des travaux, collaborateurs avertis de l'ingénieur universitaire.

Il semble toutefois qu'une nouvelle situation puisse s'ouvrir dans les mines pour les éléments les mieux doués. Cette situation est celle d'ingénieur technicien des industries minières ».

« Dans l'ordre hiérarchique, l'ingénieur technicien se place entre l'ingénieur universitaire, dont il doit saisir les directives, et le cadre des conducteurs des travaux, chefs-porions et porions auxquels il transmettra pour exécution ces directives et qu'il commandera directement.

L'ingénieur technicien est donc avant tout l'agent de liaison et surtout l'agent d'exécution.

L'enseignement devra donc le préparer tout spécialement à ces tâches d'exécution. Sa formation sera basée sur l'aspect physique des choses et leur utilisation rationnelle dans l'industrie charbonnière.

« La Commission ne croit pas dépasser le cadre de sa mission en rappelant que l'apparente rigueur des distinctions qui viennent d'être faites entre les deux formations n'est pas de nature à porter préjudice à la possibilité, pour les éléments de valeur, d'accéder au cours de leur carrière à des fonctions supérieures. »

Pour être admis à l'Ecole d'Ingénieurs techniciens, les élèves devraient satisfaire à un examen d'entrée. Les porteurs d'un diplôme d'humanités seront dispensés des épreuves littéraires.

Le Conseil Supérieur a émis le vœu que les conditions d'admission puissent permettre aux porteurs d'un diplôme de l'école des mines du degré supérieur de se présenter normalement à l'examen d'entrée de l'Ecole des Ingénieurs Techniciens.

Il va sans dire que seuls, les éléments bien doués, studieux et travailleurs pourront suivre le cycle complet des études et accéder au grade final de l'école des mineurs : le grade d'ingénieur technicien.

Sans se faire trop d'illusions à cet égard et en considérant que cette carrière ne pourra être embrassée que par une élite forcément restreinte, on ouvre néanmoins la voie aux jeunes travailleurs qui choisiront la profession des mines, cette voie restant barrée jusqu'à ce jour.

III. — Considérations sur l'œuvre à accomplir.

La formation professionnelle est devenue un élément essentiel de toute la vie économique. Mais elle n'est pas que cela. Elle est aussi — et nous pensons tout particulièrement aux travailleurs des mines — un moyen pour former et améliorer l'homme en complétant l'œuvre de l'enseignement primaire. La formation professionnelle ne doit pas viser seulement à faire du mineur un meilleur agent de production; selon nous, elle doit faciliter à ce dernier l'épanouissement de ses facultés d'intelligence et de cœur.

En conséquence, nous pensons que le projet auquel nous venons de nous référer s'est trop limité à l'aspect technique de la formation professionnelle du travailleur des mines. Il peut néanmoins — et c'est notre souhait — servir de base de départ.

Ce qu'il faut faire en effet, dans la situation alarmante où nous nous trouvons, c'est commencer et commencer tout de suite, quitte, à l'expérience, à corriger, modifier, améliorer l'organisation, les moyens, les programmes et les méthodes, que ce soit pour des raisons pédagogiques, sociologiques ou financières. Mais, dans cet ordre d'idées, on ne doit pas se faire d'illusions : l'école des mineurs, surtout au départ, va imposer des difficultés et des sacri-

fices de temps et d'argent. Elle va réclamer de ses promoteurs beaucoup de persévérance et de désintéressement, sans compter que les premiers résultats espérés ne pourront se faire sentir qu'à longue échéance.

Ce n'est pas en une ou deux années qu'on recréera l'esprit et le climat propices à l'œuvre à entreprendre et à mener à bonne fin.

Mais nous sommes, quant à nous, convaincus que c'est là le prix réclamé pour que nos fosses puissent disposer demain d'un personnel de cadre à la hauteur, d'une main-d'œuvre suffisante, stable et qualifiée et pour favoriser le retour de la main-d'œuvre nationale à un métier et à une profession qu'on aura entretemps assainis et revalorisés par l'emploi et la mise en place des moyens d'exploitation moderne.

Quoique nous soyons forcés, du moins en partie, à nous maintenir sur le terrain des hypothèses, nous pouvons d'ores et déjà faire quelques suggestions pour vaincre certains obstacles et favoriser l'organisation de la formation professionnelle à laquelle nous nous sommes attachés.

Sous réserve d'adaptation, on nous permettra les quelques remarques ci-après :

1) Pour des raisons historiques, psychologiques et sociales, que chacun comprendra, la formation professionnelle des mineurs est vouée à l'échec si elle a un caractère « patronal ».

C'est sur la base d'une collaboration étroite entre les représentants des chefs d'entreprises, des organisations ouvrières et de l'Enseignement technique que l'école doit être organisée, gérée et contrôlée.

Nous pensons, en conséquence, qu'il conviendrait de créer tout de suite une commission tripartite nationale pour la formation professionnelle dans les mines. Elle serait composée d'un nombre égal de représentants des patrons charbonniers, d'ouvriers mineurs et des enseignements techniques officiel et libre.

En même temps, et dans chaque bassin minier, il serait créé un comité régional composé de représentants patrons et ouvriers.

L'Administration des Mines serait représentée à la Commission tripartite nationale et dans les cinq comités régionaux.

La Commission nationale et les comités régionaux auraient pour but immédiat, respectivement au stade national et régional et dans un délai relativement court, de déterminer les besoins et l'emplacement des centres de formation, d'étudier, préparer et prendre toutes dispositions nécessaires en vue de l'application d'un programme méthodique de formation professionnelle ou d'apprentissage sur base du projet dont question au chapitre précédent. (Inventaire de ce qui existe — adaptation ou création des centres de formation — exécution progressive des installations nécessaires — établissement d'un règlement du programme — publicité en faveur de l'école — orientation professionnelle — etc., etc., etc.).

Enfin pour les motifs indiqués plus haut et pour mieux adapter la formation professionnelle aux nécessités locales et régionales, la parité doit exister à tous les échelons; nous postulons en conséquence la même représentation ouvrière que la repré-

sentation patronale, non seulement à la Commission Administrative de chaque école, mais aussi au Comité organisateur.

2) Une nette distinction doit être faite entre, d'une part la formation professionnelle qui doit s'appliquer aux jeunes travailleurs (de 14 à 18 ans par exemple) et d'autre part l'initiation au métier de mineur dont doivent bénéficier les travailleurs adultes.

Pour les premiers, l'école doit être obligatoire et avoir pour base de départ ce qui est prévu au programme.

Pendant les deux premières années d'apprentissage (de 14 à 16 ans), nous estimons que l'école des mineurs doit être de plein exercice avec cours théoriques et pratiques. Nous croyons également qu'il y aurait lieu de prévoir que chaque élève fasse obligatoirement par an au moins quinze visites des chantiers du fond sous la conduite des responsables de la formation.

Pour les autres, le programme d'initiation actuellement en vigueur (1) qui est, disons-le en passant, notoirement insuffisant, devra être revu et amélioré.

Les adultes de bonne condition physique n'ayant jamais travaillé dans les exploitations souterraines devraient d'abord recevoir une formation accélérée pendant au moins quatre semaines dans des centres d'apprentissage, sous la conduite et la responsabilité de moniteurs soigneusement préparés. Pendant 6 mois et à raison de 8 heures par semaine, ils devraient pouvoir, par des cours théoriques et pratiques donnés à la surface, poursuivre et achever leur initiation et, s'ils en sont capables, se diriger à leur tour vers l'école professionnelle des mines.

3) Les responsables de la formation professionnelle et les moniteurs d'apprentissage devraient posséder les aptitudes requises. Ils seraient soumis à un contrôle de personnes désignées à cette fin.

4) En principe, le temps passé à la formation professionnelle ou à l'initiation doit être intégré dans la journée de travail et rémunéré à ce titre.

Au départ surtout, ce serait un leurre que d'exiger de la part des apprentis mineurs des prestations d'études en sus de leurs prestations habituelles de travail.

L'apprentissage comme la régularité au travail doivent être encouragés matériellement si l'on veut ouvrir la voie à une main-d'œuvre minière belge, hautement qualifiée et suffisante. C'est pourquoi nous défendons la formule du présalaire en faveur des apprentis mineurs. Ceux-ci par exemple, pourraient toucher, la première année d'apprentissage, 70 % du salaire du groupe de 14 ans à la surface (70 % de 91,10) et 90 % la seconde année.

5) Les écoles doivent être établies dans le cadre de la législation sur l'enseignement technique. Elles devront être agréées (liberté de l'enseignement) et subsidiées par l'Etat.

La Commission nationale et les Comités repris au 1) ci-dessus veilleront à l'établissement des budgets et prendront toutes dispositions en vue du financement de l'école d'apprentissage.

(1) Voir annexe I.

Il est à remarquer que l'intervention de l'Etat, du point de vue de l'enseignement technique, se fait suivant quatre modalités : traitements payés aux professeurs, pensions, frais de fonctionnement et achat de matériel.

Il faudra donc prévoir le coût des indemnités et salaires payés aux apprentis pour le temps passé à l'apprentissage, et en déterminer le financement. Un exemple fera mieux saisir notre remarque :

Considérant qu'au 1^{er} janvier 1953 il y avait 301 jeunes travailleurs de 14 à 15 ans dans l'industrie des mines, dont 137 au fond et 164 à la surface. (2). Si nous acceptons un instant les hypothèses suivantes :

- l'école d'apprentissage (1^{re} année) fonctionne en 1953;
- les apprentis sont rémunérés pour le temps des cours sur la base de 70 % de 91,10 F (salaire surface 14 ans);
- l'école fonctionne à raison de six jours par semaine pendant les trois trimestres scolaires, soit théoriquement (39 fois 6 = 234 jours).

Dans ce cas le budget annuel de 1953 pour l'ensemble des écoles des mines (première année) s'élèverait, pour frais de salaires des apprentis, à :

$$F 65,77 \times (234 \times 301) = 4.491.576,18 F.$$

A cette somme doivent s'ajouter les charges sociales habituelles.

Les instances responsables fixeront dans quelle mesure les Pouvoirs Publics et la profession auront à intervenir dans le financement de ce budget. Une solution pourrait être envisagée, soit à l'intervention du Fonds de Soutien des Chômeurs, soit sous forme de contrat d'apprentissage, soit enfin par l'intervention directe de l'Etat ou de la profession dans le cadre du programme de rééquipement de l'industrie charbonnière.

6) On devra prévoir l'attribution de récompenses honorifiques (diplômes et médailles) et matérielles (primes d'encouragement) aux apprentis et élèves qui se distinguent à la fin de chaque période de cours.

On pourrait retenir la formule des bourses de voyage ou de vacances. Différentes initiatives devraient être prises pour récompenser les mineurs qui poursuivent leur formation avec succès et ceux qui l'ont terminée.

Ce qui précède n'épuise ni les remarques, ni les critiques, ni les suggestions sur les moyens à mettre en œuvre pour doter notre industrie charbonnière d'une organisation de l'apprentissage du métier de mineur. Tous les concours, et nous les croyons nombreux, seront les bienvenus. Ils seront aussi nécessaires pour vaincre les obstacles que l'école des mineurs rencontrera sur sa route.

Nous espérons qu'il y a assez d'hommes de bonne volonté dans les différents milieux intéressés au problème charbonnier pour s'attaquer au problème de la formation professionnelle et relever ainsi le patrimoine professionnel et culturel des travailleurs des mines et de l'industrie charbonnière.

(2) Voir annexe II.

Pour terminer...

L'examen du problème de la main-d'œuvre minière nous permet de conclure en tenant compte des arguments suivants :

— Réduire les efforts d'adaptation et d'apprentissage du débutant au travail avec l'espoir qu'il produira plus vite est suivre une politique de facilité qui compromet l'avenir et du travailleur et de l'entreprise.

— La situation particulière du gisement houiller belge et surtout le caractère irrégulier et difficile de ce dernier, exigent plus que partout ailleurs une main-d'œuvre habile et hautement qualifiée, indispensable pour assurer une haute productivité et une rentabilité suffisante des exploitations charbonnières.

— La prise de conscience qui s'est opérée dans le monde du travail risque, si l'on néglige les remèdes indispensables, de voir désertier de plus en plus le métier de mineur parce qu'il apparaît bien souvent en opposition avec les exigences justifiées de la dignité et du bien-être humains.

— L'élévation du standing professionnel et social de l'ouvrier mineur apparaît ainsi comme une condition nécessaire si l'on veut garder intactes les possibilités de notre industrie de base qui reste, quoi qu'en dise les pessimistes, la source énergétique la plus nécessaire et la plus sûre de notre pays. Selon les dernières statistiques, 92 % de l'énergie nationale sont fournis par le charbon et ses dérivés et 8 % par les huiles combustibles et l'hydro-électricité. Ces chiffres permettent de se rendre compte de l'importance primordiale du charbon dans l'activité industrielle et économique de la nation, non seulement dans le présent, mais dans l'avenir.

— D'autre part, il faut bien considérer que l'utilisation intelligente et rationnelle de l'équipement moderne des mines, qui est en voie d'exécution, va réclamer progressivement et de plus en plus une main-d'œuvre plus spécialisée, plus « formée ».

— Il est, de plus, suffisamment démontré que l'augmentation de la productivité, l'observation stricte des règles de la sécurité et de l'hygiène, le choix du personnel de surveillance, les bonnes relations professionnelles sont incompatibles avec l'absence de formation professionnelle organisée.

— Enfin, il est inutile de parler de recrutement des jeunes mineurs aussi longtemps que le niveau intellectuel, professionnel et moral du jeune travailleur des mines sera bloqué comme c'est actuellement le cas.

— C'est pourquoi nous avons conscience que l'organisation de l'apprentissage et de la formation professionnelle dans l'industrie des mines est une condition sine qua non de la prospérité des entreprises charbonnières, du relèvement et de « l'humanisation » du métier de mineur.

— Il convient donc de mettre en œuvre les moyens nécessaires pour que l'apprentissage du métier de mineur devienne rapidement une réalité dans tous les charbonnages de notre pays.

René Pêtre.

ANNEXE I.

Programme d'initiation
des ouvriers s'embauchant pour la première fois à la mine.

Texte mis au point à la suite de la réunion tenue le 22 février 1952, par la Commission d'experts instituée à la demande de la Commission tripartite de la main-d'œuvre étrangère.

L'initiation comporte au total un stage de 3 jours ouvrables à la surface, suivi immédiatement d'un stage de 12 jours ouvrables minimum dans les travaux souterrains.

Le premier jour passé à la surface n'est pas rémunéré : c'est le jour de l'embauchage et de la visite médicale pour les travailleurs se présentant individuellement pour la première fois à la mine; c'est le jour d'arrivée des travailleurs étrangers venant en convoi. Il est consacré à l'installation de ces derniers dans les hôtelleries et éventuellement à l'examen médical.

Au cours des deux jours ouvrables suivants, également passés à la surface, commence la période d'accoutumance des travailleurs à leur nouveau métier.

Cette première prise de contact comporte notamment :

a) les formalités légales et réglementaires (inscription au bureau des marqueurs, demande de livret, photographies). Les ouvriers sont aidés par un interprète;

b) une visite guidée et commentée, sous la direction d'un agent technique et d'un interprète, des installations et locaux intéressant les ouvriers du fond : bains-douches, lampisterie, infirmerie, marquage, guichet de paie, cage. Au cours de cette visite ou après celle-ci, l'interprète donne les explications et instructions relatives à l'hygiène, la sécurité individuelle (précautions à prendre vis-à-vis des engins de transport en tailles et en voies : couloirs oscillants, chaînes à raclettes, locomotives, berlines, traînage, etc...) et collective (grisou, lampes, transport de l'outillage dans les cages, consignes pour la translation dans les puits, interdiction de fumer, d'être porteur d'allumettes, briquet, etc);

c) des explications concernant les modes de calcul et de paiement des salaires, la responsabilité de chacun vis-à-vis de l'outillage individuel et de mal-façon en cours d'exécution du travail, l'équipement vestimentaire individuel et notamment l'importance du rôle protecteur de la calotte et des bottines;

d) des notions sur la façon d'introduire les réclamations (voie hiérarchique);

e) un appel à l'assiduité et au courage dans l'exécution des tâches quotidiennes;

f) les formalités à remplir en cas de blessure et de maladie, de chômage, etc.;

g) quelques notions élémentaires sur l'entretien des outils, la signalisation dans les puits.

A l'occasion de cette première prise de contact, les deux textes de première instruction, rédigés dans la langue de l'ouvrier, sont remis aux nouveaux venus comme aide-mémoire des instructions données en la matière.

* * *

Le jour ouvrable suivant commence l'initiation réelle qui ne peut se comprendre qu'au fond où le travailleur est en contact avec la réalité de son métier.

Les instructions et explications données à la surface, préalablement à la descente, ne servent qu'à faciliter à l'ouvrier la compréhension de ce qu'il verra au fond.

Avant la descente, les nouveaux travailleurs sont confiés à un ouvrier, si possible de même nationalité ou au moins comprenant leur langue. Celui-ci les conduit au chantier où il sera leur compagnon de travail pendant les premiers jours de stage au fond. — Cet agent a pour mission de guider les nouveaux, de les initier au travail qu'ils devront effectuer, de leur apprendre à tenir convenablement leur place dans l'équipe, à être de bons compagnons de travail.

L'initiation se fait de manière progressive, selon un programme s'échelonnant sur une période qui ne peut être inférieure à 12 jours ouvrables, à compter du premier jour de la descente.

Ce programme peut varier d'un district minier à l'autre, voire même d'un charbonnage à l'autre, selon les coutumes en usage dans chacun d'eux, mais il s'inspirera en tout cas des trois grands principes suivants, étant entendu que les arrivants ne participeront pas, durant les 6 premiers jours, aux travaux dans les tailles, mais que durant les 6 jours suivants, des tâches auxiliaires pourront leur être confiées, même dans les tailles.

- 1) Donner le goût de la mine aux nouveaux travailleurs qui viennent à elle.
- 2) Éviter les accidents, toujours à redouter lors de la première prise de contact avec les travaux du fond.
- 3) Procéder à l'issue de la période d'initiation à une première sélection, basée sur les renseignements recueillis et soigneusement notés, par les moniteurs, à propos des intéressés et visant notamment leur goût pour le travail souterrain, leur degré d'aptitude aux travaux miniers, leurs qualités et leurs défauts.

Les diriger subséquemment vers d'autres travaux correspondant à leurs capacités.

A l'issue de ce premier stage, les nouveaux travailleurs assisteront à un exposé d'ensemble ayant pour but, notamment, de préciser les notions acquises et de permettre aux intéressés d'obtenir les explications désirées.

ANNEXE II.

Répartition par âge des travailleurs employés dans les charbonnages belges au 31 décembre 1952.

Ages				Ages			
Ages	Fond	Surface	Total	Ages	Fond	Surface	Total
15 ans	157	164	301	42 ans	2.844	1.078	3.922
16 ans	361	299	660	43 ans	2.705	1.188	3.893
17 ans	633	395	1.028	44 ans	2.604	1.232	3.836
18 ans	1.013	387	1.400	45 ans	2.406	1.329	3.735
19 ans	1.329	433	1.762	46 ans	2.079	1.208	3.287
20 ans	1.534	326	1.860	47 ans	2.022	1.158	3.180
21 ans	2.009	261	2.270	48 ans	1.958	1.194	3.152
22 ans	1.960	420	2.380	49 ans	1.828	1.324	3.152
23 ans	2.470	713	3.183	50 ans	1.607	1.135	2.742
24 ans	5.238	822	4.060	51 ans	1.542	1.165	2.707
25 ans	4.571	847	5.418	52 ans	1.449	1.197	2.646
26 ans	5.238	897	6.135	53 ans	1.167	1.079	2.246
27 ans	5.727	896	6.623	54 ans	1.031	991	2.022
28 ans	6.136	979	7.115	55 ans	829	914	1.743
29 ans	6.353	974	7.327	56 ans	651	917	1.548
30 ans	6.156	954	7.110	57 ans	499	874	1.373
31 ans	5.524	968	6.492	58 ans	384	755	1.139
32 ans	5.261	982	6.243	59 ans	283	678	961
33 ans	5.319	1.032	6.351	60 ans	215	599	814
34 ans	3.603	763	4.366	61 ans	145	410	555
35 ans	2.657	603	3.260	62 ans	99	346	445
36 ans	2.491	608	3.099	63 ans	95	283	376
37 ans	2.948	770	3.718	64 ans	75	212	287
38 ans	3.435	949	4.384	65 ans	30	188	218
39 ans	3.676	1.114	4.790	66 ans			
40 ans	3.711	1.172	4.883	67 ans			
41 ans	3.414	1.109	4.523	68 ans			
				69 ans			
				70 ans			
				71 ans			
				72 ans			
				73 ans			
				74 ans			
				75 ans			
				76 ans			
				77 ans			
				78 ans			
				79 ans			
				80 ans			
				81 ans			
				82 ans			
				83 ans			
				84 ans			
				85 ans			
				86 ans			
				87 ans			
				88 ans			
				89 ans			
				90 ans			
				91 ans			
				92 ans			
				93 ans			
				94 ans			
				95 ans			
				96 ans			
				97 ans			
				98 ans			
				99 ans			
				100 ans			
				& plus	71	329	400
				Totaux	119.500	41.620	161.120

Source Fédéchar.

Répartition par âge et par bassin

des travailleurs de moins de 30 ans employés dans les charbonnages au 31 décembre 1952.

Ages				Ages			
Ages	Fond	Surface	Total	Ages	Fond	Surface	Total
Bassin de Campine.				Bassin de Charleroi.			
15 ans	59	54	113	15 ans	17	39	57
16 ans	151	104	255	16 ans	54	88	142
17 ans	326	124	450	17 ans	72	100	172
18 ans	551	96	647	18 ans	113	102	215
19 ans	642	100	742	19 ans	164	113	277
20 ans	672	66	738	20 ans	238	105	343
21 ans	781	55	836	21 ans	367	77	444
22 ans	720	123	843	22 ans	363	107	470
23 ans	976	257	1.233	23 ans	452	150	502
24 ans	1.072	303	1.375	24 ans	690	189	879
25 ans	1.256	317	1.573	25 ans	1.161	205	1.366
26 ans	1.415	300	1.715	26 ans	1.345	230	1.575
27 ans	1.416	319	1.735	27 ans	1.423	210	1.633
28 ans	1.500	361	1.861	28 ans	1.613	221	1.834
29 ans	1.558	315	1.871	29 ans	1.612	226	1.838
30 ans	1.542	310	1.852	30 ans	1.520	237	1.757
Total	14.637	3.202	17.938	Total	11.204	2.399	13.603

Ages	Fond	Surface	Total	Ages	Fond	Surface	Total
Bassin du Centre.				Bassin de Liège.			
15 ans	17	30	47	15 ans	11	26	37
16 ans	38	32	70	16 ans	54	31	85
17 ans	46	61	107	17 ans	80	49	129
18 ans	80	55	135	18 ans	130	61	191
19 ans	128	52	180	19 ans	188	80	268
20 ans	156	38	194	20 ans	255	52	307
21 ans	220	29	249	21 ans	340	46	386
22 ans	218	62	280	22 ans	347	54	401
23 ans	234	71	305	23 ans	405	90	495
24 ans	352	82	434	24 ans	528	109	637
25 ans	545	91	634	25 ans	812	87	899
26 ans	579	82	661	26 ans	989	139	1.128
27 ans	685	105	790	27 ans	1.119	113	1.232
28 ans	692	104	796	28 ans	1.215	144	1.359
29 ans	757	118	875	29 ans	1.267	156	1.423
30 ans	735	112	847	30 ans	1.204	147	1.351
Total	5.480	1.124	6.604	Total	8.944	1.384	10.328

Ages	Fond	Surface	Total
Bassin de Mons.			
15 ans	33	15	48
16 ans	64	44	108
17 ans	109	61	170
18 ans	139	73	212
19 ans	207	88	295
20 ans	215	65	278
21 ans	301	54	355
22 ans	312	74	386
23 ans	405	145	548
24 ans	596	139	735
25 ans	799	147	946
26 ans	910	146	1.056
27 ans	1.084	149	1.233
28 ans	1.116	149	1.265
29 ans	1.159	161	1.320
30 ans	1.155	148	1.303
Total	8.600	1.658	10.258

	Fond	Surface	Total
Totaux			
Campine	14.637	3.202	17.938
Centre	5.480	1.124	6.604
Charleroi	11.204	2.399	13.603
Liège	8.944	1.384	10.328
Mons	8.600	1.658	10.258
Total	48.865	9.867	58.732

ANNEXE III.

BUREAU INTERNATIONL DU TRAVAIL.

La 35^e session de la Conférence Internationale du Travail (1952).

RESOLUTIONS.

1) Age d'admission.

1) Les adolescents âgés de moins de seize ans ne devraient pas être employés aux travaux souterrains des mines de charbon.

2) Les adolescents âgés de seize ans révolus, mais n'ayant pas encore atteint l'âge de dix-huit ans, ne devraient pas être employés aux travaux souterrains dans les mines de charbon, sauf :

a) aux fins d'apprentissage ou pour acquérir une formation professionnelle sous une forme

appropriée par des personnes compétentes possédant une expérience technique et pratique du métier;

b) dans les conditions fixées par l'autorité compétente quant aux lieux de travail et aux emplois autorisés, d'une part, et aux mesures de surveillance médicale systématique à respecter d'autre part.

2) Orientation professionnelle.

Selon les conditions particulières de l'économie nationale, et compte tenu du bien-être de chaque

individu, tous les adolescents devraient pouvoir bénéficier de l'orientation professionnelle méthodique, en ce qui concerne l'industrie charbonnière.

Il conviendrait d'organiser cette orientation professionnelle dans le cadre d'un programme général d'orientation professionnelle, portant sur toutes les professions et de veiller à ce qu'elle soit en harmonie avec les objectifs et les normes de l'instruction générale.

Il devrait être prévu notamment :

- que dans les écoles d'enseignement primaire, à partir d'une certaine période avant la fin de la scolarité, les programmes devraient comprendre, là où il convient, des matières se rapportant à l'industrie charbonnière; ces matières devraient être présentées sous une forme objective, de façon à éviter une spécialisation prématurée et l'apparence d'une pression, mais susceptible de provoquer chez les élèves du respect et de l'intérêt pour les travaux des mines;
- que, si possible, pendant la dernière année de fréquentation scolaire, soient organisées des visites accompagnées dans les mines ou dans les centres de formation professionnelle, complétées par des causeries portant aussi bien sur ce qui est montré aux élèves que sur les différentes carrières que peut offrir l'industrie charbonnière;
- que, si possible, soit incluse dans les programmes d'enseignement secondaire et technique l'étude des différents aspects de l'industrie charbonnière et du travail dans les mines, ainsi que des visites dans les charbonnages, afin d'éveiller l'intérêt de la jeunesse pour cette industrie, et notamment pour le travail des techniciens et des ingénieurs des mines.

Il conviendrait de conseiller aux adolescents désireux d'embrasser une carrière dans l'industrie minière de se présenter, s'ils ne l'ont déjà fait, à l'orientation professionnelle là où un service a été institué à cette fin.

Les principes et méthodes de l'orientation professionnelle tels qu'ils sont décrits dans la partie III de la recommandation sur l'orientation professionnelle, 1949, devraient être appliqués aux adolescents qui ont l'intention de faire leur carrière dans n'importe quel emploi aux travaux souterrains dans les mines de charbon.

3) la formation professionnelle.

Selon les conditions particulières de l'économie nationale, tous les adolescents employés dans les mines de charbon et désireux de travailler au fond, devraient être mis en mesure de bénéficier d'un enseignement professionnel méthodique gratuit, tant théorique que pratique.

Cet enseignement devrait être conçu de manière à leur permettre d'acquérir les qualifications professionnelles nécessaires pour exécuter leur travail avec compétence et dans les conditions leur assurant un maximum de sécurité, et à faciliter leur adaptation aux perfectionnements techniques introduits dans les exploitations minières.

Il devrait être dispensé dans les écoles professionnelles et dans les centres de formation professionnelle ou à l'occasion de leur travail et sous la direction d'instructeurs qualifiés possédant une expérience pratique.

Les programmes d'enseignement professionnel devraient comprendre :

- les cours d'instruction générale et des exercices d'éducation physique;
- des cours pratiques et théoriques, comportant des visites aux mines, sur les connaissances fondamentales indispensables au mineur;
- un enseignement portant sur les mesures d'hygiène et de sécurité;
- et, après au moins trois mois de formation professionnelle, des travaux essentiellement productifs sous la direction d'instructeurs expérimentés.

Afin de déterminer les aptitudes des élèves, des examens devraient avoir lieu à la fin de la période de formation professionnelle, et aussi en cours de formation, si cela est jugé opportun, et il devrait être délivré aux élèves des certificats reconnus, attestant les résultats de ces examens. Les employeurs et les représentants des organisations reconnues des travailleurs devraient collaborer à l'élaboration et l'application de ces programmes de formation professionnelle.

Un centre de formation professionnelle devrait exister dans toute exploitation ou pour le moins, dans tout bassin minier et devrait être organisé soit à la mine, soit à proximité de celle-ci, soit dans tout autre emplacement approprié et présenter autant que possible les conditions du travail au fond.

Partout où de tels centres existent, tous les adolescents recrutés pour le travail au fond devraient recevoir la formation professionnelle voulue; celle-ci devrait être suffisamment poussée pour permettre aux adolescents d'acquérir les qualifications requises pour les travaux pour lesquels ils ont été sélectionnés.

Partout où de tels centres n'existent pas, les adolescents de moins de dix-huit ans dont les aptitudes semblent justifier une telle formation devraient avoir la possibilité de suivre sans perte de salaire, des cours d'instruction générale et technique et d'éducation physique pendant les heures de travail.

Les charbonnages, avec la collaboration des organisations de travailleurs et des pouvoirs publics, devraient entreprendre la formation pédagogique des instructeurs et, si possible, celle des travailleurs chargés de s'occuper des apprentis.

Les méthodes de formation professionnelle devraient être constamment étudiées et révisées de manière qu'elles soient toujours adaptées aux principes et techniques pédagogiques modernes et aux perfectionnements techniques introduits dans l'industrie charbonnière.

Après une période appropriée de travail à la mine, les adolescents qui réussissent le mieux les examens définitifs devraient être admis dans les écoles où sont formés les agents de maîtrise et le personnel supérieur, pour autant que leurs aptitudes justifient une telle formation. Afin de permettre aux adolescents employés dans les mines d'accéder aux postes les plus élevés, des bourses d'études à l'étranger ou dans leur propre pays devraient leur être offertes.

Il y aurait lieu d'organiser et d'élargir les échanges d'élèves et d'instructeurs sur le plan international.

La fabrication, la gazéification et le traitement métallurgique de coke à haute teneur en fer en vue de l'obtention de gaz pauvre

par Dr. Ing. H. BARKING, et Dr. Ing. habil. C. EYMANN,
Bergwerksdirektor Bergassessor a. D. Direktor, Duisburg-Hamborn.

Traduit de « Glückauf » du 8 novembre 1952 par INICHAR.

SAMENVATTING

De industriële proefnemingen hebben aangetoond dat de fabricatie van ijzercoke, gevolgd door vergassing en metallurgische behandeling, nieuwe wegen opent voor de cokesnijverheid.

De verwarming der cokes-ovens door het voortgebracht arm gas, laat de vrijmaking van het rijk gas toe. De gelijktijdige productie van gietijzer vermindert in aanzienlijke mate de productie-kosten van het arm verwarmingsgas. In tegenstelling met de rechtstreekse vergassing der kolen laten deze werkwijzen de recuperatie toe van de waardevolle producten die in de kolen bevat zijn. Het procédé brengt geen phenolhoudend afvalwater voort en de bekomen gassen zijn vrij van teer en harshoudende stoffen. Op deze wijze zou men, uitgaande van als dusdanig weinig geschikte grondstoffen zoals het stof van gaskolen en fijn ijzererts, ijzercoke in stukken kunnen voortbrengen, die bij behandeling in de Thyssen-gazogeen, gietijzer en gas zou opleveren. Ten slotte dient nog opgemerkt dat de ijzercoke kan verkregen worden uit gaskolen; het procédé verruimt aldus de gamma kolen die geschikt zijn tot verwerking door de metallurgische nijverheid.

RESUME

Les essais industriels ont prouvé que la fabrication du coke au fer combinée avec sa gazéification et son traitement métallurgique ouvre une nouvelle voie à l'industrie cokière. Le chauffage des fours à coke par le gaz pauvre produit permet la libération de gaz riche. La production simultanée de fonte abaisse sensiblement le coût de la production de ce gaz pauvre de chauffage. Contrairement à la gazéification immédiate du charbon, ces procédés permettent la récupération des produits de valeur contenus dans ce dernier. Le procédé ne produit pas d'eaux résiduaires phénoliques et les gaz obtenus sont exempts de goudron et de produits résineux. Ainsi, à partir de ressources antérieurement peu appropriées telles quelles, poussières de charbon à gaz et minerai de fer très fin, on pourrait produire un coke au fer en morceaux, lequel traité au gazogène Thyssen, donnerait de la fonte et du gaz. Du point de vue du métallurgiste également, le coke au fer ouvre de nouvelles perspectives d'utilisation dans l'industrie métallurgique. Il faut finalement encore signaler que le coke au fer peut être obtenu à partir de charbons à gaz; le procédé élargit ainsi la gamme des charbons susceptibles d'être utilisés par l'industrie métallurgique.

La fabrication d'un coke contenant une certaine quantité de fer a été entreprise empiriquement il y a déjà plus de soixante ans; l'étude en a été reprise sporadiquement au cours des dernières décades.

Le but était d'agglomérer des poussières de hauts-fourneaux et des résidus de grillage en vue de leur traitement ultérieur en haut-fourneau. A cet effet, on carbonisait du charbon additionné de 5 à 10% de ces résidus ferreux pour obtenir du « coke au fer » (Erzkoks). W. Luyken et E. Bierbrauer ont fait

part de leurs recherches plus approfondies sur l'agglomération, par carbonisation de mélanges de charbon et de spath fin de Siegländ; ils ont également donné à ce sujet un aperçu des recherches antérieures (1).

(1) Luyken Walter et Ernst Bierbrauer: « Untersuchungen über die Stückmischung von Siegerländer Feinspat durch Verkohlen mit Kohle ». Mitt. Kaiser — Wilhelm — Institut f. Eisenforsch., Düsseldorf, Bd 15 (1951) Lfg 12. Abh. 182 S. 161.67.

Ces essais ont été faits avec du charbon à coke de la mine « Consolidation », à 27,2 % de matières volatiles, et du spath fin, à environ 55 % de fer, de la « Gruben Eisenhardter Tiefbau und Ameise ». Ils obtinrent au cours d'un essai à grande échelle, avec une durée de cuisson normale, du coke à plus ou moins 11 % de fer. Celui-ci était obtenu dans un four compound de 545 mm de largeur de chambre, au cours d'une cuisson de 17 heures environ; il donnait une résistance au trommel de 75 % et un déchet de 15,6 %. Quoique, du point de vue technique, la fabrication du coke au fer fut jugée réalisable, le procédé n'a cependant été appliqué nulle part de façon durable; il en est de même de l'agglomération de spath fin de Siegländ, par carbonisation avec du charbon, d'autres procédés ayant été mis au point entretemps. Ainsi donc, malgré des recherches répétées des cokeries métallurgiques, la fabrication du coke au fer n'a pu s'imposer. Cet échec est dû à l'insuffisance, du point de vue technique et économique, des essais en haut-fourneau ainsi qu'à l'ignorance des processus physico-chimiques qui régissent la cokéfaction des mélanges de minerai et de charbon.

Depuis, le Dr. Eymann a étudié les propriétés cokéfiantes des charbons de Walsum; il a de même étudié, au laboratoire et à l'échelle semi-industrielle, la carbonisation de mélanges de minerai et de charbon. Ces études lui ont donné l'idée de combiner, par la fabrication du coke au fer, la production de gaz et l'obtention de la fonte. Sur la base de ces nouvelles données, la Thyssen Gas und Wasserwerken G.m.b.H. a pu examiner de façon appro-



Fig. 1. — Coke à partir de charbon de Walsum.

fondie la fabrication à grande échelle de coke à haute teneur en fer, à partir des charbons de Walsum. Les résultats obtenus laissent entrevoir de nouvelles perspectives dont l'importance économique apparaît déjà maintenant.

Considérations économiques.

Le but est de fabriquer un coke riche en fer pouvant être traité dans un gazogène à fusion de cendres du type Thyssen. La fabrication, la gazéification et le traitement métallurgique d'un tel coke

au fer sont particulièrement intéressants pour l'industrie cokière.

En effet, il est possible de produire ainsi du gaz pauvre qui permet de libérer le gaz de cokerie utilisé au chauffage des fours mêmes; on obtient simultanément de la fonte d'une façon économique.

En plus, le coke au fer ne doit pas présenter la résistance mécanique imposée au coke métallurgique. Pour le traitement du coke au fer dans des fours métallurgiques de faible hauteur, le coke de petit calibre est plutôt mieux approprié que le coke en gros morceaux.

Les charbons de Walsum (2), n'étant pas poussés du fait de leur haute teneur en matières volatiles, semblent convenir particulièrement à la fabri-



Fig. 2. — Coupe polie dans du coke de Walsum (gros. = 6)

cation du coke au fer. De plus, comme le coke des charbons de Walsum présente de larges pores, il peut être chargé de grandes quantités de fer, sans augmentation de volume.

Recherches de laboratoire.

Les recherches ont porté dès leur début sur l'obtention de coke riche en fer. Elles ont montré que le minerai de fer, chauffé en mélange avec du charbon, agit de façon oxydante sur ce dernier. Dans le cas de nombreux minerais, cette oxydation est telle que, pour des mélanges à moins de 5 % de minerai, le coke au fer obtenu n'est pas suffisamment résistant; pour des pourcentages de minerai plus importants, les charbons perdent complètement leurs propriétés cokéfiantes. L'action oxydante du minerai de fer dépend de la durée de la carbonisation. Pour les cokéfactions rapides des essais courants de laboratoire, on peut cependant, avec des minerais plus fortement oxydants, obtenir encore du coke suffisamment résistant; en effet, dans ce cas, le phénomène de cokéfaction a lieu plus rapidement que

(2) Les charbons de Walsum, qui, d'après leur teneur en matières volatiles, se situent entre les charbons à gaz et les charbons flambants, présentent une aptitude à la cokéfaction intermédiaire entre celle des charbons à gaz et des charbons gras. Ces combustibles contiennent environ 55 % de matières volatiles sur sec. Ils se rapprochent, quant à leurs propriétés cokéfiantes, des charbons à gaz du Nord de la Ruhr, à 28 — 50% de M.V.

l'oxydation. C'est pourquoi les essais de laboratoire ne renseignent pas exactement sur les possibilités d'emploi du minerai de fer dans la technique usuelle des cokeries. Ce fait a échappé dans les recherches antérieures dont il ressort néanmoins. C'est ainsi que F. Haüsser, (5) par exemple, obtenait une meilleure résistance par addition au charbon de petites quantités de résidus de grillage finement broyés. Par contre, G. Dörlinger (4) n'observa pas cette amélioration: il constata aux essais à l'échelle industrielle que l'addition de 5 % de résidus de grillage à des charbons de Haute-Silésie diminuait la qualité du coke et que, en aucun cas, ces charbons ne pouvaient être employés dans de larges chambres, en mélange avec du minerai.

D'après ses essais, même les bons charbons de Pochhammer ne supportaient pas l'ajoute de 5 % de résidus de grillage; quant aux charbons des autres gisements des mines de Haute-Silésie, l'amélioration du coke, par ces ajoutes, est totalement exclue.

Des recherches ont été entreprises à partir de nos nouvelles connaissances sur l'influence oxydante du minerai de fer; elles ont montré que, pour de nombreux charbons, l'addition d'une petite quantité de minerai oxydant pouvait améliorer l'aptitude à la cokéfaction. Cette ajoute doit être faible pour ne provoquer qu'un début d'oxydation. On sait depuis longtemps que l'oxydation artificielle à l'air et à haute température des charbons à gaz améliore la résistance mécanique des cokes. Un résultat analogue est obtenu par addition de petites quantités de minerai de fer oxydant; des ajoutes trop importantes causent une oxydation exagérée.

Essais semi-industriels et industriels.

Au cours des recherches semi-industrielles, on a tout d'abord examiné l'aptitude des diverses espèces de minerai, à la fabrication du coke au fer. La sidérose s'est, entre autres, avérée comme peu appropriée. Par contre, à partir d'autres sortes de minerai, on a obtenu du coke en morceaux résistants, contenant jusqu'à 50 % de fer métallique. Avec ces minerais faiblement oxydants, on a alors effectué des essais à l'échelle industrielle dans un four à chambre inclinée de 370/480 mm de largeur pouvant contenir 7 tonnes de charbon et jusqu'à 0,4 t de mélange minerai-charbon. La température des parois était comprise entre 1040 et 1065° C.

A partir de mélanges les plus divers, on a préparé du coke au fer qui présentait une résistance au trommel de 50 à 60 % et donnait de 13 à 16 % de déchets. Ces valeurs ne sont pas comparables aux caractéristiques courantes admises pour le coke. En

(5) Haüsser, F. : Die Verbrennlichkeit und Festigkeit von Hüttenkoks in grösseren Körnungen. Stahl u. Eisen 45 (1925) S. 884; Wagner A. : Die Verhüttung von kleinstückigem Koks. Stahl u. Eisen 45 (1925) S. 937.

(4) Dörlinger Georg. : Grossbetriebsversuche zur Verbesserung von oberschlesischem Koks. Ber. Kokeriausschusses d. ver. I. d. bergbäulichen Interessen, Essen, u. d. Ver. Deutschen Eisenhüttenleute, Düsseldorf 1926. Ber. N2 25.

effet, les normes de l'essai au trommel étaient celles admises pour le coke métallurgique. Pour le coke au fer, elles ne donnent pas une image exacte car celui-ci, à cause de son poids spécifique plus élevé, tombe plus lourdement dans le trommel où il occupe d'ailleurs un espace plus restreint.

Avec ces réserves, on peut estimer que le coke au fer répondait aux caractéristiques exigées pour le coke métallurgique. D'autre part, il y a lieu de faire remarquer à ce sujet que, du point de vue de la résistance mécanique, les exigences ne sont pas les mêmes partout : en Sarre et en Haute-Silésie, elles sont moins sévères que dans la Ruhr. A condition d'utiliser du minerai de fer convenable, la fabrication du coke au fer ne présente aucune difficulté et ne s'écarte pas du processus de fabrication du coke ordinaire.

On a, en tout, fabriqué environ 600 t de coke à plus ou moins 50 % de fer (fig. 5). Des essais ont eu lieu aussi dans un four ordinaire à chambres



Fig. 5. — Coke au fer de Walsum à 50 % de fer.

non inclinées de 450/450 mm de largeur. Ici, les valeurs obtenues pour la résistance au trommel sont plus élevées. Le coke au fer présentait le retrait habituel du coke ordinaire et se laissait défourner de la même façon. La densité de chargement était, par exemple, de 0,92 t/m³ pour le mélange charbon-minerai, alors qu'elle n'est que de 0,72 t/m³ pour le charbon pur. L'addition de minerai fin ne diminue que très peu la capacité de chargement en charbon des chambres. En ajoutant au minerai de petites quantités d'huile, la densité de chargement peut être portée à 0,97 t/m³ de mélange.

Par suite de l'intervention de l'oxygène du minerai au cours de la carbonisation, la production de gaz riche augmente d'environ 10 % et rejoint (ou dépasse même) celle des charges normales de charbons. Le pouvoir calorifique de gaz est réduit à 4500 kcal.

Ainsi que l'ont déjà constaté précédemment W. Luyken, E. Bierbrauer (5) et Seelkopf (6), la pro-

(5) Luyken, Walter und Ernst Bierbrauer, a. u. O.

(6) Muhlert, Franz. : Der Kohlenstickstoff Halle (Saale) : W. Knapp, 1954. S. 129.

duction de benzol, de goudrons et de gaz de distillation ne diminue pas. Par contre, l'ammoniaque est partiellement détruite. La production totale de gaz est plus élevée du fait que l'oxygène du minerai participe à la formation du gaz. Ceci a été également prouvé pour des additions de minerai plus importantes par des recherches de laboratoire approfondies sur les charbons de Walsum, de même que par des essais semi-industriels concernant la récupération des benzols.

Du point de vue économique, la réduction du taux de l'ammoniaque est sans importance, la récupération de l'ammoniaque de cokerie n'étant pas rentable actuellement.

Le coke au fer.

L'examen de coke au fer en surface polie (fig. 4) montre que la structure cellulaire est homogène et très serrée. Les particules de fer sont cimentées et

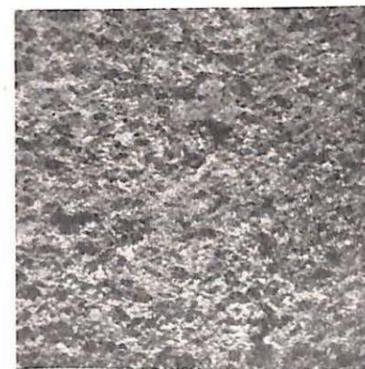


Fig. 4. — Coupe polie d'un coke au fer de Walsum à 50 % de fer (gros. = 6).

enrobées par le coke fondu. Les dépôts de carbone secondaire sont plus faibles et de ce fait le coke possède une meilleure aptitude réactionnelle. Même pour un pourcentage de 50% de fer, la structure est également homogène. Le charbon de Walsum, à la température de cuisson et de fusion, passe par



Fig. 5. — Coupe polie d'un coke au fer de Walsum à 50 % de fer (gros. = 25).

un état fluide, enrobe et agglutine les particules de fer. Après extinction, le coke contient le fer, à raison de 70 à 80 % sous forme métallique. On admet, en effet, que le fer est à l'origine presque complètement réduit et qu'il est à nouveau oxydé en partie lors de l'extinction. Immédiatement après celle-ci, le coke au fer présente le même aspect que le coke ordinaire. Aux plus forts grossissements, les surfaces polies des particules de fer apparaissent comme des taches claires (fig. 5). On retrouve également ici la distribution régulière des particules de fer et leur enrobage complet par le coke fondu. On constate la même chose pour un grossissement de 300. A l'examen aux forts grossissements, le fer se présente dans le coke comme une mousse. Par exposition à l'air, une partie des morceaux de coke s'oxydent, tandis que d'autres gardent l'aspect du coke ordinaire. La surface des particules de fer n'est pas attaquée, dans les conditions ordinaires, par l'acide chlorhydrique alcoolique; elle l'est par contre par une solution alcaline bouillante de picrate de soude. Cette façon de procéder ne montre cependant pas des structures très caractéristiques. D'après l'examen métallographique, il semble que le fer, tout au moins en partie, est présent sous la forme de carbure de fer.

Traité à l'acide chlorhydrique concentré bouillant, le fer du coke de Walsum ne se dissout que très lentement; le squelette de coke subsiste tel quel. Ainsi traité, un coke de 50 % en poids de fer n'en contient plus que 4 % et ne présente pas d'anisotropie; il ressemble au coke de distillation à moyenne température et est très réactionnel (fig. 6).



Fig. 6. — Coupe polie d'un coke au fer de Walsum à 50 % de fer après élimination du fer par HCl (gros. = 6).

Le coke au fer, préparé à partir de charbon gras et donnant à l'essai au trommel un plus grand déchet que le coke au fer de Walsum, ne montre pas plus de structure par traitement à l'HCl (fig. 7 et 8). Toutefois, le fer d'un tel coke se dissout beaucoup plus rapidement que celui du coke de Walsum. Les charbons de Walsum conviennent donc particulièrement bien pour la préparation du coke au fer. Les charbons gras donnent sans doute un coke résistant, mais le déchet augmente avec la diminution du pourcentage de matières volatiles. On est ainsi obligé pour la fabrication du coke au fer, de les mélanger à de bons charbons cokéfiant.

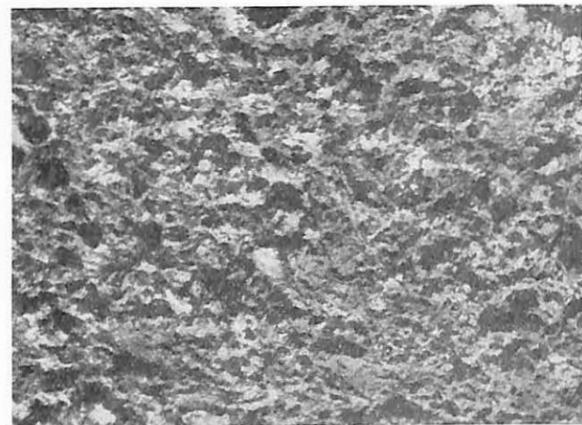


Fig. 7. — Coupe polie d'un coke à 28 % de fer obtenu à partir de charbon gras (gros. = 10).

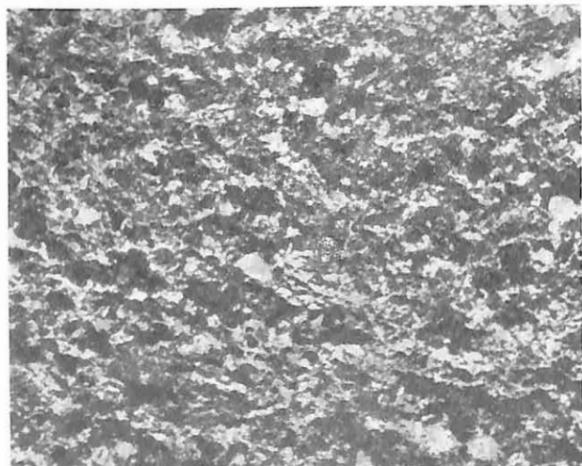


Fig. 8. — Coupe polie d'un coke au fer à partir de charbon gras après élimination du fer par HCl (gros. = 10).

Ainsi que la réactivité déterminée par la méthode Koppers en témoigne, le coke au fer présente une grande aptitude à la combustion; elle est voisine de celle du charbon de bois (fig. 9).

Le comportement à la fusion d'un coke à 50 % de fer est représenté aux figures 10 et 11. En atmosphère oxydante et réductrice, son point de fusion se trouve au-dessus du point de fusion du fer. Étant donné que les températures des parois des chambres lors de la carbonisation sont plus basses que ces températures de fusion, il n'y a pas lieu de craindre l'adhérence de matière fondue aux parois. Ceci a été confirmé par des essais à l'échelle industrielle. Au cours de ceux-ci, aucune altération des parois des fours n'a été observée et le coke se laisse défourner aisément. L'effort, supporté par les soles des chambres sous la poussée du coke au fer, dans le cas d'un four de hauteur normale, n'est pas plus élevé que dans le cas des plus hauts fours à coke ordinaire.

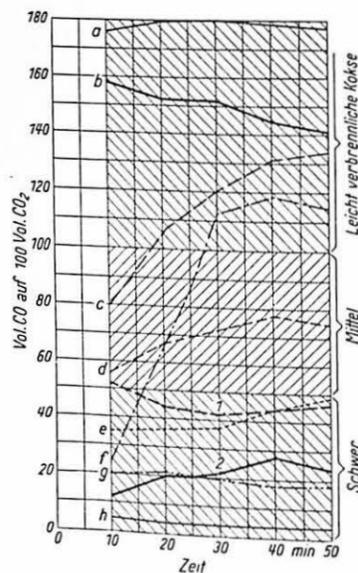


Fig. 9.

Courbes comparatives de la combustibilité du coke au fer avec celles de divers autres combustibles, établies par la méthode de Koppers à 950° C.

- 1) Coke à partir d'un mélange de :
70 % de charbon de Walsum,
25 % charbon gras,
5 % poussier de coke;
- 2) Coke à partir de :
70 % charbon de Walsum,
30 % charbon gras;
a. charbon de bois,
b. coke à 40 % de fer,
c. coke de charbon à gaz,
d. mélange de charbon à gaz et le charbon gras,
e. coke de charbon gras,
f. coke de mélange de charbon gras et à gaz,
g. coke d'électrode,
h. graphite.

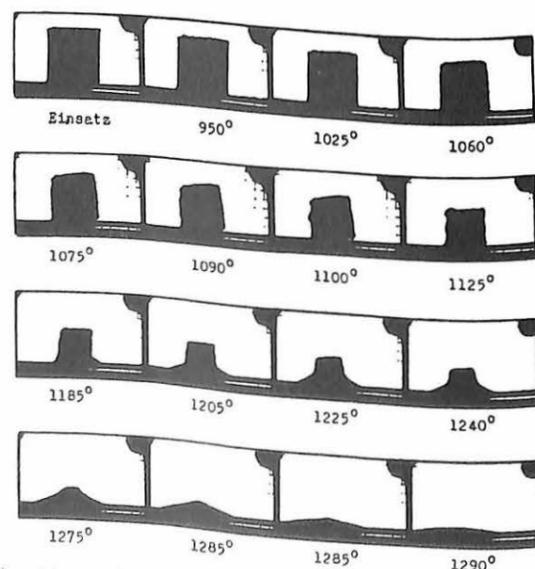


Fig. 10. — Comportement à la fusion d'un échantillon de coke de Walsum à 50 % de Fe, en atmosphère réductrice.

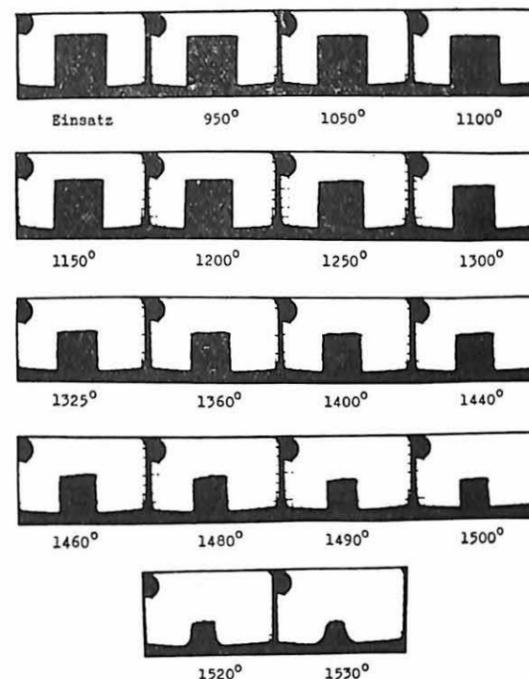


Fig. 11. — Comportement à la fusion d'un échantillon de coke de Walsum à 50 % de Fe, en atmosphère oxydante.

Essais métallurgiques.

Des essais métallurgiques ont été faits sous la direction de l'ingénieur en chef, Dr. Ing. F. Jaeger. Ils ont montré que du coke au fer pouvait être traité, dans un générateur Thyssen de très grande capacité, en mélange avec 40 à 50 % d'un dosage de minerai de fer et d'autres éléments.

La fonte obtenue a une composition répondant aux exigences commerciales et peut être traitée telle quelle au four Martin. Le charbon ou le coke ordinaire peut donc être remplacé par du coke au fer

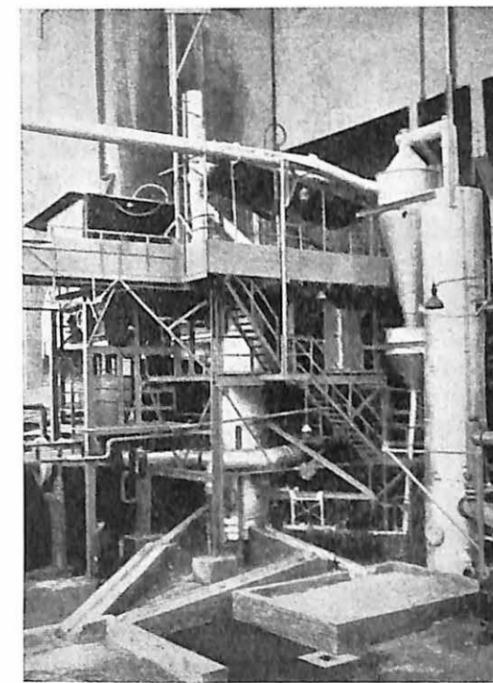


Fig. 12. — Vue du générateur à coke au fer Thyssen.

pour la production de gaz; on peut ainsi produire simultanément en grande quantité de la fonte de valeur et du gaz pauvre. Ce dernier possède un pouvoir calorifique d'environ 1120 à 1150 kcal (voir tableau des valeurs numériques). Ce gaz convient très bien au chauffage des batteries de fours à coke.

De nombreux spécialistes de l'industrie, des Universités, de l'Association allemande des Métallurgistes du fer se sont intéressés à ces essais. Ils en ont jugé les résultats particulièrement favorables et les ont considérés comme un progrès.

TABLEAU DES VALEURS NUMERIQUES
Analyse du gaz de générateur au coke au fer.

Echantillons moyens sur 24 h.			
		Echantillon 1	Echantillon 2
CO ₂ (1)	%	4,5	5,0
O ₂	%	0,0	0,0
CO	%	34,0	33,6
CH ₄	%	0,2	0,2
H ₂	%	2,3	2,4
N ₂	%	59,0	58,8
densité (air = 1)		0,975	0,975
P. C. S. calculé	kcal	1127	1117
P. C. S. trouvé	kcal	—	1151
H ₂ S		traces (2)	pas décelable
HCN		traces	0,015 g/Nm ³
NO		0,14 cm ³ /Nm ³	0,14 cm ³ /Nm ³
Fe (CO) ₅		pas décelable	pas décelable

(1) dû en partie aux produits calcaires ajoutés.

(2) Echantillon d'H₂S incertain, celui-ci pouvant avoir été fixé par des conduites en fer rouillées.

Sélection de fiches d'Inichar

Inichar publie régulièrement des fiches de documentation classées, relatives à l'industrie charbonnière et qui sont adressées notamment aux charbonnages belges. Une sélection de ces fiches paraît dans chaque livraison des Annales des Mines de Belgique.

Cette double parution répond à deux objectifs distincts :

- Constituer une documentation de fiches classées par objet, à consulter uniquement lors d'une recherche déterminée. Il importe que les fiches proprement dites ne circulent pas; elles risqueraient de s'égarer, de se souiller et de n'être plus disponibles en cas de besoin. Il convient de les conserver dans un meuble ad hoc et de ne pas les diffuser.
- Apporter régulièrement des informations groupées par objet, donnant des vues sur toutes les nouveautés. C'est à cet objectif que répond la sélection publiée dans chaque livraison.

A. GEOLOGIE. GISEMENTS. PROSPECTION. SONDAGE.

IND. A 22 Fiche n° 7290

B. ALPERN. L'analyse pétrographique des charbons et ses relations avec la cokéfaction. — *Revue de l'Industrie Minière*, 1953, mai p. 359/373. 5 planches.

On peut dire grossièrement d'un charbon cokéifiable que c'est une pâte à coke naturelle et ternaire comportant son amaigrissement, l'inertie, son fondant, l'exinite et son charbon de base, la vitrine. Le fait qu'un charbon ne soit pas bien cokéifiable peut donc signifier simplement, entre autres raisons :

- soit que les proportions du mélange naturel ne sont pas favorables;
- soit que l'un ou même plusieurs des termes du mélange ne sont pas cokéifiables en présence des autres éléments qui lui sont naturellement associés, mais pourraient l'être s'ils étaient incorporés à d'autres pâtes.

D'où la double possibilité d'intervention :

- en modifiant artificiellement les proportions du mélange;
- en réalisant des mélanges à partir des macéraux venant de charbons différents.

Ces possibilités d'intervention sont étroitement limitées cependant par l'imprécision de nos connaissances actuelles sur les propriétés physiques des macéraux du charbon; propriétés sur lesquelles il faudrait s'appuyer pour pouvoir séparer industriellement les constituants entre eux.

Il n'est cependant pas utopique de penser que des progrès suffisants seront réalisés dans ce domaine qui permettront un jour aux séparations pétrographiques de se faire à l'échelle industrielle.

IND. A 25421 Fiche n° 7229

M. LEGRAYE. Quelques précisions relatives aux variations des teneurs en matières volatiles des charbons du bassin de la Campine. — *Société Géologique de Belgique*, Janvier-avril 1953, p. 107/111. 3 fig.

Comparant les résultats que l'auteur a obtenus, il y a quelques années, sur les houilles de la Campine par des méthodes d'analyse ne tenant pas compte

de la présence de matières minérales avec les résultats obtenus dans les recherches entreprises par l'Institut National de l'Industrie Charbonnière et qui tiennent compte de la présence de ces matières, il montre les différences minimes qui se dégagent et qui établissent la diminution de teneur en matières volatiles à 2,2 % par 100 mètres de stampe dans un premier charbonnage étudié.

IND. A 25422 et B 43 Fiche n° 6975

H. VAN DEN HEUVEL & W. KIMPE. Mijnbouwkundige en geologische aspecten betreffende de ontginning van een koollaag tot aan het schone dekterrein in de mijn Oranje-Nassau I te Heerlen. — *Aspects miniers et géologiques de l'exploitation d'une couche jusqu'aux morts-terrains sénoniens à la mine Orange-Nassau I à Heerlen.* — *Geologie en Mijnbouw*, 1953, avril, p. 81/99, 15 fig.

Le stot de protection à la base des morts-terrains fixé à 50 m par le règlement primitif a pu progressivement être réduit à 0 dans certaines parties du gisement houiller néerlandais. L'article décrit une taille dont la voie de tête est tracée parallèlement à l'affleurement de la couche aux morts-terrains, à quelques mètres de ceux-ci. Grâce au résultat favorable de sondages de protection, on a pu prolonger la taille jusque contre les morts-terrains. L'exploitation de la taille s'est faite sans difficulté. Les pressions de terrain étaient plus faibles à l'affleurement que dans le reste de la taille. Inclinaison de la surface du houiller : 3 à 4°. Inclinaison de la couche : 15 à 27°. Ouverture : 1,20 à 1,25 m. Les 6 mètres supérieurs de la taille ont été remblayés, le reste foudroyé.

A son contact avec la craie de Kuurade (Sénonien supérieur), la couche est légèrement érodée et fissurée. Dans les fissures, on retrouve des restes des sables glauconifères de Vaals (Hervien), érodés avant le dépôt du calcaire. La surface de contact houiller — morts-terrains est couverte de galets roulés d'origines diverses : débris de grès houiller, fragments de charbon, petits cailloux de quartzite, ou de calcaire, antérieurs au houiller, et quelques galets de grès glauconifère Hervien. De la nature et de la disposition de ces galets l'un des auteurs a pu déduire certaines conclusions concernant la géo-

logie des morts-terrains secondaires et les transgressions marines.

IND. A. 51 et A 520 Fiche n° 7186

X. Quatre sondeuses de type nouveau. — *Revue de l'Industrie Minière*, 1953, avril, p.334/339, 7 fig.

Courte description et caractéristiques de 4 sondeuses nouvelles de la Maison Conrad-Stork (Haarlem-Hollande), représentée en France par la Sté Coimex :

- Conrad P.P., légère, montée sur pneus, pour sondages à faible profondeur, battage à sec;
- Conrad MECA-BANCA, construite pour la prospection des alluvions, battage des carottes et rotation des tubes, profondeur 35, 55, 75 m, poids total 1700 kg, servie par 2 hommes;
- Conrad CF-1-M à rotation, et à injection de boue, carottage continu par le système à injection inverse, profondeur maximum 1200 m, poids 580 kg;
- Conrad R 5 Sondeuse rotary sur semi remorque, 2 moteurs Diesel de 75 CV, poids 18.500 kg, profondeur 1200 m pour trous à petit diamètre. (Résumé Cerchar Paris).

IND. A 521 Fiche n° 7209

E. PFLEIDER & R. BLAKE. Research on the cutting action of the diamond drill bit. *Recherches sur les qualités de coupe des couronnes de forage au diamant.* — *Mining Engineering*, 1953, février, p. 187/195. 14 fig.

Une étude sur la capacité des couronnes ainsi que l'examen microscopique de la surface à enlever et des déblais a fourni les observations suivantes :

- Aux faibles vitesses et pressions : l'avancement est approximativement proportionnel à la vitesse de rotation et à la pression exercée sur la couronne. Lorsque ces deux données augmentent notablement, le rendement tombe parce que les déblais sont moulus plus finement et d'autre part, la couronne s'encrasse, il y a formation d'un « gâteau » inerte.
- La formation de gâteau est la plus fréquente avec les roches broyées très finement spécialement les calcaires, craies et roches cavernueuses contenant soit calcite ou biotite.
- Chaque élément de roche se brise d'une manière différente fonction de sa dureté, de son clivage et autres propriétés physiques. En roche hétérogène, les variations de composition, texture, porosité et le mode de cimentation interviennent.
- Il existe une certaine relation entre l'avancement et la dimension des déblais.
- La pression sur la couronne agit par compression tandis que la vitesse de rotation agit par percussion.
- Il paraît important de disposer les diamants en vue d'obtenir un effet de forage qui brise les cristaux selon le maximum de facettes possible.
- Les petits diamants à faible saillie devraient être utilisés pour les roches dures; les grands diamants dégagés et abondamment irrigués devraient être utilisés en terrains tendres.

B. ACCES AU GISEMENT. METHODES D'EXPLOITATION.

IND. B 423 Fiche n° 6954

A. ALLAN, Jr & R. DAVIES. Longhole retreat mining of a steeply pitching anthracite bed. *Exploitation rabattante par longs trous d'un gisement d'anthracite à fort pendage.* — *Bureau of Mines, Rep. of Inv. 4925*, 1952 novembre, 9 p. 5 fig.

Etude du Bureau of Mines en collaboration avec la société exploitante pour la mise au point d'une nouvelle méthode de défilage dans les gisements anthraciteux à fort pendage.

Couche Primerose : inclinaison 82° N — ouverture 2,70 m à 5m. Les traçages comportent 2 voies superposées distantes de 7 m en verticale. Ce pilier de charbon de 7 m est recoupé tous les 10 m par des cheminées. En amont de la voie supérieure, la couche est affectée d'un crochon. Cet accident a été reconnu par 2 galeries inclinées en veine.

Le chassage de base a été poussé 18 m en avant de la dernière recoupe.

Avant de commencer le défilage, on a exécuté une ouverture circulaire de 10 m de hauteur à l'extrémité du panneau. Le défilage a été exécuté par long trou de mine et tir en bloc. La méthode s'est montrée productive et peu dangereuse. On a ainsi récupéré en rabattant le pilier entre les 2 voies et le pilier compris entre la voie de tête et le crochon.

Personnel 1 ouvrier et 1 aide — production maximum 75 tonnes en 1 poste — rendement global 18,9 t pendant 14 jours.

De juin 1950 à mars 1951, le rendement moyen a été de 11,4 t.

Consommation d'explosif 50 g par t. On récupère 85 % du gisement.

IND. B 61 Fiche n° 7267

L. DENOEL. Où en est la gazéification souterraine. — *Revue Universelle des Mines*, 1953, juin, p. 391/398, 1 fig.

Examen des difficultés rencontrées et des résultats acquis par les recherches en divers pays. Le champ des applications techniques réalisables de la gazéification est maintenant bien délimité par les conditions géologiques du gisement; il est très étroit. Le procédé a deux défauts graves : l'irrégularité et la faible productivité. C'est à les corriger que tendent les recherches en cours. La rentabilité reste problématique (résumé de l'auteur).

IND. B 72 et D 60 Fiche n° 6986

P. MEURIOT. Méthode « Photoprofil » pour la conduite, la surveillance et le contrôle des travaux souterrains, levé des profils en travers de galeries. — *Mémoires des Ingénieurs Civils de France*, 1952, juillet-août, p. 450/459, 6 fig.

La méthode a pour but de déterminer la section en travers d'une galerie. L'appareillage comprend : 1) un projecteur — 2) un appareil photographique.

Le projecteur émet radialement un plan de rayons lumineux perpendiculaires à son axe longitudinal. Il est constitué par une lentille convergente torique (anneau de Fresnel) au foyer de laquelle est placée une lampe électrique à filament préfocalisé donnant une source lumineuse pratiquement ponctuelle. L'appareil est monté sur un pied support réglable en hauteur, direction et niveau. A la base se trouve une tige métallique de 0,50 m éclairée par les rayons lumineux, elle sert d'échelle et de repère.

L'appareil photographique a une optique spécialement étudiée : grand champ focal sans diaphragme. Obturation pour prise au bouchon — format 9×12 .

En temps normal, l'emploi des films américains « Polaroid » est à conseiller, le développement immédiat permet d'obtenir une épreuve négative et une positive. Pour l'usage dans les mines, il permet de contrôler la variation des sections dans le temps et dans l'espace. Par une orientation judicieuse, on arrive également à faire le levé automatique des terrains en inclinaison.

C. ABATAGE ET CHARGEMENT.

IND. C 223

Fiche n° 7210

E. BROCHERDT. The selection of detachable drill bits. *Sélection des taillants amovibles.* *Mining Engineering.* 1953, février, p. 201/208, 18 fig.

Historique des bouts détachables : mines d'Anaconda en 1922. En 1935, les bouts filetés se sont développés à l'échelle nationale. Le choix du bout détachable doit être assorti à la barre de forage et au perforateur. Les résultats les meilleurs correspondent au maximum de rendement et au minimum de dépense par unité d'avancement : le choix de l'outillage ne peut correspondre qu'à un ou deux types de roches.

Exposé de l'influence de la lenteur d'usure du bout pour la rapidité du forage. Quant à la forme, elle a peu varié au cours des dernières 40 années, la forme en croix reste la plus usitée sauf dans le cas où l'évacuation des fines de forage est difficile : on préfère alors le burin qui se dégage mieux. C'est surtout le cas dans les petits diamètres, trous descendants en roches friables. A la suite d'essais faits à la mine Sullivan (de la Consolidated Mining & Smelting Co of Canada), on a déduit notamment :

- 1) les avancements avec bouts au carbure de tungstène sont supérieurs en roches dures, sensiblement égaux en roches moyennes et tendres;
- 2) le coût du forage avec bouts au carbure est notablement plus faible en roches dures, égal en roches moyennes et plus élevé en roches tendres;
- 3) l'obtention de bons résultats avec les bouts au carbure a demandé l'emploi de perforateurs de puissance et vitesse de rotation plus grandes.

IND. C 240

Fiche n° 7268

R. LOISON, G. THOUZEAU, J. SOULE. Détermination de la sensibilité d'un explosif à la transmission. — *Annales des Mines de France.* 1953, n° 3, p. 3/20, 1 fig.

L'aptitude à transmettre la détonation est une caractéristique très importante des explosifs : un défaut de sensibilité peut amener des incidents graves. La méthode adoptée en France pour cette détermination est celle de Sevrans. Les différentes méthodes possibles sont étudiées systématiquement.

Caractère aléatoire du phénomène — Forme de la loi de probabilité Courbe de Gauss et 5 de Galton. Valeur moyenne — écart type. Étude expérimentale : principe et résultats : exemple de graphique anamorphosé — proportionnalité de l'écart type à la distance moyenne — choix d'une caractéristique pratique : dans le domaine des mines on peut caractériser l'aptitude à la transmission par un seul nombre, en général la distance moyenne. Méthodes rapides de détermination de cette dernière : Méthode Up & Down (voir fiche n° 5797 — C 240).

Variations de Behrens & de Kärber — Méthodes de Solman et de Sevrans — précision de cette dernière.

IND. C 40 et Q 1131

Fiche n° 7028

P. HARLEY. Continuous mining schemes. *Exemple d'abatage continu.* — *Colliery Guardian.* 1953, 30 avril, p. 529/535. 3 fig.

Compte rendu des essais de mécanisation effectués dans la division Centre-Est sous le contrôle de l'auteur, chargé de la mécanisation dans le 4^e district.

Essais par *chambre et pilier* : début dans la Main Seam (mine Bestwood) avec shortwall et duckbill, puis chargeuse Joy et shuttle car, finalement chargement à main sur convoyeur à raclettes, qui donna les meilleurs résultats. Extension dans la région. Rendements obtenus : de 10 t à 7,4 t. La mine Donisthorpe avec abatteuse continue Joy atteint 11,7 t au chantier.

Essais du Waffler (voir f. 5184, C 4213), mine Brookhill dans la couche Piper (puissance : 0,75), rendement 5,67 t.

Essais de *rabot Samson* (de la firme Mavor & Coulson), dans la couche Low Main (puissance : 1,20 m), longueur de la taille : 90 m, au charbonnage de Wingfield Manor. Exposé des difficultés rencontrées par suite de l'ancienneté du modèle, dureté du charbon et fragilité du toit. Après 4 mois, continuation des essais à la mine Brookhill, toit momentanément mauvais, essais à poursuivre.

Essais de la *haveuse-chargeuse Multi-disques*. Description de la machine munie d'un déblayeur de havrit et de vérins hydrauliques pour régler l'emplacement de la saignée. Dispositions de la taille à la mine Annesley (fig.), couche Deep Soft (puissance 93 cm). Utilisation d'un convoyeur blindé — taille de 100 m dont 27 m de l'autre côté de la voie de transport, exploités manuellement. Personnel : 9 à front de taille, 2 machinistes, 2 boi-

seurs, 2 pour le transporteur à pousser progressivement, 2 ouvriers au coupement de la niche, foudroyage du vide avec piles tous les 2,40 m — vitesse de la machine 68 cm/min.

Essais du *trépan AB*. Description de la machine : haveuse dont la tête de havage est remplacée par une tarière de 67 cm de Ø à 3 bras calés à 120° et un disque de saignée au niveau du toit; en plus bras de préhavage au niveau du sol. Des vérins hydrauliques règlent le niveau de coupe de la machine. Marche en association avec un convoyeur blindé P 40 (Huwood). Exposé des difficultés rencontrées en taille remblayée avec le foudroyage, les terrains se tiennent mieux.

Au charbonnage Mansfield, couche High Hazel de 1 m et 150 m de taille, le trépan avance de 5 havées en 2 postes. Rendement 5 t. Un type perfectionné à 2 têtes est attendu.

Essais avec le *rabot rapide Löbbe*. Essai à la mine Pleasley, couche Deep Hard (90 cm à 1 m) — Description — vitesse de la chaîne 37 cm/sec. — profondeur de la coupe 5 à 15 cm — vitesse du convoyeur : 75 cm/sec. — vue du chantier — infusion en veine et foudroyage des vides. Rendement croissant dans le temps de 6,7 à 7,9 t.

IND. C 41 et Q 1132

Fiche n° 6987

J. GODLEY. Intensive longwall mining - An experiment in the Cannock Chase Coalfield. *Abatage intensif - Une expérience dans le gisement du Cannock Chase* (Mine Wryley). — *Iron & Coal T.R.* 1953, 17 avril, p. 865/869, 6 fig.

En février 1951, à la Mine Wryley n° 3, l'épuisement prématuré de 2 tailles a nécessité la mise en exploitation de la couche « New Mine » où une seule taille était disponible immédiatement. Pour produire les 380 t requises, on aurait dû disposer d'un front de 200 m et réaliser un avancement journalier de 1,35 m. Ne disposant que de 100 m, on a réalisé $2 \times 1,35$ m d'avancement avec 2 postes de havage.

Composition de la couche : bas-toit 75 cm; charbon 1,40 m en 2 laies; mur schisteux. Etauçons métalliques, bèles à section W, allée de 75 cm pour la haveuse et 90 cm pour le convoyeur, remblayage partiel de 1,50 m alterné avec 1,80 m de vide à 2 piles de bois. Voie de roulage centrale de 3,60 m \times 2,40 m, soutènement cintré. Dans chaque demi-taille pendant 1/2 poste, 17 hommes chargent le charbon miné, 1 homme évacue le charbon sur la voie; pendant l'autre moitié du poste, 5 hommes travaillent aux bosseyements, 3 hommes havent et forent, 2 déplacent l'installation de transport et 8 remblaient.

En 28 semaines, la taille a avancé de 328 mètres. Rendement de chantier : 4,75 t. Profitant de l'expérience acquise, on a équipé la seconde taille d'une évacuation latérale, les bosseyements ont été augmentés de 60 cm. Le reste de la méthode étant inchangé, toute la taille occupait 34 ouvriers, surveillants non compris. Le rendement chantier a atteint 5 t pour une production de 190 t par havée. La taille a avancé de 315 m en 24 semaines.

IND. C 41

Fiche n° 7187

A. SCOTT. Two practical applications of the prop-free working front system. *Deux applications du système d'exploitation à front dégagé.* — *Colliery Guardian.* 1953, 21 mai, p. 625/630. 1 fig.

Deux chantiers mécanisés sans tir en veine sont en exploitation respectivement depuis 9 et 18 mois dans les couches Barnsley et Dunsil. La première est une couche de 9 pieds d'ouverture mais par suite de la hauteur et d'un banc de schiste intermédiaire, on ne prend que 1,80 m. La haveuse montée sur panzer have à 2 niveaux (Austin Hoy et C°), la saignée est de 90 cm (bras supérieur incurvé vers le haut). La couche Dunsil a environ 1,40 m avec faux-mur de 40 cm et en dessous 30 cm de charbon que l'on ne prend pas. Havage aussi à 2 niveaux la saignée inférieure étant de 1,80 m et celle du dessus de 0,90 m (simples bras horizontaux).

Disposition des chantiers : à Barnsley, taille double, 90 m de chaque côté (vue du chantier). La hève de 3 pieds correspond à une production de 340 tonnes.

A Dunsil, taille de 180 m. Voies de ventilation aux 2 extrémités, une 3^e située parallèlement à quelques mètres d'écart du chantier sert au transport principal et est reliée tous les 75 m à l'une des 2 autres. Le remblayage des bordures de voie se fait par scraper. La hève de 3 pieds correspond à une production de 270 t.

Tableau des temps et des rendements. Comparaison théorique avec les mêmes chantiers dans le cas où l'on retournerait à la méthode traditionnelle par minage : avantage de l'ordre de 50 % pour la méthode actuelle.

La granulométrie est toutefois à l'avantage de l'ancien procédé.

IND. C 4211 et Q 1132

Fiche n° 7245

J. HARDING. Double-jib coal cutting at Upton colliery near Pontefract (Yorkshire). *Haveuse à 2 bras à la mine Upton près de Pontefract* (Yorkshire). — *Colliery Engineering.* 1953 juin, p. 225/232. 11 fig.

Couche Barnsley de 4,10 m d'ouverture (trois laies de respectivement : 55, 115 et 145 cm en ordre descendant séparées par des intercalations schisteuses, faux-toit et faux-mur). Seule la laie inférieure est exploitée actuellement — taille de 180 m. Vue de la haveuse (A.B.J.D.) qui coupe jusqu'au toit avec son bras recourbé (profondeur de saignée 90 cm, le bras inférieur have au ras des couloirs blindés). Elle est montée sur convoyeur blindé Westfalia Lunen actionné par un seul moteur électrique à cage de 45 HP. Etauçons métalliques G.H.H. avec bèles articulées Carlton front dégagé. Actuellement, le convoyeur blindé déverse sur un convoyeur à courroie Sutcliffe et de là en berlines remorquées par trainage; les projets sont faits pour le remplacement du trainage par des convoyeurs à bande Mavor et Coulson de 900 mm.

IND. C 4212

Fiche n° 6957

E. KRITSCHESKI et E. KOLESSNIKOW. Einfluss der Schnittgeschwindigkeit auf die Arbeitsweise der Kombi-Donbass. *Influence de la vitesse de havage sur le comportement de la haveuse chargeuse Donbass.* — *Bergbau Technik*, 1953, avril, p. 153/156. 6 fig.

Suite à des recherches exécutées en 1954 par l'Institut W.E.I. sur 154 haveuses, on a tiré les conclusions suivantes :

- 1) en couche tendre, il est avantageux de porter la vitesse de la chaîne de havage à 2,50 m.
- 2) en charbon dur, une vitesse de 2,00 m correspond au minimum d'énergie consommée;
- 3) une réduction trop forte de la vitesse ne correspond pas à une réduction parallèle de l'énergie par suite du blocage par le havrit qui s'évacue mal.

Ces données ont servi de base à la construction des nouvelles haveuses et haveuses-chargeuses. Les haveuses ont suivant le type des vitesses de 1,85 m, 1,90 m et 2,10 m. La haveuse-chargeuse Donbass est établie pour 2,14 m/sec bien qu'elle soit munie d'un cadre et prévue pour une proportion de menu importante. Des essais sur cette machine à des vitesses différentes : 1,0 — 1,55 et 2,14 m ont été effectués dans des couches diverses des 3 mines : Podjemnaja, Anna et Kaganowitch. Résultats.

Tableau des conditions d'essais — Diagramme de la granulométrie du menu et consommation de puissance en fonction de la vitesse de havage. Diagramme de la puissance du moteur principal en fonction de la vitesse de halage (0,1 à 0,5 m/min) pour différentes vitesses de havage.

Conclusions diverses, entre autres : en charbon dur, l'abaissement de la vitesse de havage à 1 m/sec et de halage à 0,153 m/min amène une économie d'énergie de 11 %.

IND. C 4220

Fiche n° 7254

R. SCHLUTER. Zehn Jahre Kohlenhobel. *Dix ans de rabotage du charbon.* — *Glückauf*, 1953, 6 juin, p. 537/545. 14 fig.

Bien que le rabot soit déjà en usage depuis 10 ans dans diverses mines, c'est seulement en mars 1953 que la proportion de charbon abattu par ce procédé atteint 6 % du total de la production. L'auteur rappelle les premiers essais à la mine de Ibbenbüren en 1937 et les difficultés qu'il a fallu vaincre pour créer un engin efficace d'abattage mécanique. La première réalisation comportait un rabot scraper dont le travail d'abattage était facilité par deux saignées de havage. Dès 1942, cet appareil fut remarqué dans la Ruhr par sa grande productivité et plusieurs mines le mirent à l'essai; on s'efforça d'améliorer la commande, le déblocage et le soutènement associé. Depuis 1945, le rabotage s'est développé à l'étranger avec le convoyeur blindé et les autres dispositions qu'il implique.

Le rabot Löbbe qui se distingue par une très grande sécurité de fonctionnement est représenté en mars 1953 par 60 unités dans la Ruhr. L'étranger en a déjà acheté 67 et 57 sont en commande. Sur

31 rabots à couteaux étagés du type utilisé à la mine Westende l'Angleterre en a retenu 22. Au cours de ces 10 années, il y eut 50 réunions de la commission chargée de l'étude du rabotage du charbon. L'auteur donne enfin un aperçu des efforts déployés, en Allemagne et à l'étranger pour l'application du rabot aux couches dures ou dérangées, le remplacement de l'effort de traction et la mécanisation du soutènement. A noter un dispositif à sonde pour la mesure de la dureté du charbon.

IND. C 4221

Fiche n° 7048

X. Der Schrämhobelbetrieb der Zeche Thrislington. *Installation de rabotage à la mine Thrislington (Angleterre).* *Schlagel und Eisen*, 1953, avril, p. 186. 2 fig.

Couche Top Busty (0,80 m) pente 10°, longueur de taille 210 m. Le rabot ne coupe que dans un sens : contre la pente. 4 taillants disposés dans le même plan horizontal font une espèce de pré-havage pendant que 2 autres taillants verticaux effectuent le rabotage; ce travail est facilité par le pré-havage. Cette disposition fait que l'abattage du charbon n'est pas localisé en un point mais se distribue sur toute la longueur du rabot. La machine pèse 2,5 t, elle a 7 m de long sur 0,45 m de large, elle se démonte en 3 éléments. La profondeur de coupe est de 15 à 30 cm, la vitesse dans ce sens 5 m/min et la vitesse de retour 10 m/min. Le dispositif de traction comporte un treuil électrique à poulie à gorge de 40 CV, et un treuil de bobinage à tambour à air comprimé de 15 CV. Le mouvement de retour est effectué par un troisième treuil de 20 CV. Le rabot est poussé contre le front par les pousoirs à l'air comprimé du convoyeur à raclettes Huwood P. 80 de 43 cm de largeur, 18 cm de hauteur puissance du moteur 40 CV. Etauçons Schwarz et béles Schloms en aluminium. Lignes d'étauçons parallèles tous les 90 cm, écartement des étauçons dans les lignes : 1 m. Traitement de l'arrière taille par foudroyage. Un ouvrier tous les 24 m enlève et remplace les étauçons, fait avancer les pousoirs à air comprimé et nettoie le charbon qui serait resté au toit.

Personnel : 51 en taille + 10 au chargement et transport pour le chantier. On obtient 35 t de charbon par coupe. Avancement journalier 1,50 m — production 300 t. Rendement global 5 t.

IND. C 4222

Fiche n° 7252

G. STRUCK. Das Einbauen der Löbbe-Hobelanlage in den Streb. *La mise en place d'un rabot Löbbe dans une taille.* — *Glückauf*, 1953, 9 mai, p. 475/476. 1 fig.

Mise au point d'un procédé permettant de simplifier les opérations de mise en place et d'économiser temps et main-d'œuvre. Installation du treuil et du câble (13 ou 16 mm) de longueur double de celui de la taille, passant sur sa poulie de renvoi; accrochage de 2 câbles auxiliaires (10 mm), l'un servant à guider la chaîne à raclette dans sa glissière, l'autre la chaîne du rabot. Mise en place du premier bac monté sur palin; emploi du câble pour hisser le convoyeur élément par élément. 2 ou 3

éléments pouvant être assemblés au préalable sur une rampe d'accès à la taille; une fois la glissière posée, mise en place du convoyeur avec emploi d'un des câbles auxiliaires et mise en place de la chaîne avec l'autre. Mise en place des commandes; bouclage des chaînes et fixation des extrémités. Gain réalisé à Rheinpreussen 4 : 45 %.

(Résumé Cerchar Paris).

IND. C 4230 et Q 1160

Fiche n° 7282

M. FORESTER. A review and forecast of continuous mining. *Etat actuel et prévisions pour l'abatage continu.* — *Mining Congress Journal*, 1953, avril, p. 50/53 & 88. 5 fig.

De l'« Entry Driver » de 1924 aux machines actuelles : 172 appareils de divers types fournis pour 92 mines, utilisés en 50 couches de 1 m à 2,7 m, exploitées en général par chambres et piliers. Sur les 172 machines : 93 sont en service régulier, 79 en essai dans 34 houillères. Leur production en 1952 a approché 8 millions de t, 153 fonctionnant le 31 décembre 1952. Reprise d'intérêt pour les longues tailles en couches de moins de 1 m, pour lesquelles les machines continues américaines sont difficiles à réaliser; essai de machines étrangères. Les transports et l'équipement avec machines sans rails. Contrôle du toit, entretien, aérage. Influence de l'abatage continu sur la diminution relative de l'importance des salaires dans le prix de revient. Diminutions et augmentations de divers chapitres. Au total, abaissement de 22 %.

(Résumé Cerchar Paris).

IND. C 4231

Fiche n° 7244

S. MERRY. The A B multi-disc cutter loader — Experiments at Annesley colliery. *L'abatteuse chargeuse multi-disques AB — Essais au charbonnage de Annesley.* — *Iron & Coal. T. R.* 1953, 5 juin, p. 1273/1278 & 1286. 7 fig.

Exploitation dans la couche Deep Soft, ouverture 90 cm, charbon non destiné à la préparation mécanique de sorte que la production de fin est sans importance. La couche étant très dure et désirant obtenir l'abatage continu, la machine Anderson-Boyes choisie a été munie de disques supplémentaires pour prendre toute l'ouverture (7 disques); il y a en outre un bras de pré-havage de 68 cm avec chaîne donnant une saignée de 15 cm, un propulseur à deux lames élimine le havrit. Le niveau de la machine est contrôlé par 2 vérins articulés à commande hydraulique et elle est pourvue de dispositif d'arrosage.

La partie de taille mécanisée a 78 m de longueur (elle fait partie d'une taille double). Le déblocage se fait par convoyeur blindé Huwood.

Les chassages aux deux extrémités sont supportés par des étauçons Dowty ainsi que la taille — l'arrière taille est foudroyée sous la protection de piles métalliques avec effondreurs Meco. Du 7 janvier 1952 au 25 août de la même année la production a atteint 10.440 t.

Production par havée : 60 t — longueur totale havée : 11.600 m. Rendement moyen : 5,9 t. Production de < 22 mm : 75 %.

D. PRESSIONS ET MOUVEMENTS DE TERRAINS. SOUTÈNEMENTS.

IND. D 22

Fiche n° 7234

H. JAHNS. Die Messung der Festigkeit des Hangenden und Liegenden im Strebraum. — *Mesure de la solidité du toit et du mur en taille.* — *Glückauf*, 1953, 9 mai, p. 445/454. 13 fig.

Utilisation pour les mesures d'étauçons hydrauliques « Eisenwerk-Wanheim » transformés en presses hydrauliques. La pression est développée dans l'étauçon par une pompe dont la capacité est de 40 tonnes. On a fait des mesures d'enfoncement dans le toit et dans le mur avec des plaques de différentes sections comprises entre 50 et 500 cm².

Dans beaucoup de cas, avec les sections de base des étauçons habituellement utilisés dans les mines allemandes, le mur est poinçonné pour des charges inférieures à celles pour lesquelles ils ont été construits.

On constate :

- 1) des variations très importantes de la résistance spécifique du mur d'un point à l'autre de la taille et parfois même en des points très voisins;
- 2) une diminution de la résistance spécifique du mur avec le temps.

Dans un exemple, on constate une diminution de 40 % dans une allée ouverte depuis 48 heures par rapport à celle du mur fraîchement découvert.

Exemples de mesures faites dans différents chantiers de la Ruhr. Discussion et interprétation des résultats — Conclusions pratiques pour la conduite de l'exploitation. Dans le cas envisagé, on aurait intérêt à employer des étauçons à grande surface d'appui (170 cm² par ex.) et pouvant supporter 20 tonnes. Il est préférable d'abandonner au mur un sillon de charbon de quelques centimètres. La fondation ainsi donnée aux étauçons est plus solide que le mur même de la couche.

IND. D 40 et D 60

Fiche n° 7149

W. MAEVERT. Der Ausbau in den Abbaustrecken und Abbaubetrieben der Zeche Sachsen. *Le soutènement dans les voies et chantiers de la mine Sachsen.* — *Glückauf*, 1953, 23 mai, p. 497/503. 8 fig.

Courte description de l'évolution du soutènement dans les voies de chassage et dans les tailles de la mine Sachsen — gisement en plateau. A ce propos, les imperfections des méthodes actuelles sont exposées et quelques propositions sont soumises. Les changements survenus dans le soutènement des chassages et des tailles fournissent l'occasion à l'auteur d'étudier l'évolution de l'emploi de personnel tant pour la pose que pour l'entretien et pour le placement et l'enlèvement des diverses espèces

de soutènement utilisées au cours de ces 20 dernières années.

La pratique dans les chassages du soutènement métallique arqué a montré d'une façon indiscutable sa supériorité sur les anciennes méthodes courantes bien que sa faible aptitude à la charge soit un inconvénient résultant du mode actuel d'assemblage. Le remplacement du bois par l'acier dans le soutènement des tailles a non seulement amené une économie de bois mais aussi donné lieu à l'accroissement du rendement prévu.

Depuis la fin de la guerre le progrès du soutènement et l'augmentation du rendement ont été poursuivis à grand renfort de capitaux, de peines et d'efforts.

Cependant, jusqu'à présent on n'est parvenu qu'à atteindre le rendement abatteur qu'on avait déjà avant la guerre. On n'a pu obtenir ni accroissement du rendement chantier, ni de rendement général. Le zèle qu'on a déployé à la mécanisation et à la modernisation devrait amener une plus grande et plus rapide amélioration.

IND. D 41

Fiche n° 7136

A. SCOTT. An approach to the prop-free working front system. Progrès vers la réalisation du front de taille dégagé. — *Colliery Guardian*. 1953, 14 mai, p. 593/599. 2 fig.

Suite à une visite des ingénieurs des mines anglais dans la Ruhr, les avantages du front dégagé ont été mieux appréciés et jugés susceptibles d'être utilisés avec fruit dans les mines anglaises. Le nécessaire a été fait pour introduire ce système à la mine n° 4 (district de Carlton) de la division N-E du N.C.B.

Il existe divers types d'étauçons appropriés mais l'auteur se limite à celui qui a été utilisé : le G. H. H. du type lourd noté : D.Z. Les courbes d'essai de charge réalisées par le N.C.B. sont reproduites avec étauçon lors de la mise en service et aussi après 1 à 3 ans de service. On en déduit certaines améliorations à apporter dans la construction.

L'auteur expose ensuite les avantages qui résultent du front dégagé. Divers essais de charge des bèles avec mesure de la flèche sont renseignés. Il décrit ensuite succinctement le convoyeur blindé utilisé, le foudroyage et l'éclairage collectif du chantier.

IND. D 47

Fiche n° 7253

O. KUHN. Die Mechanisierung des Strebbaus. La mécanisation du soutènement. — *Glückauf* 1953 6 juin, p. 545/554. 25 fig.

Pour retirer tout le profit possible de la mécanisation de l'abatage et du chargement en même temps que pour réaliser un meilleur contrôle du toit, il est nécessaire de réaliser un soutènement en forme de châssis, léger et à progression mécanisée.

Des projets dans ce sens ont été proposés en Allemagne depuis 1912 (Wissmann) — Hammel en 1928 — Klein en 1930 — Hippel en 1940. Ils n'ont pas été utilisés en pratique parce que trop rigides pour s'accommoder des variations d'ouverture d'une

taille et surtout trop encombrants. En 1945 Schlobach propose 2 étauçons hydrauliques solidarisés par cylindre hydraulique horizontal : mais c'est encore trop lourd et la guerre ne permet pas de poursuivre les essais.

Depuis 1951 la D.K.B.L. a repris le problème. Un dispositif simple et peu encombrant est réalisé. Deux ou au maximum 3 étauçons sont reliés à la base par des barres horizontales en profilé, articulées et de longueur approximativement égale à la havée. La tête est surmontée d'un étrier dans lequel passe la bèle et au-dessus se trouve un sabot qui peut suivre des irrégularités du toit. La firme Metallwerk de Frankfurt utilise les étauçons hydrauliques et la firme Wienemann de Bochum les étauçons à friction. Dans les 2 cas, le ravancement du groupe de 2 ou 3 étauçons solidaires se fait au moyen d'un chariot à galets ou à patins (suivant l'ouverture) qui prend appui sur les 2 éléments de soutènement voisins de part et d'autre et qui supportent la charge pendant le temps très bref du ravancement. Le tout est en métal léger et est étudié en vue du foudroyage ou du remblayage pneumatique. Des dispositifs appropriés sont étudiés pour les gisements en dressant.

Des études similaires sont en cours en Angleterre et en Russie.

IND. D 5121

Fiche n° 6982

J. VENTER, P. STASSEN et O. de CROMBRUGHE. — Le remblayage par raclage. *Inchar. Bulletin Technique Mines*. 1953, n° 38, 1^{er} avril, p. 739/749, 13 fig.

Un nouveau dispositif de remblayage par raclage des pierres de bosseyement a été mis au point en 1951 à la mine de Shirebrook dans la division des « East Midlands » (Grande-Bretagne). Le procédé est particulièrement intéressant en couches minces et on en retire le maximum d'avantages quand le bosseyement de la galerie est exécuté dans le toit, en arrière des fronts, au droit de la havée à remblayer. Le matériel mis en œuvre est simple et robuste ; il comporte un treuil à deux tambours, un scraper basculant qui fait office de pelle pendant la marche arrière et de raclage pendant la marche avant, des câbles et des poulies de renvoi. Deux cas d'application dans des couches de 80 cm et de 45 cm sont traités en détail. Il faut environ 2 heures 1/2 pour mettre en taille les pierres du bosseyement d'une voie de transport de 3,30 m X 2,40 m de section dans une couche de 45 cm d'ouverture. Dans cette couche, 7 hommes creusent les deux voies (par passes de 1,35 m) et assurent complètement la sécurité de l'arrière-taille sur un front de 72 mètres. C'est une performance qui mérite de retenir l'attention et qui fait bien ressortir l'intérêt du procédé.

IND. D 53

Fiche n° 7203

E. MAIER. Verschleiss von Blasversatzkroren und Krümmern. Usures des couches et tuyauteries de remblayage. — *Schlägel und Eisen*. 1953 mai, p. 271/273.

Le remblayage pneumatique en Allemagne de l'Ouest entraîne annuellement une dépense de maté-

riel s'élevant à plusieurs millions de R.M. que la Direction des Mines s'est efforcée de réduire par des études confiées au Bureau d'Ingénieurs H. Wahl. Les résultats ont été publiés et le présent article donne un résumé. Il passe en revue les points suivants :

- 1) La dureté de l'acier à choisir.
- 2) Le matériau de remblai à utiliser en vue de prolonger la vie des tuyauteries.
- 3) L'influence de la position des trous dans les tuyauteries.

L'auteur donne un tableau des résistances et des prix de divers modes de fabrication — acier étiré — acier coulé — fonte trempée — revêtement en basalte.

E. TRANSPORTS SOUTERRAINS.

IND. E 10

Fiche n° 7257

C. STEPHAN & H. WITTE. Die Wirtschaftlichkeit von Ruckverfahren für Strebefördermittel. L'économie du procédé de déplacement du convoyeur de taille. — *Glückauf*. 1953, 6 juin, p. 577/580.

A la mine Prosper de Bottrop, des recherches ont été effectuées pour déterminer la façon la plus économique de ravancer les convoyeurs.

En mars 1951, la proportion de production par front dégagé a atteint 62,8 %. Cette production a été réalisée par 18 tailles dont 16 à panzer et 2 par transporteurs à raclettes à chaîne centrale (système Cuylen). Pour l'avancement des têtes motrices, on a utilisé des cricks. Pour l'avancement du moyen de déblocage, on doit distinguer :

- 1) les installations avec un poste de ravanceurs.
- 2) Dans les tailles à rabots, le ravancement automatique par pousoirs.
- 3) Les abatteurs ravangent eux-mêmes le matériel à la fin du poste.

Les auteurs ont établi des tableaux statistiques des résultats obtenus dans les divers cas et les mêmes tableaux sont reproduits pour le mois d'octobre 1952. On en déduit un tableau comparatif qui montre le prix de revient en D.M./t. En mars 1951 : l'équipe des ravanceurs coûte 0,64 — les pousoirs : 0,49 — et les abatteurs 0,36 en moyenne.

En octobre 1952, on a respectivement : 0,77 — 0,42 et 0,57.

IND. E 1311

Fiche n° 6995

S. COOK et B. HOULDEN. Field trials of non-inflammable conveyor belting. Enquête sur les courroies ignifuges de convoyeurs en service. — *Colliery Guardian*. 1953, 23 avril, p. 497/504, 1 fig. Résumé dans *Iron & Coal T.R.* 1953, 24 avril, p. 944.

Indépendamment de toute prescription, le critère décisif est celui de la pratique. Depuis le désastre de Creswell, des essais avec des nouvelles courroies ont été entrepris dans les 6 charbonnages qui les utilisent depuis 1951 (tableau des résultats). Essais sur les courroies ignifuges en P.V.C. pour déter-

miner la durée d'usage et les inconvénients éventuels. Deux genres d'essais ont été envisagés : les premiers sur un grand nombre d'unités, en vue de déterminer ce qui met fin à la vie des courroies ; les seconds en nombre plus réduit, pour déterminer par comparaison la durée d'utilisation des divers types de courroies.

Les résultats acquis jusqu'à présent signalent un ramollissement du P.V.C. avec la température, tandis qu'à basse température il devient cassant. On a objecté qu'il glisse plus facilement sur les poulies que le caoutchouc. Ceci ne concorde cependant pas avec les essais de laboratoire. La séparation des plis a été la cause la plus fréquente de mise hors service.

En conclusion, il y a lieu de trouver un mode de contrôle intermédiaire entre le laboratoire et les essais en chantier, trop nuisibles à la production. Des essais en surface sur convoyeurs à grand débit pourraient convenir. L'emploi des bandes ignifuges est susceptible d'accroître énormément les frais de remplacement des courroies déjà très élevés (17 millions de £ en 1951). Les essais ne doivent donc pas être freinés mais doivent tendre à réduire le coût signalé.

IND. E 1322 et B 4211

Fiche n° 7124

F. SCHEER. Betriebszusammenfassung in steiler Lagerung mit Hilfe der Bandzugförderung Hemscheidt-Grebe auf der Zeche Königsborn 3/4. Concentration en dressant à l'aide du convoyeur Hemscheidt Grebe à la mine Königsborn 3/4. — *Glückauf*. 1953, 25 avril, p. 389/398. 20 fig.

Gisement : synclinal dont la lèvre nord est inclinée entre 80 et 90°, la lèvre sud de 55 à 65°. Le faisceau comprend 10 couches de Ida Ernestine à Schöttelchen 2. 7 couches ont leur puissance comprise entre 3,50 m et 1,80 m et 3 entre 1,30 m et 1 m. Il y a 230 m de morts-terrains, un niveau à 375 et l'autre à 496 m de profondeur, une zone stérile de 800 m sépare les 2 flancs au niveau de 375. Les niveaux de retour d'air sont à une trentaine de mètres sous les morts-terrains. Des puits intérieurs de 4,5 m de Ø relient les différents niveaux au N et au S et les étages sont divisés en 3 sous-étages avec niveaux où jusqu'à présent le transport se faisait à la berline.

Ce procédé entraîne beaucoup de frais d'entretien et de retard dans le transport des produits. Le transport sur Hemscheidt a été essayé — description de l'installation (pour principe, voir fiche n° 6207/E 1322). Avec ce dernier, le déblocage des chantiers mieux assuré et les recarriages de voie inutiles, cependant la havée journalière de 1,30 m n'était pas encore possible par suite des retards dans l'amenée des remblais : ceux-ci étaient déversés manuellement avec un culbuteur roulant. Pour remédier à cette situation on a eu recours au convoyeur Hemscheidt complet avec flasques (Bultec Mines 26). Avec cette disposition, la havée de 1,30 m par jour a été réalisée dans 3 tailles et les rendements ont été portés de 1,8 à 2,4 t.

IND. E 23

Fiche n° 7031

J. CUMBERBATCH. Locomotive and mine-car systems — Some suggested layouts. *Transport par locomotives et berlines au fond.* — Projets de disposition. — Iron & Coal. T.R. 1953, 1^{er} mai, p. 981/986. 12 fig.

Le choix des dimensions de la berline est fonction des dimensions du puits, des points de chargement et des galeries où elle doit circuler. Dans les nouvelles mines, la capacité va jusqu'à 5 tonnes. Ces grandes dimensions ont l'avantage de la robustesse et avec les métaux légers la réduction de la proportion du poids mort; n'étant plus soumises à la gymnastique des anciennes berlines, leur vie et les frais d'entretien sont notablement réduits. Les essieux mobiles sont recommandables; les freins individuels bien que sujets à controverses sont indispensables sauf en cas d'attache permanente à la locomotive ou à la chaîne d'entraînement. Les accouplements et les butoirs doivent être étudiés en vue de réduire les chocs et pour un service facile, il est bon qu'ils soient numérotés. Les voies sur billettes en bois imprégnées et ballastées sont recommandées. Disposition des cintrages dans les points singuliers tels que départ de voie latérale, garage, tournage autour des puits. Le rail de 25 kg est conseillé — La pente vers le puits 2^o/₁₀₀.

IND. E 253

Fiche n° 7133

G. IMOHR. Überblick über die Bauarten von Akkumulatorgrubenlokomotiven und Vergleich der Batteriearten. *Vue d'ensemble sur la construction des locomotives à accumulateurs pour les mines et comparaison des divers types de batteries.* — Glückauf. 1953, 25 avril, p. 418/421. 10 fig.

Historique — les premières en Allemagne datent de 1895. Actuellement la puissance atteint 52 kW comme puissance moyenne horaire. Les avantages qu'elles présentent au point de vue sécurité et innocuité assurent leur avenir. Vue de quelques locos de 11 kW en châssis normal à 52 kW en châssis double.

Etude comparative des batteries à électrodes en plomb à grille ou non et en nickel-cadmium, au point de vue durée de vie, régularité de la tension et de l'ampérage, du poids et du prix. La comparaison de 4 batteries de 500 ampères/heure avec 5 heures de service continu respectivement : à grille de longue durée (G-Ma) à grille — à plaques formées — et au nickel-cadmium, donne : Prix par kWh : 214 — 252 — 594 — 781 D.M. Prix comparatif d'entretien :

1 — 1.08 — 1.84 — 5.7.

IND. E 412

Fiche n° 7204

D. POWELL & H. WILLIAMS. Some experiences in the dynamic braking of A.C. winders. *Le freinage dynamique des machines d'extraction à courant alternatif. Résultats d'exploitation.* — The Mining Electrical & Mechanical Eng. 1953 mai, n° 392, p. 351/367. 17 fig.

Avantages du freinage par injection de courant continu dans le stator du moteur sur le freinage

mécanique (moindre usure des freins, souplesse), sur le freinage par contre-courant (économie de courant, diminution des pointes de consommation, des pointes de tension rotorique et du dégagement de chaleur, sollicitation moins sévère de l'appareillage, souplesse) et sur le groupe Ward-Leonard (économie).

L'injection de courant continu dans le stator transforme le moteur en alternateur, débitant sur la résistance rotorique de réglage. Pour compenser la réaction d'induit qui pourrait réduire le couple de freinage, un transformateur est monté en série dans le circuit rotorique. Ce transformateur alimente un redresseur au sélénium qui injecte dans le stator un courant de compensation. On obtient ainsi un couple de freinage adapté à la charge même à faible vitesse. On peut réaliser des vitesses égales à 5 % de la vitesse nominale. La puissance fournie par le réseau pendant le freinage est réduite à quelques kW. Nombreux exemples d'application avec schémas électriques, diagrammes de charge de courant et de couples, calculs de consommation et comparaisons de prix de revient. Effet sur les câbles d'extraction. Commande du rhéostat à liquide par servo-moteur hydraulique avec limitation automatique de l'accélération. Etude du levier de commande (à course double ou à course simple).

IND. E 412

Fiche n° 7219

W. WIESEMAYER & M. ZORN. Grosse Gleichstrommaschinen. *Grosses machines à courant continu.* — Elektrotechnische Zeitschrift. 1953, 1^{er} juin, n° 11, p. 339/342. 6 fig.

Moteurs de machines d'extraction, moteurs de laminoir, génératrices Ward-Leonard.

Relations entre les dimensions d'une machine, son inertie mécanique, sa puissance et son couple maximum. Constante de temps. Limitations imposées par la tension entre barres voisines par la tension de commutation et par l'échauffement. La plus grosse machine d'extraction actuelle est équipée de deux moteurs de 5,950 kW chacun, 42.5 t/min, développant ensemble un moment effectif de 180 tonnes/mètre et un moment maximum double.

On peut réaliser actuellement des moments effectifs de 120 tonnes/mètre par moteur (ventilation forcée).

Progrès récents : construction soudée, insonorisation des génératrices WL, ventilation forcée à circuit ouvert ou fermé. Trajet de l'air de refroidissement dans les machines. Avantages de la ventilation forcée, surtout pour les machines d'extraction à commande directe où la ventilation naturelle est très insuffisante par suite du petit nombre de tours et des arrêts fréquents.

Construction renforcée des rotors de génératrices WL.

IND. E 522

Fiche n° 7131

G. DROPMANN. Die Überwachungseinrichtungen in Grubensignalanlagen. *Contrôle des installations de signalisation souterraines.* — Siemens Zeitschrift. 1953 avril, n° 3, p. 160/164. 4 fig.

— Relais à manque de tension donnant l'alarme quand la tension tombe à 90 % de la valeur nominale.

— Relais à défauts de terre : un contacteur, actionné par un petit moteur synchrone, relie le relais alternativement à chacun des deux conducteurs du circuit de signalisation. Le relais provoque l'alarme si le courant de terre dépasse 1,5 mA.

— Verrouillage entre les portes du puits et la machine d'extraction.

— Appareil enregistreur de signaux et de la vitesse de la cage, enregistrant 9 indications et permettant de compter le nombre de coups de chaque signal. Le papier a 142 mm de largeur et se déroule à la vitesse de 480 mm par heure. Les indications restent visibles pendant 20 minutes.

F. AERAGE, ECLAIRAGE, HYGIENE DU FOND.

IND. F 11

Fiche n° 7030

D. SCOTT, R. HUDSON, F. HINSLEY. A ventilation calculator. The solution of network problems. *Machine à calcul pour ventilation. Solution des problèmes de réseaux.* — Colliery Guardian. 1953, 30 avril, p. 553/556. 3 fig.

Dans les réseaux de ventilation, on doit pouvoir estimer les modifications apportées par :

- l'adjonction de nouvelles galeries au circuit;
- la mise en œuvre de nouveau chantier ou l'arrêt de chantier épuisé;
- le placement ou l'enlèvement de ventilateurs.

Les circuits parallèles et simplement en série ne présentent pas de difficultés. Les réseaux complexes doivent se résoudre par approximation ce qui prend beaucoup de temps. En vue de réduire celui-ci, M. D. R. Scott a étudié un calculateur de réseau.

Principe : les réseaux de ventilation sont soumis aux lois de Kirchhoff : pression = tension électrique; débit = intensité électrique. Et comme $H = KQ^n$ l'équivalent de la résistance électrique = $KQ^{n-1} = S$. Cette valeur incluant le débit n'est connue qu'à posteriori, elle doit donc être supputée. On lance ensuite un courant dans des résistances correspondantes et on dirige jusqu'à concordance. A cet effet un coffret porte 54 rhéostats rotatifs à résistance variable dont le maximum varie lui-même de 250 à 250.000 ohms. Ampèremètre et voltmètre sont placés à côté des rhéostats. Sur une face verticale située derrière se trouve un jeu de broches pour la mise en circuit des résistances représentant le réseau. L'ampèremètre comporte 5 shunts et permet des lectures correspondant à des débits de 0 à 100 m³ d'air par seconde. Le voltmètre mesure de 0 à 200 V, ce qui correspond à des pressions de 0 à 500 mm d'eau. Exemple d'un calcul de réseau : on admet en pratique que $n = 2$, l'unité pratique de résistance est alors

$$R_p = \frac{\text{mm d'eau} \times 1000}{(\text{débit en m}^3/\text{sec})^2}$$

La règle de correction correspond à

$$S_{p+1} = \frac{1}{2} (S_p + KQ_p)$$

Le prototype a été établi par la firme Nash & Thompson Ltd (p. 559).

IND. F 122

Fiche n° 7094

P. MOEBIUS. Die Abwärtsbewetterung, ein Mittel zur Klimatisierung heisser Betriebspunkte. *Le rabat-vent comme moyen de réfrigération des points de la mine à température plus élevée.* — Bergfreiheit. 1953 mai, p. 173/177. 1 fig.

Rappel de la définition du rabat-vent : ventilation descendant le long du front de taille. Procédé interdit par la réglementation. Raisons de cette interdiction : entre autres, tendance à l'accumulation du grisou dans les points hauts. D'autre part, évaluation des divers apports de chaleur en fonction de l'allongement des chantiers : chaleur d'oxydation, refroidissement du charbon pendant le transport, énergie électrique, chaleur des roches, chaleur de condensation, chaleur emportée par l'eau. Pour la plupart de ces points (sauf la chaleur des roches qui est indifférente) il y a avantage à amener l'air par le haut de la taille. Le degré d'humidité de l'air en est réduit et au point de vue poussières, l'aéragé et le transport se faisant dans le même sens, il y a évidemment moins de poussières dans la taille.

L'auteur conclut qu'il y a des raisons climatiques et économiques pour ne plus rejeter à priori le rabat-vent, mais que dans certains cas il y a lieu d'y recourir avec prudence eu égard aux dangers qu'il comporte.

IND. F 22

Fiche n° 7261

W. VANCE et F. HINSLEY. Measurement of fire-damp emission. *Mesurages de dégagement de grisou.* — Iron & Coal T.R. 1953, 12 juin, p. 1329/1337. 10 fig.

Colliery Guardian. 1953, 18 juin, p. 751/759. 10 fig.

La première référence à la présence de grisou dans les mines anglaises date de 1670 (Thomas Shirley rapport à la Société Royale). Le contrôle absolu du grisou n'est pas encore réalisé à l'heure actuelle. L'article se rapporte à des mesures faites dans une mine du Nottinghamshire. Les 2 puits ont 6.7 m de Ø et 840 m de profondeur; on exploite la « Top Hard » appelée aussi Barnsley. Toit de schiste noir — 2.40 m de charbon en 4 sillons. Ventilateur Walker de 750 HP — débit moyen 150 m³/sec, dépression 150 mm correspondant à 190 mm au fond du puits. Pendant les essais, il y avait en outre en série un ventilateur Aërex à 2 turbines placé sur le retour principal du quartier N.—E. — puissance 300 HP, Ø 209 cm — débit 62 m³/sec avec 109

mm de dépression. Les vitesses dans le fond ont été mesurées avec un anémomètre Negretti & Zambra, et le cubage du grisou a été tiré de la teneur en % de l'aéragé par mesure directe au grisoumètre (précision 0,2 %). Vue en plan du chantier étudié, avec teneurs en grisou. De l'ensemble de ces mesures, on a tiré des diagrammes qui donnent notamment :

- la répartition de la teneur en grisou dans la taille et dans le retour d'air;
- sa variation en différents points de la section d'aéragé;
- les variations dans le temps et avec les variations du débit d'air.

La formule de Winter (Glückauf, 1951, 26 mai) :

$$\text{teneur en grisou} = \frac{\text{Fe} \times 100}{Q} + C$$

est confrontée avec les mesures faites : en réalité la teneur en grisou diminue beaucoup moins que la formule ne l'indique à partir de 10 m³/sec (dans la section normale). Ceci provient de ce qu'un supplément de débit d'air de 1,25 m³ entraîne une émission de grisou supplémentaire qui accroît la teneur de 0,34 %.

IND. F 24

Fiche n° 7134

P. SCHULZ. Die Entwicklung der Grubengasabsaugung im Jahre 1952. *L'évolution du captage de grisou au cours de l'année 1952.* — Glückauf, 1953 25 avril, p. 421/424, 6 fig.

Au cours de l'année susdite, il s'est tenu 3 conférences sur le sujet : le 10 janvier, à Mons, le 21 avril, à Stoke-on-Trent (Angleterre); du 25 au 27 juin, à Leoben (Autriche).

Au cours de l'année 1949, le nombre des mines captant le grisou s'est accru de 8, en 1950 de 21, en 1951 de 35 et en 1952 de 25.

Ralentissement dans l'accroissement dû à ce que la plupart des mines belges et sarroises qui le peuvent ont réalisé le captage, il ne reste de la marge qu'en Grande-Bretagne et dans la Ruhr.

Le captage moyen par mine qui était 1,65 million de m³ dépasse 3 millions de m³ de CH₄ en 1952. Statistique mensuelle du captage dans la Ruhr au cours des années 50-51 et 52, pour cette dernière, la production est plus que doublée. Il y a eu 6 mines avec 30.000 m³/j de CH₄ en 1950 — 9 mines avec 47.000 m³/j en 1951 et 14 mines avec 100.000 m³/j en 1952.

IND. F 24

Fiche n° 7256

G. FROTSCHER. Dreissig Monate Grubengasabsaugung auf der Zeche Victoria Lünen. *Trente mois de captage de grisou à la mine Victoria, Lünen.* — Glückauf, 1953, 6 juin, p. 562/568, 3 fig.

Représentation stéréographique des sondages au niveau n° 1 de la mine Victoria au 31 décembre 1952. Exposé des conditions géologiques et techniques. On y a exploité de 1908 à 1945 des couches demi et quart-grasses qui n'ont pas donné de difficulté. Actuellement, l'exploitation se développe

dans le gisement gras supérieur notamment les couches Mathilde (15) Mathias (9) et Gretchen (5) — pendage 25 à 50°. L'exploitation de la couche n° 15 a débuté en juin 1949 dans le quartier Sud, chantiers à l'est et à l'ouest. Avec l'avancement journalier de 1 m le dégagement de grisou reste dans les limites habituelles.

L'exploitation de la couche n° 9 dans le même quartier a commencé à l'est en mars 1950, exploitation par foudroyage avec piles, avancement journalier 0,50 m. Le mois suivant l'avancement a été porté à 1 m et la teneur en grisou est passée de 0,3 à 1,2 %. En juillet 1950, l'avancement fut porté à 1,50 m et la teneur en grisou s'éleva à près de 2 %. Sur le conseil de la D.K.B.L. (service de grisou) des sondages ont été forés dans la voie de tête et la teneur en grisou est tombée à 1,3 % en juillet et 0,45 % en décembre.

Exposé du comportement analogue dans les autres chantiers. Technique du procédé — tableaux des résultats — productions de gaz et prix de revient.

IND. F 40

Fiche n° 7178

A. HOUBERECHTS et G. DEGUELDRE. La lutte contre les poussières dans les charbonnages belges. Situation au début de l'année 1953. *Institut d'hygiène des Mines.* Comm. 105, 1953, mars, 13 p.

Communication constituée par les renseignements statistiques qui ont été fournis. Le tableau I fournit la répartition par bassin du nombre de charbonnages utilisant les différents procédés; la comparaison de ces chiffres avec ceux de quelques années précédentes est faite au tableau II. Le développement des voies et des tailles auxquelles sont appliqués les traitements humides est repris au tableau III. Enfin le tableau IV donne les raisons pour lesquelles certaines méthodes ont été jugées inapplicables.

Conclusion : On constate un progrès sensible dans l'étendue des moyens mis en œuvre pour supprimer les poussières surtout à leur point de formation. Ce sont les méthodes humides bien appliquées qui se sont avérées les plus efficaces dans la lutte contre les pneumoconioses, en conformité avec les recommandations des experts réunis à Genève en décembre 1952.

IND. F. 441

Fiche n° 7036

NATIONAL COAL BOARD. Airborne dust sampling. *Echantillonnage des poussières.* — *Colliery Guardian.* 1953, 30 avril, p. 559, 1 fig.

L'analyse des nuages de poussière peut se faire par comptage sur un échantillon brut en ne tenant compte que des éléments suffisamment petits (< 5μ) ou mieux en éliminant d'abord les éléments trop gros, la mesure du restant peut alors être globale, par exemple par pesée. La séparation par le vent peut se faire en courant ascendant ou horizontal. Dans les 2 cas, la séparation est telle que : le pourcentage de particules entraînées dont la vitesse de chute limite est S/a pour valeur 1 — S/S où S₀ est la vitesse de chute des plus grosses particules entraînées, ou bien en exprimant S en diamètre

moyen de Stoke : $1 - (d/d_0)^2$. En pratique le courant horizontal est de réalisation plus facile et moins encombrante. La vitesse $S_0 = 0,15$ cm/sec, le crible donne alors une élimination de 50 % des poussières de 5μ, ce qui correspond assez bien aux poussières retenues par les poumons.

A l'exposition (57^e) de la Société de Physique de l'Imperial College figuraient :

a) des sélecteurs construits sur le principe ci-dessus et traitant des flux de 7 millilitres à 100 litres par minute;

b) Un échantillonneur de poussière pour captage sur une longue période de temps a été réalisé. Il est basé sur la combinaison de la précipitation par gravité et de la précipitation thermique. La poussière est recueillie sur plaque de verre (25 mm × 75 mm) placée horizontalement sous un filament chauffé. Les grosses poussières tombent avant d'arriver à cette plaque. Un sélecteur de dimension fait partie de l'appareil.

c) Prise de poussières pour examen au microscope électronique. Ici, la surface de collection est constituée d'un grillage en cuivre couvert d'un film de collodion et secoué sous le filament chauffé en vue d'un échantillonnage uniforme.

IND. F 61

Fiche n° 6966

H. EISNER. Detection of heatings and fires in coal mines. *Détection des échauffements et incendies dans les mines de charbon.* — *Safety In Mines Research Establishment, Res. Rep. n° 63.* 1953 fév. 41 p. 13 fig.

Enumération et analyse des conditions affectant la détection des incendies dans le fond. Démonstration de la grande dilution par la ventilation des modifications chimiques et physiques provenant d'un incendie. Etude séparée des détecteurs d'échauffement et d'incendie. L'auteur décrit les détecteurs d'échauffement existants et esquisse les nouvelles méthodes possibles. Les capsules odorifiques paraissent intéressantes. Exposé des méthodes modernes de détection d'incendies à l'origine et en cours d'évolution. Les simples dispositifs mécaniques et électriques accusant les variations de température sont comparés avec les détecteurs plus complexes actionnés par les raies infra-rouges et ultraviolettes des flammes. L'auteur envisage et décrit l'emploi des détecteurs de fumées.

Discussion d'un système d'alarme à directions multiples fonctionnant sur deux conducteurs seulement.

Il existe actuellement peu de détecteurs appropriés à l'usage dans les mines. Il y aurait lieu d'effectuer des recherches dans ce sens.

IND. F 7221

Fiche n° 7029

L. WRAY. Coalface lighting with visual signals. *Eclairage du front de taille et signalisation lumineuse.* — *Colliery Guardian.* 1953, 30 avril p. 536, 1 fig.

Système semi-permanent fixé sur convoyeur blindé du type à armature ou à suspension suivant

qu'on utilise respectivement un rabot ou une Meco-Moore. Vue du premier cas où les ouvriers sont derrière le convoyeur, le front de charbon n'ayant pas besoin d'éclairage. Armure fixée sur des bouts de câbles d'un pouce de diamètre attachés par l'autre extrémité au caisson du convoyeur. La flexibilité du câble prévient contre les chocs. Chaque support est muni d'un bouton-poussoir permettant d'effectuer des signaux lumineux. Les ampoules vont jusqu'à 60 W, le dispositif est muni de globes de protection avec ressort en spirale et anneau de caoutchouc. Sur le convoyeur les ampoules sont espacées de 4,5 m et connectées en triphasé équilibré monté sur un transformateur. Il y a des fusibles sur la haute tension et le secondaire est muni d'indicateurs de pertes à la terre et de relais thermiques. La commande à distance se contrôle par circuit à courant redressé, intrinsèquement sûr, tension 24 V.

H. ENERGIE.

IND. H 541

Fiche n° 7108

SIEMENS. Eine neue Reihe geschlossener Drehstrommotoren. *Une nouvelle série de moteurs triphasés hermétiques.* — *Siemens Zeitschrift.* 1953 avril, p. 170/171, 3 fig.

Série OR9 de moteurs à cage de 10 à 520 kW, 220 à 600 V, 500 à 3.000 tours/min, spécialement étudiés au point de vue thermique. Carcasse nervurée, ventilateur extérieur, pieds vissés sur la carcasse, entrée de câble pouvant prendre plusieurs positions. Isolation en classe Ah (vernis résistant à la chaleur) pour les petits moteurs, en classe B (durignite) pour les gros. Trois types de rotors : KL 7, KL 10 et KL 16, permettant le démarrage et l'accélération d'une charge sous un couple correspondant respectivement à 70, 100 et 160 % du couple nominal. Couple de décrochement : 200 % du couple nominal dans chaque cas.

(L'article ne dit pas si les mêmes moteurs existent en construction antidéflagrante).

IND. H 55

Fiche n° 7284

NATIONAL COAL BOARD. The maintenance of flameproof apparatus. *L'entretien des appareils antidéflagrants.* 1952, 11 p. 6 fig.

La brochure rappelle les définitions britanniques concernant le matériel antigrisouteux : joints de 25 mm de longueur, 0,5 mm de hauteur pour le matériel sans huile et 0,15 mm pour les appareils à remplissage d'huile. Les câbles ne peuvent traverser directement la paroi d'un appareil mais doivent aboutir dans une chambre antidéflagrante séparée. La brochure insiste sur l'inspection régulière des appareils antidéflagrants, le nettoyage des surfaces en contact avant le placement d'un couvercle, le montage correct des entrées de câbles.

Il faut absolument s'abstenir d'apporter n'importe quelle modification à un appareil agréé, d'y

intégrer des pièces qui ne sont pas d'origine, de forer des trous dans la carcasse.

I. PREPARATION ET AGGLOMERATION DES CHARBONS.

IND. I 22 Fiche n° 7128

X. Heated screens pay off. *Les cribles chauffés payent.* — *Coal Age*. 1953 avril p. 98/99. 5 fig.

Emploi de cribles chauffés électriquement à la Dawson Daylight Coal Co. Dawson Springs, Ky. Ces cribles traitent le produit brut 0-6 mm et effectuent une coupure à 10 mesh (1,65 mm). Ce produit étant légèrement humide, les toiles non chauffées se colmataient rapidement. Il fallait placer du personnel avec des racloirs pour dégager continuellement les toiles. Malgré cela, il était parfois nécessaire d'interrompre la marche pour nettoyer la toile.

A ce régime, les toiles s'usaient rapidement.

Le placement de toiles chauffées a éliminé tous ces inconvénients.

IND. I 223 Fiche n° 7123

X. Dust control. The Hollinger method. *Contrôle des poussières. La méthode Hollinger.* S. Afr. Mining Eng. Journal. 1953, 25 avril. p. 293.

Chez Hollinger les points essentiels considérés sont :

- danger des poussières de dimension plus petite que 5 μ ;
- usure rapide produite par ces poussières;
- haute concentration des poussières à des points déterminés : concasseurs, cribles, points de relais;
- à ces points la poussière doit être captée dès sa formation sinon elle se répand dans l'usine.

L'usine traite 440 t de produits secs par heure, elle les reçoit en 150 mm et moins et les restitue en moins de 5 mm. Après mesures efficaces, la teneur en poussières qui atteignait 20.000 particules a été réduite à moins de 100 par C.C.

Tous les engins poussiéreux sont inscrits dans un circuit de ventilation. Pour les convoyeurs la vitesse de l'air doit dépasser leur vitesse propre. Environ 50 m³ d'air par seconde sont aspirés dont 30 m³ par des aspirateurs dans le toit, le reste dépose ses poussières en cyclones. Le cube d'air est renouvelé 15 fois par heure. La vitesse en tuyauterie est d'environ 14 m/sec.

IND. I 224 Fiche n° 7052

E. FITCH et E. JOHNSON. Operating behavior of liquid-solid cyclones. *Comportement en marche des cyclones liquide solide.* — *Mining Engineering*. 1953, mars, p. 304/309, 2 fig., 5 tabl.

Indications détaillées avec nombreux renseignements numériques sur le réglage des différents éléments d'un cyclone. Distinction à faire entre le fonctionnement d'un cyclone et celui d'un épaisseur à décanation. Définition à adopter pour la maille de séparation. Paramètres affectant la maille

de séparation de cyclones géométriquement semblables mais différant par les dimensions des orifices d'alimentation et de sortie supérieure et inférieure :

- 1) Dimensions de l'orifice d'entrée et du « chercheur de tourbillon ».
- 2) Dimensions du cyclone.
- 3) Poids spécifique des solides.
- 4) Quantité et granulométrie des solides alimentés.
- 5) Perte de charge dans le cyclone.
- 6) Plasticité de la pulpe alimentée.

Discussion de ces différents paramètres. Précision de la séparation effectuée, mécanisme de cette séparation, réglage de cette précision. Réalisation pratique de ces réglages.

Bibl. : 5 réf.

(Résumé Cerchar Paris).

J. AUTRES DEPENDANCES DE SURFACE.

IND. J 12 Fiche n° 7049

K. BOER. Leistungsversuche an den Bandanlagen der Bayerischen Braunkohlen. *Industries A. G. Schwandorf. Recherches sur la capacité de transport des convoyeurs à bande à la Sté Autrichienne des lignites à Schwandorf.* — *Braunkohle, Wärme und Energie*. 1953 avril. p. 120/125. 7 fig.

Une bande transporteuse de 1 m de largeur fonctionnant depuis 1951 à la vitesse de 2,5 m/sec a vu, au printemps de 1952, sa vitesse portée à 4 m/sec pour desservir simultanément deux pelles mécaniques. A cette occasion, des recherches sur le débit et la consommation d'énergie ont été exécutées. Les normes américaines et allemandes sont comparées. Les travaux de la firme Eickhoff en collaboration avec la firme Siemens ont été compulsés. Les contrôles ont porté sur la charge effective contrôlée à l'alimentation et sur bande arrêtée, sur la charge électrique du moteur, sur les efforts de traction dans la bande au moyen de dynamomètre de la firme Dreyer, Rosenkranz et Droop. Il résulte des essais que la D.I.N. est insuffisante dans le cas envisagé. Il y aurait lieu de rassembler le plus possible de données pratiques afin d'arriver à une formule vraiment adéquate.

IND. J 14 Fiche n° 6989

MECHAN. HANDLING Co. Le pesage continu des matières sur convoyeurs à courroie. — *Manutention Mécanique et Productivité*. 1953, janvier, p. 10/13, 7 fig.

La première bascule intermittente pour convoyeur à courroie a été inventée il y a une cinquantaine d'années par un ingénieur de sucrerie. Le présent dispositif est continu et l'enregistrement est simultané. Le mécanisme essentiel consiste en un rouleau cylindrique mû directement par le convoyeur et en un rouleau tronconique adjacent et parallèle au premier; il est actionné par une bille placée dans le creux réalisé par l'intervalle entre les 2 rouleaux. Un train d'engrenages différentiel est actionné par les deux rouleaux de sorte que la différence de rotation transmise à un mécanisme compteur enregistre la quantité de matière pesée. Des aimants

permanents puissants contrôlent en permanence la position de la bille. La bascule « Adéquate » peut être combinée avec un « Weitograph » enregistreur avec mécanisme d'horlogerie. Le taux horaire d'alimentation peut aussi être indiqué visuellement par un rayon de lumière projeté à travers un condensateur sur un miroir dont l'inclinaison, en relation avec les indications de la peseuse, projette le rayon sur une échelle graduée. Il existe encore d'autres variantes.

IND. J 16 Fiche n° 7291

F. POT, R. FAUVART, D. DEBOMY. Manutentions dans les parcs, magasins et fosses du Groupe d'Hénin-Liétard. — *Revue de l'Industrie Minière*. 1953, mai, p. 374/386, 15 fig.

La mise au point des pneumatiques du type poids lourd a ouvert une époque nouvelle en rendant possible la construction d'engins très mobiles offrant les avantages suivants : mise en œuvre rapide, réutilisation immédiate, diversité d'emploi, grande vitesse, champ d'action atteignant plusieurs centaines de mètres.

Utilisation de ces engins au Groupe d'Hénin-Liétard — étendue des magasins — chariots levoirs pour la manutention des fûts d'huile — stockage des boulons au magasin central.

Les grues sur pneus (12 en service) font le déchargement des wagons de matériel, la mise en place des profilés et autre matériel lourd à emmagasiner.

Rentabilité de la mécanisation : comparaison des années de 1948 à 1952 : l'effectif est passé de 215 à 151 et le tonnage manipulé par personne de 505 t à 1050 t.

Difficultés rencontrées : les petites charges doivent être groupées — le personnel doit être mis au courant.

Extension aux sièges indépendants, on distingue 2 cas : les grandes mines de 5000 t et plus d'extraction journalière où l'on rencontre une grue et 2 tracteurs; les mines plus petites où une grue suffit.

P. MAIN-D'ŒUVRE. SANTE. SECURITE. QUESTIONS SOCIALES.

IND. P 33 et B 40 Fiche n° 7199

M. GELAS. Le cycle, les sujétions qui en découlent. *Revue de l'Industrie Minière*. 1953, avril, p. 322/325.

La notion de cycle dans la mine et sa conception de plus en plus étroite. Spécialisation à outrance qu'elle entraîne avec ses sujétions. Inconvénients qui en résultent lors des accidents de toutes espèces inhérents à la mine : dérangements de terrains, éboulements locaux, variation de dureté, désordres du roulage, désordre de l'approvisionnement, absentéisme etc... Les différents remèdes courants sont rappelés : personnel en surnombre, prolongation du poste, pelletage du charbon au remblai etc... Le matériel nouveau tend à donner plus de sou-

plesse au cycle ou à s'en affranchir. Le déhoussement continu est encore à l'heure actuelle une notion étrangère mais elle n'est pas inaccessible.

IND. P 53 Fiche n° 6991

R. BOUCHER. Sur l'importance de la structure électronique aux interfaces des fines particules à pouvoir pneumocotique. — *Mines*. 1953, n° 1, p. 3/21, 19 fig.

Durant ces vingt dernières années plusieurs auteurs ont essayé d'interpréter théoriquement les mécanismes physiques ou chimiques qui se trouvent à l'origine de l'acte réactionnel entraînant les diverses affections connues sous le nom de pneumoco-nioses. Successivement on a proposé des théories d'ordre chimique telles que la dissolution de certaines formes de silice ou le « weathering » ou bien encore, on a avancé des interprétations physiques basées sur l'influence du facteur de forme des particules, sur le degré d'occupation du poumon, sur les phénomènes piézo-électriques, sur la dureté des minéraux ainsi que sur la présence aux interfaces d'atomes d'oxygène non saturés électriquement.

Il paraît cependant utile de souligner qu'aucune des théories mentionnées ci-avant n'a permis, jusqu'à ce jour, d'interpréter l'ensemble des diverses affections d'ordre pneumocotique (silicose, anthracose, abestose, etc...).

La théorie physique exposée permet par contre de ramener à un seul et même dénominateur commun (qui est la présence d'une certaine conformation électronique due à la rupture de liaisons de résonance) la cause de toutes les formes classiques de maladies pneumocotiques et elle assure en outre une liaison au point de vue interprétation avec certaines de nos conceptions actuelles sur le déclenchement du cancer primaire du poumon.

Q. ETUDES D'ENSEMBLE.

IND. Q 1112 et H 40 Fiche n° 7295

J. BRUNARD. La centrale électrique des charbonnages de Houthalen. — *Energie*. 1953, mars/avril, p. 1854/1861, 7 fig.

L'auteur, Directeur des études, rappelle la mise en marche de la mine au début de 1939, avec un groupe Diesel de secours de 800 CV et la fourniture d'énergie par la Société d'Electricité de Campine.

L'étude et la construction de la centrale électrique et l'extension de la centrale de compression ont été reprises après l'armistice. Vue en plan et disposition des façades du bloc chaufferie-centrale. Chaufferie au charbon pulvérisé à cendres frittées sur sole tournante — utilisation des schlamms séchés et produits de dépoussiérage à 30 % de cendres et plus de 25 % de matières volatiles — dépoussiérage des fumées par électrofiltre Prat. Timbre des chaudières 45 kg; surchauffe à 450° — capacité 50 t/h par unité. Réchauffeur d'eau à 150° et d'air.

Salle des machines avec 2 turbo-alternateurs de 20.000 kW (Oerlikon, A.C.E.C.). Outre des groupes compresseurs développant en tout 107.000 m³

d'air aspiré par heure, il y a un groupe turbo-compresseur à vapeur débitant de 60 à 72.000 m³ d'air aspiré (Oerlikon — Escher Wyss). Le circuit de l'eau comprend deux réfrigérants hyperboliques de 5.000 m³/h.

La sous-station a été construite par les A.C.E.C. avec disjoncteurs et sectionneurs E.I.B. à air comprimé.

IND. Q 1122 et B 424

Fiche n° 7196

A. WEDDIGE. Abbau steil gelagerter Flöze auf der Grube Merlebach. *Exploitation de couches en dressant à la mine de Merlebach.* — *Glückauf.* 1953, 23 mai. p. 511/514. 4 fig.

La mine de Merlebach met à profit ses conditions géologiques favorables et l'avantage d'un gisement en dressant. Les chantiers sont peu mécanisés de sorte que les dépenses de mécanisation sont faibles. Grâce à la pente, les rendements sont cependant très élevés. Les consommations d'explosif sont plus élevées dans les mines de Lorraine que dans la Ruhr parce que même en gisement faiblement incliné ou plat, l'abatage se fait à l'explosif à cause de la dureté du charbon. Les terrains encaissants étant fermes, les frais d'entretien sont peu élevés. La production par taille est peu élevée mais une organisation adéquate de la répartition fournit une grosse extraction. Il est à noter que les zones de faible ouverture ne sont pas exploitées. Des convoyeurs à bandes de grande capacité relient les cheminées aux burquins et évitent toute perte de rendement. On pratique le remblayage hydraulique au moyen d'un réseau de tuyauteries bien établi.

L'auteur conclut en remarquant que dans la Ruhr, les rendements abatteurs en dressant ne sont pas mauvais mais que le rendement chantier est beaucoup moins bon par suite des éboulements dans les voies et les puits intérieurs. Trop de mines ont encore le traînage à bras ou à cheval dans des voies sinueuses, basses et en mauvais état : il en résulte un manque à vides et un manque de remblais. Il ne sert à rien de mécaniser l'abatage en dressant si on ne pourvoit pas au déblocage par l'installation de convoyeurs à bandes des descenseurs de grandes berlines et l'extraction par skip. La production ne doit pas être inférieure à 1000 t par jour et par puits.

IND. Q 1132 et C 41

Fiche n° 7228

J. PRENTICE. Working the Nine Feet Seam at Llanbradach Colliery : experiments on a prop-free front longwall face. *Exploitation dans la couche Nine Feet à la mine Llanbradach : essai par longue taille à front dégagé.* — *Iron & Coal T.R.* 1953, 29 mai. p. 1235/1238. 6 fig.

Situation du charbonnage (5^e district de la Division S-W) Ø des puits : 4,80 et 5,70 m —

profondeur 500 m. Ils datent de 1890, on y exploite 3 couches avec une production de 1500 t/j. La couche mécanisée est la Nine Feet : toit de schiste en gros bancs — 1,35 m de charbon, 10 cm de pierre et 25 cm de charbon, mur tendre sur une faible épaisseur.

Introduction récente des étauçons Dowty (hydrauliques) et des bèles articulées Schloms — Longueur de taille passée de 42 m à 115 m. Le convoyeur blindé est de la firme Cowlshaw Walker & Co, type 500 mm à maillons méplats, raclettes tous les 60 cm; moteur turbinair de 38 HP Méco. La chaîne en méplats évite les ennuis du nouage des chaînes quand il y a du mou. Il y a des pousseurs à air comprimé environ tous les 5 m.

Sur le convoyeur blindé est montée une haveuse AB 15 avec un bras rectiligne de 90 cm — havage juste au-dessus du banc de pierre de 10 cm. Pendant le havage, 1/4 de la couche environ tombe sur le convoyeur. Le temps net de havage est d'environ 2 heures.

La production est très régulière et atteint 210 t/j. La direction est convaincue que le rendement pourra s'accroître par des bèles plus longues associées avec un bras de havage plus long et peut-être un champignon.

IND. Q 32

Fiche n° 6959

J. MOINARD. La consommation apparente de charbon en France au cours des dernières années. — *Revue de l'Industrie Minérale.* 1953,

Les statistiques de la consommation de charbon sont faussées par l'influence des stocks.

L'évolution de la consommation apparente doit être considérée comme le montant des ressources fraîches mises à la disposition de l'économie au cours d'une année.

Le bilan s'établit à partir des ressources : il suffit d'additionner la production et les importations et de soustraire les exportations, enfin de tenir compte des mouvements des stocks sur le carreau des mines et les chantiers des importateurs. Si l'on retranche ensuite la consommation intérieure des mines et la perte à la cokéfaction, on doit recouper les statistiques de vente établies par secteurs d'utilisation, il faut toutefois tenir compte du fait que certains utilisateurs ne font que transformer le charbon.

Tableau de la consommation apparente en France de 1949 à 1952. La consommation réelle serait donc 67 millions de tonnes en 1950, 72 en 1951 et 71 en 1952.

La consommation apparente de 1938 était de 67 millions et celle de 1929 : 88 millions. Pour traduire l'activité, il faudrait tenir compte des autres sources d'énergie et des progrès réalisés dans l'utilisation.

Bibliographie

KEYSTONE — *Le manuel des acheteurs de charbon pour l'année 1953.* — Publication annuelle de la maison d'édition McGraw-Hill, New York. 721 pages grand format. Relié sur toile. - Prix : 20 dollars.

Keystone Coal Buyers Manual 1953.

Cet ouvrage donne une documentation très complète sur l'ensemble des services de vente charbonniers des Etats-Unis.

On y trouve la description complète des gisements du charbon de chacun des Etats, ainsi que des cartes détaillées et une liste des couches reconnues avec analyse.

Un chapitre spécial est consacré à l'énumération de toutes les mines de chacun des Etats producteurs avec, pour chacune, la direction commer-

ciale, la production journalière, les réserves ou autres renseignements utiles.

Les services d'exportation, les sociétés de fours à coke et les ateliers de préparation des charbons sont répertoriés.

Le tout est agrémenté de notes succinctes relatives à l'activité des associations charbonnières américaines, au développement des turbines à gaz, à la pulvérisation des charbons, à l'utilisation de l'huile minérale pour la préparation des charbons, aux perspectives du commerce en détail du charbon, etc.

Enfin, on y trouve des tableaux statistiques sur les installations de préparation, sur le développement et l'état actuel de l'exportation des charbons.

Des index sur la tranche facilitent la consultation de cet ouvrage très utile aux personnes qui s'intéressent à l'industrie charbonnière des Etats-Unis.

Communiqués

DEUXIEME CONGRES INTERNATIONAL SUR LA PREPARATION MECANIQUE 1954 EN ALLEMAGNE

Les résultats du premier Congrès international de 1950 ont été débattus dans la presse technique des pays producteurs de charbon. Il ressort des nombreuses publications que le Congrès répondait à une véritable nécessité et qu'il a provoqué des initiatives intéressantes dans les domaines économiques, techniques et scientifiques de la préparation mécanique du charbon du fait que les techniciens du monde ont pris position, dans 80 rapports, au sujet des questions les plus importantes.

Trois années se sont écoulées durant lesquelles les idées émises en 1950 ont été concrétisées et durant lesquelles de nouvelles idées ont vu le jour; il s'agit de procéder à leur examen et de voir si elles peuvent donner lieu à des conceptions nouvelles, des améliorations techniques ou des aménagements dans les procédés en cours. Pour ces raisons, les ingénieurs de la préparation mécanique du charbon se sont demandé s'il ne serait pas opportun d'organiser un deuxième Congrès.

A l'invitation du National Coal Board, des représentants de l'industrie charbonnière d'Allemagne, Belgique, Etats-Unis, France, Grande-Bretagne et Pays-Bas se sont réunis à Londres le 16 juin 1953

sous la Présidence du Chef du Département « Production » du N.C.B. et sous la direction du Chef du Département « Préparation mécanique » de cet organisme. Ces personnes sont arrivées à la conclusion qu'il existe suffisamment d'éléments et de questions urgentes et importantes pour organiser une Conférence en 1954.

Les représentants britanniques envisageant d'organiser un Congrès ultérieur, le choix se porta sur l'Allemagne occidentale comme siège du Congrès.

Le Bergassessor Wimmelmann, Président du Steinkohlenbergbauverein a déclaré que cet organisme organiserait le deuxième Congrès international pour la préparation mécanique du charbon; il aura donc lieu vraisemblablement à Essen, au cours de la deuxième quinzaine du mois de septembre 1954. Les personnes présentes à Londres ont approuvé la suggestion que ce Congrès ait lieu en même temps qu'une exposition minière qui comporterait une section relative aux progrès de la construction dans le domaine des engins de préparation mécanique.

S'inspirant de l'organisation du Congrès de Paris, qui était parfaitement réussi, il a été décidé de créer deux Comités. Le premier Comité, suivant l'exemple qui a fait ses preuves, doit se composer des personnalités les plus représentatives de l'industrie charbonnière des pays participants, sous la présidence du Berg. Wimmelmann. En outre, un Comité de Travail doit être formé, composé des techniciens qui étaient rassemblés à Londres. Ce Comité doit, entre autres, veiller à ce que chaque rapport réponde aux idées directrices ci-après :

1) être établi dans une des trois langues, allemande, anglaise ou française;

2) ne pas dépasser 5 000 mots et comporter en outre un résumé de 250 à 400 mots;

3) être déposé, dans la mesure du possible, avant le 31 décembre 1953 et, au plus tard, le 31 mars 1954, en raison du travail de traduction; il doit comporter peu de théorie, beaucoup de faits d'expérience et être exempt de propagande;

4) ne pas avoir été publié auparavant, à moins qu'il ne soit remanié fondamentalement par l'apport d'idées ou de résultats nouveaux;

5) les pays participants se limitent au nombre de rapports ci-après :

Belgique	6
Allemagne	15
Grande-Bretagne et Dominions	12
France	12
Pays-Bas	5
U.S.A. et Amérique du Sud	12
Autres pays	5
Total	67

Après une discussion assez longue, le Comité a choisi comme suit les principaux sujets de discussion :

- A. — Développement technique.
 - A I. — Gros charbon (+ 80 mm).
 - A II. — Classés (6 à 80 mm).
 - A II a. — Epuration.
 - A II b. — Criblage.
 - A III. — Charbon fin (0,5 à 10 mm).
 - A III a. — Epuration.
 - A III b. — Egouttage.
 - A III c. — Tamisage.
 - A IV. — Poussier et schlamm (— 0,5 mm).
 - A IV a. — Epuration.
 - A IV b. — Egouttage.
 - A IV c. — Séchage.
 - A V a. — Mélange.
 - A V b. — Granulation.
- A VI. — Concassage et dégradation.
 - A VI a. — Concassage.
 - A VI b. — Dégradation.
- B. — Questions économiques.
 - B I. — Propriétés des produits bruts et questions de prix considérées comme base de l'étude de la rentabilité des couches et du planning de la préparation mécanique.
 - B II. — Coût de la préparation mécanique et dépenses particulières.
 - B III. — Considérations économiques relatives au charbon brut, au choix des procédés de préparation et à la mise en application de ceux-ci au point de vue du prix et de l'emploi des charbons et de l'état du marché.
- C. — Réception et surveillance des installations de préparation mécanique des charbons.
- D. — Divers.

N.-B. — L'avis ci-dessus paraît en même temps dans la revue *Glückauf*.

Conférence internationale sur la gazéification intégrale de la houille extraite Liège (Belgique) 3-8 mai 1954

La demande croissante d'énergie dans le monde s'accompagne d'une recherche des formes commodes de l'énergie. Pour le chauffage domestique par exemple, le gaz, l'électricité, le charbon criblé et lavé ont succédé au charbon brut. La faveur actuelle du combustible liquide répond à cette même tendance vers plus de commodité.

Il est donc naturel de chercher à transformer en formes nobles, et notamment en gaz, l'énergie primaire contenue dans les immenses réserves de charbon de terre.

Cette tendance concourt très heureusement à un rendement meilleur dans l'utilisation de ces réserves. Certes, la transformation de l'énergie primaire contenue dans le charbon en une forme plus noble s'accompagne toujours d'une perte, mais l'énergie noble possède presque toujours un rendement d'utilisation tellement supérieur que le bilan global de l'opération est généralement favorable.

Ces considérations sont également valables dans le domaine du chauffage industriel. L'incidence croissante du coût de la main-d'œuvre s'y ajoute. La facilité d'emploi, de manutention et de transport devient le facteur prépondérant du coût final d'une opération.

Dans le domaine des industries chimiques, l'importance croissante des produits obtenus par synthèse a conduit à une demande de plus en plus poussée de gaz matière première.

Dans certains pays producteurs de gaz naturels, ceux-ci ont donné lieu à un essor remarquable des industries de synthèse.

Les pays riches en charbon et dépourvus de gaz naturels cherchent à établir des industries de l'espèce à partir du charbon, source possible du gaz.

Certains grands pays charbonniers et en même temps producteurs de gaz naturels, comme les États-Unis, étudient ce même problème avec autant d'ardeur. Le fait n'est nullement paradoxal : les réserves de gaz naturels sont faibles, comparées aux réserves charbonnières, et leur épuisement est en vue. La prospérité même des industries basées sur ces gaz naturels oblige à envisager leur remplacement.

Qu'il s'agisse de gaz de chauffage domestique et industriel ou de gaz matière première, le problème initial est celui de la production, à partir de la houille, d'un gaz approprié à l'usage visé.

L'un des moyens bien connus, et largement employé, est la carbonisation à haute ou à basse température; elle n'est applicable qu'à certaines variétés de combustibles et donne cette grave sujétion de produire en même temps le coke et le gaz dans des proportions à peu près invariables.

La solution complète est la gazéification intégrale de la houille. Divers procédés sont actuelle-

ment à l'étude, au stade de la réalisation semi-industrielle ou même, dans certains cas, appliqués industriellement. Plusieurs procédés seront nécessaires si l'on considère la multiplicité des facteurs : nature du combustible, échelle de la production, qualité du gaz désiré, etc...

C'est à l'étude de ces procédés et des problèmes connexes que l'Institut National de l'Industrie Charbonnière (Inichar) convie les techniciens et les chercheurs du monde entier. Une Conférence Internationale sur la gazéification intégrale de la houille extraite aura lieu à Liège, du 3 au 8 mai 1954, durant la Foire Internationale annuelle « Mines — Métallurgie — Mécanique — Electricité Industrielle », où une part importante sera consacrée au matériel relatif à la gazéification.

Les Journées d'Etudes seront suivies de visites des principales installations de gazéification d'Europe occidentale.

La gazéification intégrale a déjà fait l'objet de diverses études internationales; on peut citer entre autres, parmi les plus récentes, le Symposium de New York organisé sous les auspices du U.S. Bureau of Mines, en février 1952; la Journée d'Essen, le 6 novembre 1951, organisée par la Deutsche Kohlenbergbau-Leitung; la Mission n° 99 de l'O.E.C.E. aux U.S.A. et l'étude systématique poursuivie au sein de cet organisme par un Comité spécial.

* * *

Le texte des communications doit être envoyé à Inichar, Liège (Belgique), 7, boulevard Frère-Orban, avant le 1^{er} janvier 1954. Elles seront reproduites dans les trois langues, français, anglais et allemand, par les soins d'Inichar et adressées aux participants avant la Conférence. Au cours de celle-ci, les discussions auront lieu dans les trois langues, avec interprétation simultanée. Les détails complémentaires seront fournis ultérieurement.

Le prix de l'inscription au Congrès, comportant le coût des publications, l'entrée à l'Exposition et la participation aux diverses manifestations, est de 350 francs belges; ce prix ne comprend pas le coût des excursions qui sera fixé ultérieurement.

En vue de faciliter l'organisation matérielle, Inichar prie les futurs Congressistes d'envoyer au plus tôt leur adhésion à Liège, boulevard Frère-Orban, 7, au moyen du bulletin ci-joint. Le paiement du droit d'inscription s'effectuera, soit par mandat ou chèque bancaire barré établi au nom de l'Institut National de l'Industrie Charbonnière, à Liège, soit par virement au crédit du compte n° 223.58 à l'Office des Chèques Postaux, à Bruxelles. Ils recevront sous peu tous détails relatifs au programme de la Conférence et à l'organisation matérielle.

**Conférence internationale sur la gazéification
intégrale de la houille extraite.**

Liège (Belgique) 3-8 mai 1954.

Feuillet d'inscription.

Nom :

Prénoms :

Profession ⁽¹⁾ :

Nationalité :

Firme ou organisme :

Adresse :

Je parle ⁽²⁾ : français - anglais - allemand.

Je comprends ⁽²⁾ : > > >

Je préfère ⁽²⁾ : > > >

Je verse la somme de 350 francs belges par :

⁽¹⁾ Sera indiqué dans la liste des Membres.

⁽²⁾ Biffer les mentions inutiles.

**International Conference on complete
gasification of mined coal.**

Liège (Belgium) 3-8 May 1954.

Membership application form.

Name :

Christian names :

Profession ⁽¹⁾ :

Nationality :

Firm or Institution :

Address :

I speak ⁽²⁾ : French - English - German.

I understand ⁽²⁾ : > > >

I prefer ⁽²⁾ : > > >

I pay the amount of 350 Belgian francs by :

⁽¹⁾ Will be indicated in the list of members.

⁽²⁾ Cross out as necessary.

**Internationale Tagung über die restlose
Vergasung von Förderkohle.**

Lüttich (Belgien) 3.-8. Mai 1954.

Einschreibungszettel.

Name :

Vornamen :

Beruf ⁽¹⁾ :

Nazionalität :

Firma oder Anstalt :

Adresse :

Ich spreche ⁽²⁾ : Deutsch - Englisch - Französisch.

Ich verstehe ⁽²⁾ : > > >

Ich ziehe vor ⁽²⁾ : > > >

Ich werde den Beitrag von 350 Belgischen Frank
durch bezahlen :

⁽¹⁾ Wird in der Mitgliederliste bezeichnet werden.

⁽²⁾ Das nicht erwünschte auszustreifen.