

Annales des Mines

DE BELGIQUE



Annalen der Mijnen

VAN BELGIE

P 1273



Direction - Rédaction :

INSTITUT NATIONAL DE
L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

Directie - Redactie :

NATIONAAL INSTITUUT VOOR
DE STEENKOLENNIJVERHEID

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

Renseignements statistiques. — Inichar : Colloque sur l'Agglomération des Fines de Charbon organisé par le Cerchar. — J. Venter et P. Stassen : Les pressions et les mouvements en terrains tendres. — R. Gaffet : Le creusement rapide des galeries dans les Houillères du Bassin du Nord et du Pas-de-Calais. — P. Stassen et H. van Duyse : Soutènement des jonctions « taille-voie » en chantiers mécanisés. — Inichar : Revue de la littérature technique. — Bibliographie.

COMITE DE PATRONAGE

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

BESCHERMEND COMITE

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

COMITE DIRECTEUR

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

BESTUURSCOMITE

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

ANNALES DES MINES

DE BELGIQUE

N° 1 — Janvier 1960

ANNALEN DER MIJNEN

VAN BELGIE

Nr 1 — Januari 1960

Direction-Rédaction :
**INSTITUT NATIONAL
DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE**

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

Directie-Redactie :
**NATIONAAL INSTITUUT
VOOR DE STEENKOLENNIJVERHEID**

Sommaire — Inhoud

Renseignements statistiques belges et des pays limitrophes 4

INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

INICHAR — Colloque sur l'agglomération des Fines de Charbon, organisé par le CERCHAR,
Paris, novembre 1959 - Compte rendu 9

J. VENTER et P. STASSEN — Les pressions et les mouvements en terrains tendres 24

NOTES DIVERSES

R. GAFFET — Le creusement rapide des galeries dans les Houillères du Bassin du Nord et
du Pas-de-Calais 32

P. STASSEN et H. van DUYSE — Soutènement des jonctions « taille-voie » en chantiers méca-
nisés 45

BIBLIOGRAPHIE

INICHAR — Revue de la littérature technique 52

Divers 68

COMMUNIQUES

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

EDITION - ABONNEMENTS - PUBLICITE - UITGEVERIJ - ABONNEMENTEN - ADVERTENTIEN

BRUXELLES 5 • EDITIONS TECHNIQUES ET SCIENTIFIQUES • BRUSSEL 5

Rue Borrens, 37-39 - Borrensstraat — Tél. 48.27.84 - 47.38.52

MENSUEL - Abonnement annuel : Belgique : 450 F - Etranger : 500 F

MAANDELIJKS - Jaarlijks abonnement : België : 450 F - Buitenland : 500 F

BASSINS MINIERES	Production totale (Tonnes)	Consommation propre et fournitures au personnel (tonnes) (1)	Stock (tonnes)	Jours ouvrés (2)	PERSONNEL													Grisou capté valorisé (6)	
					Nombre moyen d'ouvriers			Indice (3)				Rendement		Présences % (4)		Mouvement de la main-d'œuvre (5)			
					à veine	Fond	Fond et surface	Veine	Taille	Fond	Fond et surface	Fond	Fond et surface	Fond	Fond et surface	Belge	Etrangère		Totale
Borinage	210.140	32.998	1.156.718	16,38	—	10.422	14.408	0,16	0,34	0,85	1,21	1.178	834	81,83	84,43	— 258	— 322	— 580	1.553.667
Centre	174.108	39.237	851.492	16,33	—	8.661	11.770	0,15	0,34	0,84	1,19	1.183	843	84,31	86,53	— 154	— 72	— 226	1.648.058
Charleroi	456.502	43.678	2.452.852	19,68	—	17.084	24.212	0,16	0,31	0,76	1,10	1.315	897	83,68	85,78	— 262	— 80	— 342	2.229.271
Liège	37.031	920.093	23,40	—	13.185	17.988	0,16	0,36	0,96	1,32	1.041	760	82,85	85,34	— 109	— 88	— 197	—	
Campine	714.689	77.203	2.371.854	19,61	—	23.833	31.893	0,10	0,24	0,67	0,90	1.502	1.106	89,66	91,30	— 9	— 28	— 37	1.638.123
Le Royaume	1.881.764	230.197	7.753.009	19,46	—	73.188	100.259	0,14	0,30	0,78	1,09	1.287	921	85,24	87,32	— 792	— 590	— 1382	7.069.119⁽⁸⁾
1959 Août	1.698.229	198.409	7.763.235	18,18	—	71.704	98.584	0,14	0,31	0,79	1,12	1.260	894	85,91	87,90	— 835	— 1727	— 2562	7.194.179 ⁽⁸⁾
Juillet	1.600.677	172.302	7.690.224	16,36	—	74.349	102.421	0,13	0,30	0,79	1,13	1.262	886	84,70	86,94	— 1054	— 1403	— 2457	8.009.833 ⁽⁸⁾
1958 Septembre	2.112.819	229.725	6.161.600	20,94	—	84.720	115.525	0,14	0,33	0,86	1,19	1.167	843	85,83	87,91	+ 22	+ 285	+ 307	8.461.311 ⁽⁸⁾
Moy. mens.	2.255.186	258.552	6.928.346 ⁽⁷⁾	21,27	—	90.204	121.652	0,14	0,34	0,87	1,19	1.152	841	85,92	87,80	— 263	— 787	— 1050	8.153.611
1957 » »	2.423.866	233.799	1.412.987 ⁽⁷⁾	23,29	14.541	90.542	124.132	0,14	0,34	0,87	1,19	1.150	838	84,86	86,49	— 44	+ 872	+ 829	8.284.839
1956 » »	2.455.079	254.456	179.157 ⁽⁷⁾	23,48	13.666	82.537	112.943	0,14	0,35	0,86	1,19	1.156	838	84,21	86,29	— 357	— 300	— 657	7.443.776
1954 » »	2.437.393	270.012	2.806.020 ⁽⁷⁾	24,04	17.245	86.378	124.579	0,16	0,38	0,91	1,27	1.098	787	83,53	85,91	— 63	— 528	— 591	4.604.030
1952 » »	2.532.030	199.149	1.678.220 ⁽⁷⁾	24,26	18.796	98.254	135.696	0,18	0,40	0,96	1,34	1.042	745	78,7	81	— 97	— 7	— 104	3.702.887
1950 » »	2.276.735	220.630	1.041.520 ⁽⁷⁾	23,44	18.543	94.240	135.851	0,19	—	0,99	1,44	1.014	696	78	81	— 418	— 514	— 932	—
1948 » »	2.224.261	229.373	840.340 ⁽⁷⁾	24,42	19.519	102.081	145.366	0,21	—	1,14	1,64	878	610	—	85,88	—	—	—	—
1938 » »	2.465.404	205.234	2.227.260 ⁽⁷⁾	24,20	18.739	91.945	131.241	0,18	—	0,92	1,33	1.085	753	—	—	—	—	—	—
1913 » »	1.903.466	187.143	955.890 ⁽⁷⁾	24,10	24.844	105.921	146.084	0,32	—	1,37	1,39	731	528	—	—	—	—	—	—
Sem. du 25 au 31-1-60	446.654	—	7.350.028	4,98	—	53.265	74.180	—	—	0,72	1,01	1.388	992	58,96	62,19	—	—	— 113	—

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

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

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

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

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

(6) En m³ à 8 500 Kcal, 0° C 760 mm de Hg.

(7) Stock fin décembre.

(8) Dont environ 5 % non valorisés.

PERIODES	Secteur domestique	Administrations publiques	Cokeries	Usines à gaz	Fabriques d'agglomérés	Centrales électriques	Sidérurgie	Constructions métalliques	Métaux non ferreux	Produits chimiques	Chemins de fer et vicinaux	Textiles	Industries alimentaires	Carrières et industries dérivées	Cimenteries	Papeteries	Autres Industries	Exportations	Total du mois
1959 Septembre	258.544	10.991	667.093	—	68.347	249.056	9.686	5.392	23.043	20.277	58.365	4.077	17.264	43.928	52.792	10.948	22.862	139.456	1.662.121
Août	210.309	16.527	548.472	—	51.709	183.662	7.870	4.153	23.533	19.530	52.456	2.692	17.065	38.440	51.589	10.173	21.882	166.733	1.426.795
Juillet	163.420	14.786	500.458	—	43.911	169.024	6.237	3.287	14.904	18.894	52.821	2.024	13.091	41.429	56.200	9.999	16.110	238.447	1.365.042
1958 Septembre	295.732	10.210	488.591	183	74.850	160.403	9.256	6.771	21.380	21.383	70.277	3.405	26.476	40.219	29.434	14.566	15.591	177.954	1.466.681
Moy. mens.	264.116	12.348	504.042	286	81.469	174.610	10.228	8.311	24.203	23.771	72.927	5.136	22.185	41.446	32.666	14.885	18.030	226.496	1.537.155
1957 » »	395.089	16.299	576.556	412	140.664	263.564	13.272	10.496	39.906	37.114	77.292	10.016	30.247	55.693	69.929	20.749	26.857	312.633	2.096.788
1956 » »	420.304	15.619	599.722	476	139.111	256.063	20.769	12.197	40.601	41.216	91.661	13.082	30.868	64.446	71.682	20.835	31.852	353.828	2.224.332
1954 » »	415.609	14.360	485.878	1.733	109.037	240.372	24.211	12.299	40.485	46.912	114.348	14.500	30.707	61.361	62.818	19.898	30.012	465.071	2.189.610
1952 » »	480.657	14.102	—	708.921	—	275.218	34.685	16.683	30.235	37.364	128.398	17.838	26.645	63.591	81.997	15.475	60.800	209.060	2.196.669

GENRE	Fours en activité		Charbon (t)			Huiles combustibles †	COKE (t)										Ouvriers occupés					
	PERIODE	Batteries	Fours	Reçu			Enfourné	Production			Consommation propre	Livraisons au personnel de la cokerie	Débit						Stock en fin de mois †			
Belge				Etranger	Gros coke de plus de 80 mm	Autres		Total	Secteur domestique	Administrations publiques			Sidérurgie	Centrales électriques	Usines à gaz	Chemins de fer	Autres secteurs	Exportations		Total		
Minières	8	275	124.804	—	124.135	—	69.532	27.585	97.117	515	370	—	—	—	—	—	—	—	—	—	89.810	801
Sidérurgiques	30	1.096	412.432	126.476	525.058	—	339.933	67.279	407.212	3.447	5.247	—	—	—	—	—	—	—	—	—	130.139	2.525
Autres	12	296	65.524	70.204	125.991	172	72.170	25.024	97.174	1.118	334	—	—	—	—	—	—	—	—	—	111.602	1.193
Le Royaume	50	1.667	600.760	196.650	775.184	172	481.615	119.888	601.503	5.080	5.951	9.244	2.841	447.600	2.626	—	2.102	42.371	88.607	595.391	331.551	4.519
1959 Août	49	1.629	542.672	201.842	766.921	185	476.337	117.370	593.707	5.056	3.846	8.226	2.350	429.812	2.328	—	1.181	44.292	57.829	546.018	336.470	4.549
Juillet	49	1.634	501.337	210.032	764.077	174	478.410	113.404	591.814	3.887	2.773	6.243	2.303	433.142	2.356	—	1.870	41.834	87.688	575.436	297.683	4.507
1958 Septembre	47	1.571	494.134	257.019	751.153	211	471.953	107.927	579.880	10.122	5.268	8.462	2.166	424.670	2.148	—	2.008	39.219	78.921	557.588	257.140	4.664
Moy. mens.	47	1.572	504.417	233.572	744.869	495	467.739	107.788	575.527	9.759	5.445	11.030	3.066	423.137	2.095	—	1.145	41.873	74.751	557.097	276.110 ⁽²⁾	4.644
1957 Moy. mens.	46	1.574	576.062	198.803	768.730	484	488.370	108.003	596.373	7.287	5.512	10.732	3.990	427.044	2.617	—	1.221	50.337	75.117	571.058	237.403 ⁽²⁾	4.881
1956 » »	44	1.530	601.931	195.725	784.875	10.068 ⁽³⁾	492.676	113.195	605.871	7.228	5.154	15.528	5.003	433.510	1.918	69	2.200	56.567	76.498	591.308	87.208 ⁽²⁾	4.137
1954 » »	42 ⁽¹⁾	1.444 ⁽¹⁾	479.201	184.120	663.321	5.813 ⁽³⁾	407.062	105.173	512.235	15.639	2.093	14.177	3.327	359.227	3.437	385	1.585	42.611	73.859	498.608	127.146 ⁽²⁾	4.270
1952 » »	42 ⁽¹⁾	1.471	596.891	98.474	695.365	7.624 ⁽³⁾	421.329	112.605	533.934	12.937	3.215	12.260	4.127	368.336	1.039	279	1.358	48.331	80.250	515.980	100.825 ⁽²⁾	4.284
1950 » »	42 ⁽¹⁾	1.497 ⁽¹⁾	481.685	26.861	508.546	14.879 ⁽³⁾	297.005	86.167	383.172	19.179	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.169
1948 » »	47 ⁽¹⁾	1.510 ⁽¹⁾	454.585	157.180	611.765	—	373.488	95.619	469.107	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.463
1938 » »	56 ⁽¹⁾	1.669 ⁽¹⁾	399.363	158.763	557.826	—	—	—	366.543	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.120
1913 » »	—	2.898	233.858	149.621	383.479	—	—	—	293.583	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.229

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

GENRE	GAZ (en 1.000 m ³) (1)						SOUS-PRODUITS (t)					GENRE	Production (t)			Consommation propre †	Livraisons au personnel	Matières premières (t)		Ventes et cessions †	Stock (fin de mois) †	Ouvriers occupés	
	PERIODE	Production	Consommation propre	Débit			Brai	Goudron brut	Ammoniaque (en sulfates)	Benzol	Huiles légères		PERIODE	Boulets	Briquettes			Totale	Charbon				Brai
Minières				40.432	19.026	18.886						—				549	12.904			—	3.171	1.225	
Sidérurgiques	179.236	84.774	42.755	61.073	3.930	44.223	—	14.007	4.841	3.337	—	2.290	—	2.290	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Autres	45.500	20.660	13.578	—	3.590	15.493	—	3.742	1.295	983	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Le Royaume	262.168	124.460	75.219	61.073	8.069	72.620	—	20.920	7.361	5.302	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1959 Août	262.254	126.842	78.951	51.051	9.440	67.349	—	21.066	6.805	5.271	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Juillet	261.502	126.710	76.978	54.106	9.220	63.977	—	21.017	6.584	5.238	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1959 septembre	261.560	118.996	82.598	55.610	7.744	68.703	—	20.762	7.090	5.184	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Moy. mens.	259.453	120.242	81.624	53.568	6.850	71.249	—	20.867	6.774	5.648	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1957 » »	261.465	96.077	73.980	53.321	9.482	70.071	—	20.934	6.827	5.613	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1956 » »	267.439	132.244	78.704	56.854	7.424	72.452	—	20.628	7.064	5.569	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1954 » »	233.182	135.611	69.580	46.279	5.517	68.791	1.630	15.911	5.410	3.624	2.565	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1952 » »	229.348	134.183	67.460	46.434	3.496	62.714	2.320	17.835	6.309	4.618	747	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1950 » »	193.619	126.601	(2)	(2)	(2)	(2)	1.844	13.909	4.764	3.066	632	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1948 » »	165.334 ⁽³⁾	(2)	(2)	(2)	(2)	(2)	—	16.053	5.624	4.978	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1938 » »	76.334 ⁽³⁾	(2)	(2)	(2)	(2)	(2)	—	14.172	5.186	4.636	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1913 » »	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1959 Août	42.560	12.992	55.552	1.942	8.083	52.030	4.220	46.920	79.461	423	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Juillet	32.588	13.834	46.422	1.815	5.722	44.099	3.280	37.129	80.854	420	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1958 Septembre	57.997	21.050	79.047	2.766	9.448	74.754	5.872	57.376	59.931	475	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Moy. mens.	65.877	20.525	86.402	3.418	12.632	81.517	6.335	66.907	62.598 ⁽¹⁾	493	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1957 » »	124.332	27.529	151.861	3.621	12.119	141.289	11.583	134.742	21.242 ⁽¹⁾	571	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1956 » »	116.258	35.994	152.252	3.666	12.354	142.121	12.353	133.542	4.684 ⁽¹⁾	647	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1954 » »	75.027	39.829	114.856	4.521	10.520	109.189	9.098	109.304	11.737 ⁽¹⁾	589	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1952 » »	71.262	52.309	123.571	1.732	103	115.322	10.094	119.941	36.580 ⁽¹⁾	638	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1950 » »	38.898	46.079	84.977	2.488	377	78.180	7.322	85.999	—	552	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1948 » »	27.014	53.834	80.848	—	—	74.702	6.625	—	—	563	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1938 » »	39.742	102.948	142.690	—	—	129.797	12.918	—	—	873	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1913 » »	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1911	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—

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

(1) Stock fin décembre

PERIODE	Quantités reçues m ³			Consommat. totale y compris les exportations (m ³)	Stock à la fin du mois (m ³)	Quantités reçues t			Consommation totale t	Stock à la fin du mois t	Exportations t
	Origine indigène	Importation	Total			Origine indigène	Importation	Total			
1959 Septembre . . .	58.181	4.585	62.766	55.163	385.261	2.063	159	2.222	5.162	55.062	(1)
Août	52.155	3.081	55.236	49.645	378.248	1.387	305	1.692	4.220	58.097	221
Juillet	48.349	2.839	51.188	47.215	374.253	1.625	293	1.918	3.280	60.628	200
1958 Septembre . . .	66.642	12.899	79.541	65.869	483.631	2.618	554	3.172	5.872	87.567	2.435
Moy. mens. . . .	50.713	7.158	57.871	71.192	448.093 ⁽²⁾	3.834	3.045	6.879	6.335	78.674 ⁽²⁾	2.628
1957 Moy. mens. . . .	63.425	11.815	75.240	77.048	620.752 ⁽²⁾	7.116	6.356	13.472	11.584	72.760 ⁽²⁾	4.524
1956 » »	72.377	17.963	90.340	78.246	655.544 ⁽²⁾	7.019	5.040	12.059	12.125	51.022 ⁽²⁾	1.281
1954 » »	67.128	1.693	68.821	87.385	428.456 ⁽²⁾	4.959	4.654	9.613	8.868	37.023 ⁽²⁾	2.468
1952 » »	73.511	30.608	104.119	91.418	880.695 ⁽²⁾	4.624	6.784	11.408	9.971	37.357 ⁽²⁾	2.014
1950 » »	62.036	12.868	74.904	90.209	570.013 ⁽²⁾	5.052	1.577	6.629	7.274	31.325 ⁽²⁾	1.794

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

PERIODE	Produits bruts							Demi-produits		Ouvriers occupés	
	Cuivre t	Zinc t	Plomb t	Etain t	Aluminium t	Antimoine, Cadmium, Cobalt, Nickel, etc. t	Total t	Argent, or, platine etc. kg	A l'exception des métaux précieux t		Argent, or, platine, etc. kg
1959 Septembre . . .	17.063	17.588	6.547	527	229	359	42.313	29.391	19.031	2.075	15.031
Août	16.449	17.665	6.847	490	207	390	42.048	30.368	15.795	1.648	14.951
Juillet	14.813	18.235	7.925	517	156	428	42.072	33.265	13.790	1.270	14.982
1958 Septembre . . .	13.277	16.294	7.121	696	208	262	37.858	26.341	17.235	2.045	14.885
Moy. mens. . . .	12.934	17.897	7.990	762	226	325	40.134	27.750	16.562	2.262	15.037
1957 Moy. mens. . . .	12.713	19.637	8.272	793	180	404	41.999	23.937	16.150	1.982	15.655 ⁽¹⁾
1956 » »	14.072	19.224	8.521	871	224	420	43.336	24.496	16.604	1.944	15.919 ⁽¹⁾
1954 » »	12.809	17.726	5.988	965	140	389	38.018	24.331	14.552	1.850	15.447 ⁽¹⁾
1952 » »	12.035	15.956	6.757	850		557	36.155	23.833	12.729	2.017	16.227
1950 » »	11.440	15.057	5.209	808		588	33.102	19.167	12.904	2.042	15.053

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

(1) En fin d'année.

PERIODE	Hauts fourneaux en activité	PRODUCT									
		Produits bruts			Produits demi-finis		Produits				
		Fonte	Acier Total	Fer de masse	Pour relaineurs belges	Autres	Aciers marchands	Profils et zores (1 et U de plus de 80 mm)	Rails et accessoires	Fil machine	
1959 Août	48	470.342	506.494	4.754	58.829	46.405	133.131	17.032	6.038	45.945	
Juillet	45	484.881	521.179	3.270	60.001	39.572	133.200	13.937	6.663	51.555	
Juin	47	505.341	568.142	5.918	57.842	36.195	157.627	17.102	5.520	46.733	
1958 Août	48	453.346	480.382	4.656	45.427	56.957	118.518	11.255	10.921	38.700	
Moy. mens. . . .	49	459.927	500.950	4.939	45.141	52.052	125.502	14.668	10.536	41.913	
1957 Moy. mens. . . .	51	465.638	522.988	4.504	50.806	40.028	134.827	24.136	8.466	39.465	
1956 » »	51	480.840	525.898	5.281	60.829	20.695	153.634	23.973	8.315	40.874	
1954 » »	47	345.424	414.378	3.278		109.559	113.900	15.877	5.247	36.301	
1952 » »	50	399.133	422.281	Fers finis 2.772		97.171	116.535	19.939	7.312	37.030	
1950 » »	48	307.898	311.034	Acier 3.584		70.503	91.952	14.410	Rails, accessoires, traverses 10.668	36.008	
1948 » »	51	327.416	321.059	2.573		61.951	Aciers marchands et rods 70.980	Profils spéciaux poutrelles 39.383	9.853	28.979	
1938 » »	50	202.177	184.369	3.508		37.938	43.200	26.010	9.337	10.603	
1913 » »	54	207.058	200.398	25.363		127.083	Aciers marchands 51.177	30.219	28.489	Verges et aciers serpentés 11.852	

(1) Chiffres indisponibles.

IMPORTATIONS					EXPORTATIONS			
Pays d'origine Périodes Répartition	Charbons t	Cokes t (1)	Agglomérés t	Lignites t	Destination	Charbons t	Cokes t	Agglomérés t
France	23.539	848	10	—	France	54.102	31.576	13.444
Pays-Bas	67.928	8.534	5.682	320	Italie	5.585	359	880
					Luxembourg	2.260	19.046	280
Pays de la CECA . .	261.941	12.511	7.749	6.946	Pays-Bas	56.702	—	—
					Pays de la CECA . .	120.651	52.310	14.604
Royaume-Uni	27.701	—	—	—	Autriche	200	140	50
Etats-Unis d'Amérique.	69.811	—	—	—	Berlin-Ouest	4.159	—	—
					Danemark	2.035(2)	21.684	—
Pays tiers	97.512	—	—	—	Norvège	—	73	—
Ensemble septembre 59	359.453	12.511	7.749	6.946	Suède	—	6.128	—
1959 Août	314.151	12.684	5.150	5.385	Suisse	13.366	455	60
Juillet	334.120	13.099	5.146	5.068	Congo belge	25	311	—
Juin	339.905	12.861	6.158	7.283	Egypte	—	6.830	—
1958 Moy. mens. . .	437.539	14.327	10.013	8.607	Divers	100	676	—
Septembre	525.404	16.147	12.446	7.547	Pays tiers	19.885	36.297	110
Répartition :					Ensemble septembre 59	140.530	38.607	14.714
1) Secteur domestique	116.629	514	7.585	6.226	1959 Août	166.733	57.829	9.881
2) Secteur industriel .	250.645	12.034	180	730	Juillet	238.447	87.688	9.967
Réexportations	540	—	—	—	Juin	201.184	75.716	11.415
Mouvement des stocks	- 8.310	- 37	- 16	- 10	1958 Moy. mens. . .	235.292(2)	74.751	15.104
					Septembre	185.258(2)	78.921	13.539

(1) Y compris coke de gaz

(2) Y compris l'exportation de charbon importé.

URGIE

AOUT 1959

TION (t)

finis										Ouvriers occupés
Tôles fortes 4,76 mm et plus	Tôles moyennes 3 à 4,75 mm	Larges plats	Tôles fines noires	Feuillards, bandes à tubes, tubes sans soudure.	Ronds et carrés pour tubes	Divers	Total des produits finis	Tôles galvanisées, plombées et étamées	Tubes d'acier sans soudure et tubes soudés	
40.060	6.005	2.182	66.790	14.357	672	5.650	334.862	32.216	12.897	51.280
38.818	6.504	1.453	73.898	20.225	(1)	5.338	351.591	24.979	11.060	50.999
44.717	9.152	2.198	89.881	25.075	290	5.566	403.861	32.935	14.633	51.024
43.017	7.116	1.644	77.769	15.528	448	3.638	328.554	23.941	11.853	51.852
45.488	6.947	1.925	80.543	15.872	790	5.026	349.210	24.543	12.569	52.266
									Tubes soudés	
55.898	7.601	2.350	66.514	25.641	—	5.514	370.412	25.558	9.087	55.158
53.456	10.211	2.748	61.941	27.959	—	5.747	388.858	23.758	4.410	47.104
37.473	8.996	2.153	40.018	25.112	—	2.705	290.852	3.070	3.655	41.904
39.357	7.071	3.337	37.482	26.652	—	5.771	312.429	11.943	2.959	43.263
			Tôles minces tôles fines, tôles magnétiques							
24.476	6.456	2.109	22.857	20.949	—	2.878	243.859	11.693	1.981	36.415
				Feuillards et tubes en acier				Tôles galva- nisées		
Grosses tôles	Tôles moyennes		Tôles fines							
28.780	12.140	2.818	18.194	30.017	—	3.589	255.725	10.992	—	38.431
16.460	9.084	2.064	14.715	13.938	—	1.421	146.852	—	—	33.024
19.672	—	—	9.883	—	—	3.530	154.822	—	—	35.300

Production	Unités	Août 1959 (a)	Juillet 1959 (b)	Août 1958	Moyenne mensuelle 1958	Production	Unités	Août 1959 (a)	Juillet 1959 (b)	Août 1958	Moyenne mensuelle 1958
PORPHYRE :						PRODUITS DE DRA-					
Moëllons	t	1.757	1.265	185	251	GAGE : Gravier.	t	231.520	193.913	175.678	143.154
Concassés	t	282.528	282.439	276.692	293.032	Sable	t	60.685	55.476	44.753	31.757
Pavés et mosaïques.	t	795	763	1.046	1.097	CALCAIRES	t	307.603	260.993	333.556	289.255
PETIT GRANIT :						CHAUX	t	141.269	142.864	133.943	147.012
Extrait	m ³	3.408	4.763	9.870	9.081	PHOSPHATES	t	(c)	(c)	1.113	1.501
Scié	m ³	1.858	2.423	4.915	4.608	CARBONATES NATUR.					
Façonné	m ³	958	924	1.169	1.280	Craies, marne, tuf-					
Sous-produits	m ³	11.413	7.923	12.971	12.419	feau	t	22.006	19.031	23.679	29.207
MARBRES :						CARBON. DE CHAUX					
Blocs équarris	m ³	475	465	464	492	PRECIPITES	t	(c)	(c)	(c)	3.227
Tranches ramenées à						CHAUX HYDRAULI-					
20 mm	m ²	37.009	27.482	35.153	39.206	QUE ARTIFICIELLE	t	880	409	561	597
Moëllons concassés	t	1.547	1.525	2.098	1.949	DOLOMIE : Crue	t	35.690	27.665	35.772	30.769
Bimbeloterie	Kg	45.261	17.299	24.422	28.302	frittée	t	19.029	19.987	18.435	20.416
GRES :						PLATRE	t	4.800	5.712	3.450	3.632
Moëllons bruts	t	23.349	22.708	33.186	21.104	AGGLOM. PLATRE	m ²	158.761	92.682	118.505	106.651
Concassés	t	91.325	65.127	73.339	65.198						
Pavés et mosaïques.	t	1.951	2.677	1.533	1.316	SILEX : broyé	t	2.763	595	555	578
Divers taillés	t	6.392	4.861	6.329	6.254	pavés	t	1.165	693	800	843
SABLE :						(c)	t	(c)	72	97	86
pour métallurgie	t	63.076	58.814	50.810	56.973	FELDSPATH & GALETS					
pour verrerie	t	92.404	89.659	87.587	89.545	QUARTZ					
pour construction	t	171.552	152.061	146.146	120.311	ET QUARTZITES	t	97.472	26.424	65.972	48.163
Divers	t	55.746	47.571	44.839	51.453	ARGILES	t	56.570	45.863	49.456	53.355
ARDOISE :											
pour toitures	t	459	598	515	647						
Schistes ardoisiers	t	145	96	86	127						
Coticule (pierre à						Ouvriers occupés					
aiguiser)	Kg	3.370	3.742	3.655	3.762						
								Août 1959	Juillet 1959	Août 1958	Moy. mens. 1958
								10.035	10.786	12.066	11.921
								2 ^e trim. 1959	1 ^{er} trim. 1959	2 ^e trim. 1958	Moy. tr. 1958
								2.763	595	555	578
								1.165	693	800	843
								(c)	72	97	86
								97.472	26.424	65.972	48.163
								56.570	45.863	49.456	53.355
								Août 1959	Juillet 1959	Août 1958	Moy. mens. 1958
								10.035	10.786	12.066	11.921

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

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

SEPTEMBRE 1959

PAYS	Houille produits (1000 t.)	Nombre d'ouvriers inscrits (1000)		Rendement par ouvrier et par poste Kg		Nombre de jours ouvrés	Absentéisme en %		Cote de four produit par 1000 t	Agglomérés produits 1000 t	Stocks (1000 t)	
		Fond	Fond et surface	Fond	Fond et surface		Fond	Fond et surface			Houille	Cokes
Allemagne												
1959 Septembre	10.285,3	295	434	1.915	1.490	21,56	18,36	17,23	3.089	573(1)	11.193(1)	6.633(1)
1958 Moy. mens.	11.049	336	487	1.643	1.273	23,39	18,49	17,02	3.620	493	8.565(2)	5.315(2)
1958 Septembre	10.034,2	330	481	1.656	1.286	24,07	20,75	19,56	3.580	702	7.462	3.606
Belgique												
1959 Septembre	1.882	93	125	1.287	921	19,46	14,76(3)	12,68(3)	602	72	7.753	332
1958 Moy. mens.	2.255	106	140	1.152	841	21,27	14,08(3)	12,20(3)	576	86	6.928(2)	276(2)
1958 Septembre	2.113	107	142	1.167	843	20,94	14,17(3)	12,09(3)	580	79	6.162	257
France												
1959 Septembre	4.786	136	194	1.727	1.170	24,89	11,97	6,63(4)	1.067	586	11.032	822
1958 Moy. mens.	4.810	141	201	1.680	1.134	24,5	12,19	7,25(4)	1.039	591	7.473(2)	708(2)
1958 Septembre	4.762	140	200	1.691	1.143	25,27	13,52	7,29(4)	1.000	595	7.302	754
Sarre												
1959 Septembre	1.277	38	55	1.717	—	23,01	—	—	365(1)	—	1.515(1)	30(1)
1958 Moy. mens.	1.369	38	57	1.797	1.177	24,18	12,99	7,45(4)	348	—	905(2)	52(2)
1958 Septembre	1.393	38	56	1.770	1.169	25,75	13,29	7,67(4)	336	—	854	46
Italie												
1959 Septembre (1)	64	2,8	(6)	1.211	(6)	(6)	(6)	(6)	250	1	134	2(4)
1958 Moy. mens.	60	4	4,6	1.039	(6)	(6)	33,53	31,85	280	1	21(2)	321(2)
1958 Septembre	51	3,1	3,9	1.168	(6)	(6)	38	35,76	276	2	63	235
Pays-Bas												
1959 Septembre (1)	1.043	29,7	46,9	1.634	(6)	(6)	(6)	(6)	337	96	1.050	305
1958 Moy. mens.	990	31,4	48,6	1.521	(6)	(6)	18,32	15,96	340	91	746(2)	342(2)
1958 Septembre	1.044	31,1	48,6	1.566	(6)	(6)	17,85	15,22	329	101	782	337
Communauté												
1959 Septembre (1)	19.412	587,7	(6)	1.761	(6)	(6)	(6)	(6)	5.709	1.307	32.621	8.427
1958 Moy. mens.	20.533	655,3	893,3	1.579	(6)	(6)	22,76	21,13	6.203	1.262	24.538(2)	7.015(2)
1958 Septembre	20.397	642,7	885,2	1.595	(6)	(6)	25,34	23,71	6.100	1.478	22.498	5.235
Grande-Bretagne												
1959 Sem. du 27 sept. au 3 oct.	4.104 ⁽⁵⁾	—	651,4	à front 3.776	1.348	(6)	(6)	14,83	(6)	(6)	34.190	(6)
1958 Moy. hebd.	4.149 ⁽⁵⁾	—	698,8	3.519	1.264	(6)	(6)	14,14	(6)	(6)	(6)	(6)
1958 Sem. du 28 sept. au 4 oct.	4.285,9 ⁽⁵⁾	—	691,3	3.555	1.291	(6)	(6)	14,21	(6)	(6)	(6)	(6)

(1) Chiffres provisoires. (2) Au 31 décembre. (3) Absences individuelles seulement. (4) Surface seulement. (5) Houille marchande. (6) Chiffres indisponibles.

Colloque sur l'Agglomération des Fines de Charbon

organisé par le Centre d'Etudes et Recherches des Charbonnages de France
Paris, 16 et 17 novembre 1959

Compte rendu par INICHAR

VOORWOORD

Het colloquium over de agglomeratie van fijnkolen bracht ongeveer 150 deelnemers samen. Het nagestreefde doel was een uitwisseling van gedachten mogelijk te maken tussen de mensen van de research en van de praktijk in Frankrijk. Niettegenstaande het nationaal karakter, werden uitnodigingen gericht aan de naburige landen en telde men aanzienlijke afvaardigingen van West-Duitsland, België, Groot-Brittannië en Nederland onder de aanwezigen.

Tijdens de drie zittingen werden zestien mededelingen voorgebracht. De eerste zitting werd besteed aan de studie van het mechanisme van de agglomeratie en van gebruikskarakteristieken van de agglomeraten. De tweede zitting was gewijd aan de klassieke agglomeratietechniek met teer of bitumen. Op de laatste zitting werden ten slotte de nieuwe methoden besproken die ontwikkeld of beproefd worden.

De volledige tekst dezer mededelingen zal verschijnen in de « Revue de l'Industrie Minérale ». Het huidig verslag beperkt zich tot een bondige commentaar van de behandelde onderwerpen en tot een overzicht van de gedachtenwisselingen, waartoe zij aanleiding gaven.

AVANT-PROPOS

Le Colloque sur l'Agglomération des Fines de Charbon a groupé environ 150 participants. Son objectif était de permettre un échange de vues entre praticiens et chercheurs de France. En dépit de son caractère national, des invitations avaient été adressées aux pays voisins et l'assistance comportait d'importantes délégations d'Allemagne Occidentale, de Belgique, de Grande-Bretagne et des Pays-Bas.

Seize communications ont été présentées, au cours de trois séances de travail. La première de ces séances a été consacrée à l'étude du mécanisme de l'agglomération et des caractéristiques d'usage des agglomérés. La seconde à la technique classique d'agglomération au brai ou au bitume. La dernière aux techniques nouvelles en cours d'expérimentation ou de développement.

Le texte complet des communications sera publié dans la Revue de l'Industrie Minérale ; le présent compte rendu se limite à un bref commentaire des sujets traités et à un aperçu des échanges de vues auxquels ils ont donné lieu.

I. — MECANISME DE L'AGGLOMERATION ET CARACTERISTIQUES D'USAGE DES AGGLOMERES

L'exposé de M^{lle} MACKOWSKY, consacré à l'étude sur l'agglomération, réalisée au moyen du microscope, fait apparaître les possibilités et les limitations de cette méthode d'investigation. La technique d'enrobage des échantillons dans une résine synthétique, mise au point tout récemment par Friehmelt, permet une distinction nette du charbon et du brai, même lorsque celui-ci est à l'état de dispersion fine. Cette technique a été appliquée au contrôle des pâtes et des agglomérés provenant d'une

installation ancienne avec four thermique, d'une installation classique utilisant un malaxeur et d'une installation à fonctionnement discontinu, dans laquelle le brai préchauffé à 170° C était distribué par pulvérisation dans un mélangeur turbulent.

L'observation au microscope permet de dissocier les pâtes en quatre constituants principaux :

- le charbon libre ;
- le brai libre ;
- le mortier (mélange de charbon très fin et de brai) ;
- le béton (grosses particules enrobées de mortier).

Dans les sections d'agglomérés, on distingue :

- le charbon en grains (gros ou moyens) ;
- les masses coussins (mortier) ;
- les pores (vides intercalaires).

L'étude de la répartition de ces différents constituants met en évidence la disparition du brai libre, au cours du malaxage ; pour autant que la pâte soit chauffée à température suffisante, cette disparition est rapide et complète dans les trois types d'installations.

Le pourcentage de pores observés dans les boulets paraît lié à la granulométrie du charbon, bien plus qu'au procédé de malaxage. Au surplus, l'étude statistique des résultats obtenus montre une complète absence de corrélation entre la porosité et la résistance des boulets. Diverses tentatives faites pour relier la résistance mécanique à la largeur des zones coussins et à la proportion des grains fissurés ont également échoué.

L'un des principaux facteurs affectant la résistance des agglomérés paraît être la nature des interactions qui peuvent se produire aux surfaces de contact entre brai et charbon. C'est en tout cas la

conclusion qui se dégage des essais réalisés sur un lot de 100 boulets provenant d'une même fabrication, dont on a déterminé la résistance et dont les débris prélevés au voisinage des surfaces de rupture ont été analysés. Les résultats de cette expérience sont reportés à la figure 1.

Alors qu'on n'observe aucune différence significative entre les compositions granulométriques et pétrographiques des grains de charbon recueillis après traitement des débris par du sulfure de carbone, le pourcentage de matière soluble dans le sulfure de carbone décroît de façon systématique avec l'augmentation de résistance des agglomérés et on note une diminution simultanée de la surface interne du charbon, déterminée par la méthode d'adsorption.

Ceci démontrerait que la résistance de l'aggloméré peut être provoquée jusqu'à un certain point, par une réaction chimique ou physico-chimique entre le charbon et le brai, qu'il s'agisse d'une dissolution du brai sur la surface du charbon ou d'une pénétration dans le volume des pores.

Une autre remarque, faite au cours des débats, tend à confirmer cette théorie : elle se rapporte au comportement des charbons flambants particulièrement difficiles à agglomérer par la lessive sulfiteuse et qui donnent des boulets très résistants, lorsqu'on les agglomère au brai. Ces résultats, apparemment contradictoires, s'expliquent si l'on admet que la grande porosité de ces charbons constitue un facteur favorable lors de l'agglomération au brai, qui comporte un refroidissement progressif de la pâte facilitant la pénétration du liant dans les pores, et que l'inverse se produit lors de l'agglomération à la lessive sulfiteuse, qui est précédée d'un malaxage à froid et suivie d'un traitement thermique de séchage.

Ces actions de surface se déroulent malheureusement à trop petite échelle pour qu'elles puissent être mises en évidence au microscope. Par contre, l'examen microscopique peut aider à déceler des déficiences de fabrication et notamment des défauts de dosage ou de malaxage, entraînant des irrégularités dans la répartition du liant ; il constitue également un moyen d'investigation précieux pour l'étude des modifications de structure que subissent les agglomérés, lorsqu'on les soumet à des traitements thermiques de carbonisation ou de défumage.

C'est sur la méthode de calcul statistique qu'est basée l'étude de la dispersion des caractéristiques mécaniques des agglomérés présentée par MM. LOISON et LUSINCHI.

Au cours d'une vaste campagne de contrôle de fabrication organisée par le Cerchar dans plusieurs usines d'agglomération, deux types d'échantillons ont été constitués :

1) des échantillons « instantanés » de 100 à 200 boulets, prélevés à la sortie de la presse en l'espace

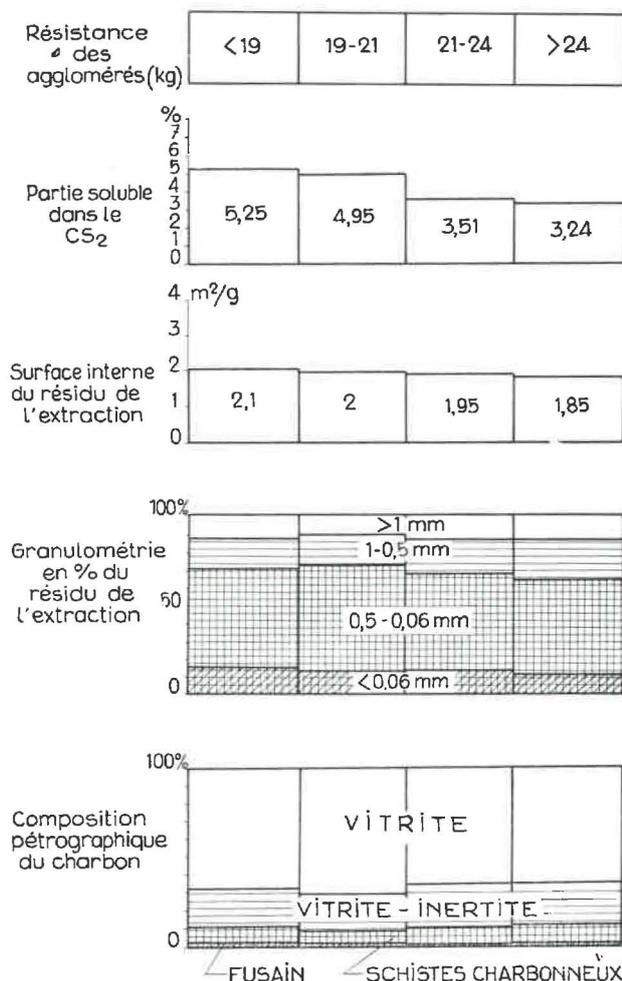


Fig. 1. — Variation des caractéristiques de 100 agglomérés en fonction de leur résistance.

de quelques secondes, en ayant soin de recueillir les agglomérés aussi uniformément que possible sur toute la largeur de la frette ;

2) des échantillons « globaux » constitués par la juxtaposition d'échantillons instantanés, régulièrement échelonnés dans le temps, prélevés pendant plusieurs postes, à raison de 3 à 10 échantillons par poste.

Si l'on désigne par n le nombre de boulets d'un échantillon instantané et par p le nombre d'échantillons, il est possible de définir quatre variances.

La variance globale :

$$V = \frac{\sum (R - R_m)^2}{n_p - 1}$$

($R - R_m$ représentant l'écart entre la résistance obtenue sur un boulet quelconque et la valeur moyenne globale calculée à partir des n_p boulets).

La variance d'un prélèvement instantané :

$$v_i = \frac{\sum (R - R_p)^2}{n - 1}$$

($R - R_p$ représentant l'écart entre la résistance d'un boulet et la moyenne calculée à partir des n boulets de l'échantillon instantané).

La variance instantanée de l'ensemble des prélèvements (moyenne des variances des prélèvements instantanés), soit :

$$V_i = \frac{\sum v_i}{p}$$

La variance des résistances moyennes instantanées :

$$V_t = \frac{\sum (R_p - R_m)^2}{p - 1}$$

($R_p - R_m$ désignant l'écart entre la résistance moyenne d'un quelconque prélèvement instantané et la résistance moyenne globale).

Cette dernière variance peut être considérée, en première approximation, comme une mesure de la dispersion dans le temps.

Le tableau I groupe les principaux résultats obtenus.

Il est curieux de constater que la dispersion instantanée est presque toujours du même ordre de grandeur que la dispersion dans le temps et qu'en dépit du soin apporté au contrôle des opérations, dans des installations expérimentales telles que celles de Verneuil et de Meurchin, la dispersion instantanée y conserve encore une valeur importante et comparable à celle des usines ayant les meilleures conditions de marche.

TABLEAU I.
Dispersion observée dans différentes usines.

Usine	Presse	Nombre de boulets par prélèvement n	Nombre de prélèvements p	Durée du contrôle jours	Résistance moyenne globale R_m	Variances			Ecart-types relatifs		
						globale e^2	instantanée e_i^2	des résistances moyennes instantanées e_t^2	global $100 \frac{e}{R_m}$	instantané $100 \frac{e_i}{R_m}$	des résistances moyennes instantanées $100 \frac{e_t}{R_m}$
1	1	150	15	3	90	450	212	278	23,6	16,1	18,5
	2	150	13	3	85	600	224	263	28,8	17,6	19,1
	3	150	12	1	92	441	255	184	22,8	17,3	14,7
2	1	185	13	7	89	129	85	57	12,7	10,3	8,9
	2	193	13	7	87	168	73	89	14,9	9,8	10,8
3	1	50	60	8	138	959	510	500	22,4	16,3	16,2
	2	50	40	5	166	836	723	301	17,4	16,2	12,7
	3	50	34	5	118	803	314	488	24,0	15,0	18,7
4	1	97	44	10	103	1.230	108	805	34,0	19,6	27,5
	2	100	22	3	103	400	231	207	19,4	14,8	14,0
5	1	200	19	2	113	361	192	157	16,8	12,2	11,1
	2	200	23	4	134	472	191	274	16,2	10,3	12,3
Meurchin		100	34	5	114	321	220	109	15,7	13,0	9,1
Verneuil		200	77	5	83	102	67	34	12,2	9,8	7,0

Une étude systématique a été entreprise en vue de préciser les causes des deux types de dispersion.

La *dispersion instantanée* trouve son origine dans trois phénomènes d'inégale importance :

- l'inégale répartition du liant à l'intérieur de chaque boulet ;
- les fluctuations de la teneur en brai des boulets ;
- l'irrégularité de la distribution entre les alvéoles.

Le premier phénomène joue certainement le rôle principal et il semble partiellement irréductible, si l'on conserve les techniques classiques d'agglomération. On peut toutefois espérer le réduire en cherchant un moyen de réaliser un mélange très intime du charbon et du liant ; dans cet ordre d'idées, l'application de la technique au bitume liquide additionné par pulvérisation après échauffement vers 200°, constituerait un progrès.

Les fluctuations de la teneur en brai des boulets sont relativement faibles, les procédés actuels de malaxage étant d'une efficacité satisfaisante à l'échelle du boulet sinon à l'échelle du gramme.

Le troisième phénomène semble jouer un rôle d'importance variable suivant les usines ; il est vraisemblable que celles où la dispersion instantanée est importante le doivent à une distribution irrégulière ; on peut, dans ces usines, espérer une amélioration sensible en agissant sur ce facteur.

La *dispersion dans le temps* est la résultante d'un grand nombre de causes entre lesquelles il est difficile d'établir une hiérarchie ; il est d'ailleurs probable que leur importance relative varie notablement d'une usine à l'autre. On y trouve encore l'irrégularité de la distribution, mais il s'y ajoute les fluctuations de dosage du brai, de durée de séjour dans le malaxeur et dans le distributeur, de l'humidité et de la granulométrie de la pâte, des caractéristiques du brai. Il est possible de réduire toutes ces fluctuations par un contrôle permanent des conditions de marche, ou mieux par différents dispositifs de régulation permettant de maintenir constants chacun de ces paramètres.

Les essais réalisés par le centre de recherches du Steinkohlenbergbauverein (Essen) confirment l'importance de la dispersion des résistances d'une série de boulets de même provenance. L'écart type global, qui atteint couramment 25 % lorsque la fabrication est peu suivie, ne descend que très exceptionnellement en dessous de 10 %, même dans des fabrication contrôlées avec soin.

On s'est demandé si une partie de la dispersion observée ne provenait pas de l'appareil de mesure lui-même ou plus exactement des conditions de contact entre les boulets et les plateaux de la presse.

Deux séries de mesures ont été réalisées, l'une avec des plateaux dont la surface était limitée à 1 cm², l'autre avec des plateaux garnis de caoutchouc souple. Ces dispositions ont modifié consi-

dérablement les résistances moyennes obtenues qui sont passées de 40 kg (dans le cas d'un contact ponctuel) à 80 kg (dans le cas du contact par l'intermédiaire de caoutchouc) mais l'écart-type relatif est resté pratiquement inchangé, ce qui démontre bien qu'il trouve son origine dans l'hétérogénéité intrinsèque des boulets.

L'exposé de Mr POZZETTO, consacré à *l'influence de la fragilité du charbon dans la fabrication des agglomérés*, résume une importante recherche réalisée à l'usine de Blanzy et qui a conduit à une amélioration spectaculaire de la cohésion des briquettes.

La fragilité varie dans une large mesure d'un charbon à l'autre et c'est un facteur sur lequel l'exploitant se trouve sans moyen d'action.

Il est cependant possible de remédier à la trop grande fragilité des grains en adoptant une granulométrie d'autant plus fine que le charbon est plus friable. La réduction des résistances des boulets constitués de charbons fragiles provient, en effet, dans une large mesure des cassures qui se produisent à travers les grains au cours de l'opération de briquetage. Celles-ci, n'étant pas enduites de liant, constituent autant d'amorces de rupture.

Un broyage plus fin a pour conséquence de diminuer le nombre de gros grains susceptibles d'être rompus ; de plus, il contribue à développer le volume de mortier intercalaire jouant le rôle de masses coussins relativement déformables. Ces faits ont été mis en évidence par une série d'analyses granulométriques réalisées avant et après briquetage, sur des pâtes et sur des agglomérés exempts de liant.

Sur le plan pratique, il a suffi, à Blanzy, d'installer un broyeur Carr et d'y passer les lavés à 0 - 8 mm destinés à la fabrication des briquettes et de les réduire ainsi à une granulométrie en dessous de 3 ou 4 mm, pour que la moyenne mensuelle de la cohésion des briquettes produites monte de 50 à près de 70 %, ce succès ayant pour seule contrepartie une légère augmentation de la consommation de liant.

La granulométrie du charbon doit également tenir compte du volume des agglomérés mis en fabrication ; pour les boulets ovoïdes de 20 g réalisés à partir de charbons relativement fragiles, il serait souhaitable de limiter la dimension maximum des grains au voisinage de 2 mm.

Il ne semble pas exister de limite à la finesse des produits qu'il est possible d'agglomérer ; certaines usines françaises introduisent dans leurs pâtes plus de 60 % de schlamms de flottation et des agglomérés ont été produits au Cerchar avec 100 % de schlamms flottés et des taux de brai inférieurs à 7 %.

La communication rédigée par M. DAHME, qui comportait *une étude comparative des mesures de la résistance des agglomérés au tambour et au levier*,

a donné lieu à un intéressant échange de vues au sujet des méthodes de contrôle des propriétés mécaniques des agglomérés. Deux procédés sont universellement utilisés pour le contrôle des agglomérés : la mesure de la résistance à l'éclatement d'agglomérés isolés, placés entre deux faces planes parallèles, et la mesure du pourcentage de refus obtenu en tamisant une charge d'agglomérés après qu'elle ait subi un traitement de choc dans un tambour normalisé.

Deux tambours sont couramment utilisés en France : le tambour Micum et le tambour Marine ; tous deux ont un diamètre et une longueur d'un mètre, ils ne diffèrent que par le nombre de tôles de relevage qui est de 3 dans le type Marine et de 4 dans le type Micum.

Les charges traitées sont de 50 kg et l'appareil effectue 50 rotations à la vitesse de 25 tr/min.

Le résultat de l'essai est apprécié par tamisage : l'indice de cohésion est le pourcentage de refus, sur un tamis généralement constitué par des barres de 10 mm espacées de 15 mm.

Le tambour normalisé allemand a 1 m de longueur, 90 cm de diamètre et trois tôles de relevage de 100 mm de largeur. La charge, la vitesse de rotation et le nombre de tours sont les mêmes que pour les essais réalisés en France. Le tamisage s'effectue sur une tôle à perforations carrées de 30×30 mm ou de 20×20 mm suivant que le poids des agglomérés est supérieur ou inférieur à 50 g.

La méthode du tambour a pour principal inconvénient d'exiger un échantillon important, aussi s'est-on attaché, en Allemagne comme en France, à réaliser des tambours de plus petite capacité.

La première partie de l'étude de M. Dahme est consacrée à ce problème ; elle montre qu'un tambour de 18,5 cm de longueur et de 90 cm de diamètre peut fournir des résultats très voisins de ceux que l'on obtient avec le tambour normalisé allemand, pour autant que l'on maintienne constants la hauteur de chute (identité du diamètre des deux appareils), la vitesse de rotation, le nombre de révolutions et le degré de remplissage (poids de boulets par unité de volume du tambour).

En fait, le tambour de longueur réduite donne des résultats un peu plus faibles lorsque la cohésion des boulets est inférieure à 50 ou 60 % et un peu plus élevés au-delà de 60 %. Mais l'écart entre les deux valeurs n'excède pas 4 ou 5 points.

Ces résultats peuvent être mis en parallèle avec ceux qui ont été obtenus en France en utilisant un tambour Micum dont la longueur est réduite à 10 cm et dans lequel on expérimente une charge de 5 kg.

La seconde partie de l'étude de M. Dahme traite de la mesure de la résistance à l'écrasement et de la relation entre cette résistance et celle que l'on peut déduire de l'essai au tambour.

Si l'on ne considère que des boulets de même forme et de même poids moyen, il existe une très bonne corrélation entre les résistances mesurées à la presse et les cohésions au tambour (coefficient de corrélation statistique : $r = 0,92$). Cependant, cette corrélation ne joue plus lorsqu'on expérimente des agglomérés de poids différents. En effet, si la résistance à l'écrasement s'accroît proportionnellement à la dimension linéaire des boulets (ou encore proportionnellement à la racine cubique de leur poids), la cohésion, au contraire, diminue avec l'augmentation de poids, les énergies cinétiques mises en jeu au cours de la chute augmentant plus rapidement que la résistance du boulet. L'amélioration des moyens de détermination de la résistance à l'écrasement (notamment par la mise au point de la presse automatique du Cerchar) ne doit pas faire perdre de vue que les résultats obtenus ne peuvent être comparés entre eux que pour des boulets de même forme et de même poids. La détermination de la cohésion au tambour reste l'essai de référence indispensable, si l'on veut comparer des agglomérés différents, dans des conditions expérimentales ayant un rapport direct avec les sollicitations qu'ils auront à subir au cours des manipulations de chargement, de déchargement et de mise en stock.

Il faut encore souligner qu'en raison de la dispersion des résistances individuelles des boulets, il est toujours indispensable de prélever des échantillons suffisamment nombreux lorsque l'on désire caractériser une fabrication. En pratique, toute détermination faite sur un lot ne comportant pas un minimum de 60 à 70 boulets, doit être considérée comme peu concluante.

L'étude expérimentale de la combustion des boulets, présentée par M. CHAUVIN, a attiré l'attention sur le rôle très important que jouent les cendres lors de la combustion.

L'expérience réalisée dans une petite chaudière de chauffage central a montré que, dans les mêmes conditions de réglage, des boulets à teneur en cendres de 10 à 12 % se comportent sensiblement mieux que des boulets à 4 % de cendres ; ils permettent d'obtenir une puissance calorifique moyenne plus élevée, une régularité de chauffage plus grande et de plus faibles taux d'imbrûlés solides.

Les mêmes constatations peuvent être faites dans des poêles domestiques à combustion à travers la masse, lorsque ceux-ci fonctionnent à allure réduite. En particulier, l'allure limite de marche au ralenti est nettement plus basse avec les boulets cendreux ou, si l'on préfère, la température critique d'extinction des boulets cendreux est inférieure à celle des boulets peu cendreux.

Une étude de laboratoire a été entreprise en vue de préciser l'origine de cette action bénéfique des

condres ; elle a abouti aux conclusions suivantes :

— aux températures élevées, la couche de cendres enveloppant le noyau de carbone joue le rôle de calorifuge et s'oppose à toute variation importante de la température du front de combustion, en dépit des échanges de chaleur qui se produisent entre le boulet et le milieu ambiant ;

— aux températures moyennes, les inclusions de cendres dans les grains de charbons peuvent jouer le rôle de mèches et faciliter la diffusion de l'oxygène à l'intérieur du combustible.

Cette action favorable des cendres est très sensible dans les foyers à forte dissipation latérale de chaleur, ce qui est notamment le cas des petites chaudières de chauffage central. Dans les foyers à faible dissipation latérale de chaleur, tels que les poêles domestiques garnis de réfractaires, l'influence des cendres est moins marquée et n'apparaît de façon nette que lors des marches au ralenti.

Il reste bien évident que l'utilisation de combustibles cendres présente des inconvénients inhérents aux opérations de décrassage et de manipulation des cendres. Ces inconvénients sont cependant moindres dans le cas des agglomérés, dont les cendres restent généralement pulvérulentes, que dans le cas des combustibles en grains.

On peut retenir du débat qu'il paraît contre-indiqué de chercher à produire des agglomérés à très faible teneur en cendres, des taux de l'ordre de 6 à 7 % constitueraient un minimum souhaitable pour le bon fonctionnement des poêles domestiques et il semble que ce taux pourrait sans inconvénient s'élever jusqu'à 10 ou 12 % dans le cas d'agglomérés destinés à l'alimentation des chauffages centraux.

II. — TECHNIQUE CLASSIQUE D'AGGLOMERATION AU BRAI OU AU BITUME

La communication de MM. LEFEVRE et LUSINCHI décrit les moyens mis en œuvre à la station d'essai du Cerchar, à Meurchin, dans le domaine de la *régulation de la fabrication des agglomérés*.

L'objectif de ces études est de réduire la dispersion de résistance des boulets, cette réduction de dispersion étant susceptible de conduire à une diminution de la consommation de liant, sans que la résistance des agglomérés tombe en dessous du minimum imposé.

Les recherches ont porté sur trois points :

- Régulation de la composition de la pâte ;
- Régulation du niveau de la pâte dans le malaxeur ;
- Régulation du niveau dans le distributeur.

Dans de très nombreuses usines d'agglomération, le dosage des constituants de la pâte est réalisé par des appareils volumétriques tels que soles tournantes

ou bandes doseuses soutirant sous une trémie. Même lorsqu'ils sont bien réglés, ces appareils sont influencés par de multiples variables : hauteur de charge dans la trémie, humidité et granulométrie du produit à doser. Il en résulte des fluctuations de débit qui atteignent couramment 20 à 30 %.

La première condition pour réaliser un dosage précis est donc de recourir à des doseurs gravimétriques. Cinq types d'appareils de ce genre sont décrits dans la communication de MM. Lefèvre et Lusinchi. Les deux premiers (Doseur Stein et Roubaix et Doseur Fourray) comportent une bande transporteuse à vitesse constante, dont la charge est réglée par l'action d'un volet asservi à un dispositif de pesée du type balance « romaine ». Ce genre d'appareil est relativement peu coûteux et donne des résultats satisfaisants ; toutefois, il se prête mal à l'automation totale du réglage.

Les trois autres appareils (Cybermeca, Schenck et Synergo) comportent une bande transporteuse à vitesse variable asservie à un dispositif électronique.

Le débit (produit de la densité de chargement par la vitesse de translation) est mesuré par une tension électrique que l'on met en opposition avec une autre tension réglable. Ce type d'appareil permet d'asservir le doseur de brai au doseur de charbon et de maintenir constant le pourcentage de brai quel que soit le débit de pâte.

Le doseur Stein et Roubaix et le doseur Cybermeca ont tous deux été utilisés à l'usine de Meurchin, la précision de réglage qu'ils permettent d'atteindre est du même ordre de grandeur, les variations de débit instantané restant inférieures à 2 %.

Le ramollissement du brai et son mélange intime avec le charbon exigent un temps de malaxage minimum de l'ordre de 7 à 8 minutes.

Pour que la durée de mélange ne tombe pas en dessous de cette valeur limite, il importe que le niveau de pâte dans le malaxeur soit maintenu continuellement au voisinage du maximum, en dépit des variations de débit qui peuvent se produire.

Ceci pose le double problème de la détection du niveau de pâte dans le malaxeur et du réglage automatique du débit des doseurs.

Ces problèmes ont été résolus par l'utilisation de deux faisceaux de rayons γ émis par des sources de cobalt radioactif et détectés par deux compteurs Geiger disposés en des points diamétralement opposés (fig. 2).

Le faisceau supérieur est situé tout en haut du malaxeur ; lorsqu'il vient à être occulté par la montée de la pâte, le compteur Geiger correspondant actionne les sécurités qui interrompent l'alimentation.

Le faisceau inférieur, situé 40 cm plus bas, définit le niveau normal de la pâte. Dès que ce faisceau cesse d'être occulté, le compteur Geiger correspondant déclenche une impulsion électrique

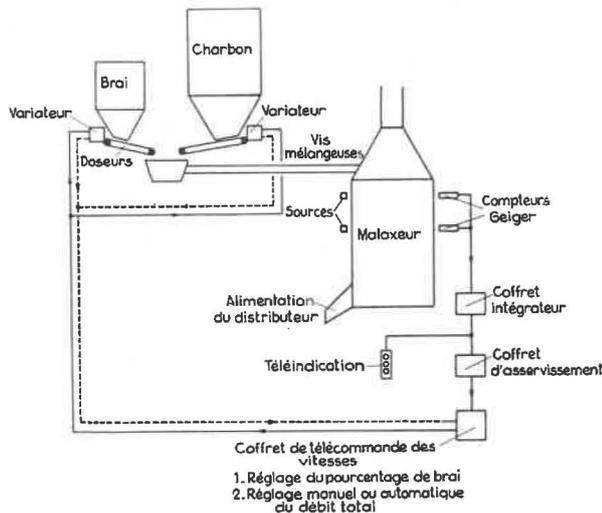


Fig. 2. — Dispositif de régulation du niveau de la pâte dans le malaxeur.

qui provoque une accélération de l'alimentation ; une nouvelle impulsion est transmise toutes les 20 secondes, provoquant une nouvelle variation de vitesse dans le sens de l'accélération ou de la décélération, selon que le faisceau inférieur traverse ou non le mélangeur. En marche normale, le niveau de pâte oscille lentement autour du niveau du faisceau inférieur, la période de ces oscillations est d'environ 10 minutes et leur amplitude de l'ordre de 15 cm.

Dans la plupart des usines, la régulation du niveau de pâte dans le distributeur est réalisée par le pressier lui-même. Celui-ci ouvre plus ou moins la porte du malaxeur en se repérant sur un indicateur dont le déplacement est lié à la position d'une palette qui prend appui sur la pâte contenue dans le distributeur.

Une trop grande fluctuation du niveau de la pâte dans le distributeur entraîne des fluctuations de température et de pression dans l'alimentateur, d'où la nécessité d'une régulation suffisamment progressive, évitant les à-coups.

A l'Usine de Meurchin, cette régulation a été réalisée en intercalant un tambour à alvéoles entre le malaxeur et la vis d'alimentation de la presse, la vitesse de rotation de la vis et du tambour étant asservie à la position de la palette de contrôle du niveau de pâte dans le distributeur.

La mise en œuvre de ces différents dispositifs de régulation a entraîné une réduction sensible de la dispersion des caractéristiques des agglomérés produits, tout en facilitant la conduite des installations. On peut actuellement obtenir de façon courante des boulets de 40 g à 6,5 % de brai, dont l'indice de cohésion au tambour dépasse 70 % et dont la résistance moyenne atteint 100 kg, avec une dispersion instantanée de 13 %.

Le problème de la *distribution de la pâte dans les presses à roues tangentes* a été abordé dans les exposés de MM. KLEINBERG et LALY.

De nombreuses études théoriques ont mis en évidence l'influence de la pression dans les techniques d'agglomération. Pour chaque type de pâte, il existe une pression d'agglomération optimum et, dans l'ensemble, on peut dire que la pression à exercer doit être d'autant plus élevée que la granulométrie de la poudre à agglomérer est plus fine.

Pour chaque matière, il existe également une pression « critique » pour laquelle la densité de l'aggloméré atteint la densité vraie de la matière. Au-delà de cette pression, l'aggloméré se comporte comme un solide élastique ; au voisinage de cette pression, la densité de l'aggloméré augmente avec la pression mais d'une façon extrêmement lente, en sorte qu'à une très légère variation de densité correspond une très grande variation de la pression. L'augmentation de la pression d'agglomération peut entraîner une sensible diminution de consommation de liant ; toutefois, il découle des relations densité-pression que le réglage de l'alimentation doit être d'autant plus précis que l'on approche davantage de la pression « critique ».

La pression maximum réalisable dans les presses classiques à cylindres et à alvéoles est fonction du rapport entre la quantité de matière entraînée par les roues mouleuses et le volume des alvéoles. Pour l'augmenter, on peut utiliser des roues de plus grand diamètre, réduire la profondeur des alvéoles ou, éventuellement, agir sur l'angle d'entraînement qui est lui-même fonction de l'adhérence entre la matière à mouler et la surface des roues.

Les roues mouleuses à alvéoles ovoïdes s'accommodent cependant mal de pressions d'agglomération très élevées, en raison de la différence de compression qui existe entre les deux extrémités du boulet. Si l'extrémité avant se trouve comprimée au maximum, c'est-à-dire jusqu'à la pression critique, l'extrémité arrière sera surcomprimée et se comportera comme un solide élastique. La détente, au démoulage, entraînera le décollement de deux calottes de l'aggloméré avec formation de ce que les agglomérateurs nomment un « bec de canard ».

Divers artifices ont été proposés pour atténuer la différence de compression entre les deux extrémités de boulets, par exemple la forme dissymétrique ou même la production de demi-boulets, suivant la suggestion du Professeur Seidenschur ; cette dernière solution présente cependant l'inconvénient de donner des agglomérés à arêtes très vives, qui s'effritent facilement.

Depuis la dernière guerre, la Société Conreur-Ledent et Cie a mis au point un nouveau type de presse qui produit des boulets en forme de « quartier d'orange ». Ces presses s'accommodent de pressions d'agglomération très élevées, tout en atténuant no-

tablement les inconvénients des arêtes trop vives des demi-boulets. La disposition actuellement adoptée, dans ce genre de presses, est illustrée à la figure 3. Les alvéoles n'existent que sur une des deux frettes, chaque rangée d'alvéoles étant décalée d'un demi-pas par rapport aux rangées voisines ; l'autre frette est à gorges lisses et, au besoin, elle peut être entraînée à une vitesse légèrement supérieure à celle de la frette à alvéoles, en vue de réaliser une parfaite égalisation des pressions à l'intérieur du boulet.

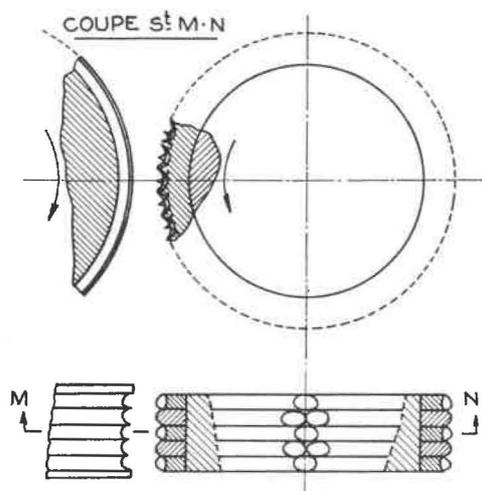
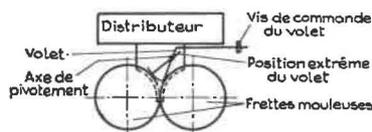
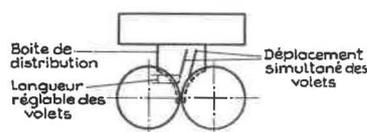


Fig. 3. — Frette à disques multiples avec alvéoles « Quartier d'Orange ».

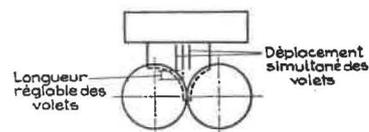
Les frettes de ce genre, de faible diamètre, ne permettent cependant pas de produire automatiquement de fortes pressions d'agglomération, mais elles s'en accommodent bien, si la pâte qui leur est distribuée est « précomprimée » par un dispositif mécanique adéquat. Un dispositif de ce genre est actuellement en cours d'expérimentation à la station d'essais



1. Ancienne boîte ;
Conreur-Ledent



2. Nouvelle boîte ;
Conreur-Ledent



3. Nouvelle boîte
Cerchar

Fig. 5. — Evolution des boîtes de distribution.

du « Comité de l'Importation Charbonnière » de France ; le principe de son fonctionnement est illustré à la figure 4. Comme on peut le voir, il s'agit d'un distributeur à axe horizontal dont les pales sont animées d'un mouvement de rotation rapide. La pâte s'échappe tangentiellement par les orifices m_1 et m_2 disposés en regard des roues mouleuses. Des tiroirs réglables p permettent d'assurer la répartition de la pâte suivant une génératrice horizontale des frettes, le réglage de la précompression étant assuré par variation de la vitesse de rotation du distributeur.

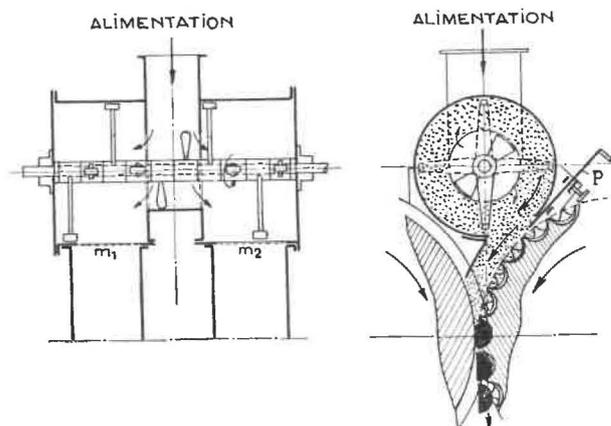


Fig. 4. — Distributeur à force centrifuge pour presses « Quartier d'Orange ».

Ce nouveau type de distributeur n'a pas encore été sanctionné par l'expérience ; sa mise au point présenterait un intérêt incontestable en matière d'auto-agglomération à haute pression, les seules presses actuellement utilisées dans ce domaine (presses à pistons et presses à anneau) se prêtant mal à la réalisation d'unités de grande capacité.

La communication de M. LALY rend compte des progrès réalisés, en France, dans la construction des boîtes de distribution des presses à ovoïdes de type courant. Cette évolution est illustrée par les trois schémas de la figure 5. Dans l'ancien modèle de boîte Conreur-Ledent, le réglage de l'alimentation sur la largeur de la frette était assuré par trois volets d'inclinaison réglable (un long volet central et deux volets latéraux plus courts). Ce réglage par variation d'inclinaison a été abandonné, par la suite, au profit du système qui figure au deuxième schéma. Dans cette nouvelle boîte Conreur-Ledent, les trois volets ont une inclinaison fixe de 80° ; ils sont pour-

vus d'un réglage en longueur qui assure la bonne répartition de la pâte sur la largeur de la frette et d'un réglage par déplacement simultané des trois volets dans le sens horizontal, qui agit sur la pression d'agglomération.

Le troisième système a été mis au point au Cerchar. Son mode de fonctionnement ne diffère pas essentiellement de celui de la nouvelle boîte Conreur-Ledent ; toutefois, les volets inclinés ont été remplacés par des volets verticaux, le volume de la boîte a été considérablement augmenté en déplaçant vers l'arrière la tôle de fermeture et le point

de distribution de la pâte a été reculé vers la frette arrière, le nouveau principe adopté consistant à utiliser les volets pour calibrer sur l'une des frettes un ruban de pâte d'épaisseur réglable.

Ces modifications ont eu pour résultats :

- d'entraîner une légère augmentation de résistance des agglomérés de 40 g, cette augmentation devenant d'autant plus importante que la pâte est plus grasse ;
- de permettre la fabrication d'agglomérés de 10 et 20 g dans des conditions beaucoup plus régulières ;
- de faciliter le travail de l'ouvrier pressier.

Par contre, on n'a pas enregistré de réduction sensible de la dispersion de résistance des boulets.

L'étude se poursuit en vue de réaliser un dispositif de réglage entièrement automatique, dans lequel la position des volets serait assujettie à un dispositif électromécanique commandé par les variations de la puissance absorbée par la presse.

Trois communications ont traité de l'utilisation des bitumes de pétrole pour l'agglomération des fines de houille.

La communication de MM. PROSTEL et RICE décrit la technique utilisée par les usines d'agglomération américaines.

Au départ de la raffinerie, le bitume liquide est chargé en wagons citernes. Ces wagons ont généralement une capacité de 38.500 litres, ils sont calorifugés et comportent un dispositif de réchauffage à la vapeur. La longueur du parcours varie de 600 à 3.000 km et les wagons restent en transit de 3 à 10 jours. A leur arrivée, ils sont à la température ambiante et ils doivent être branchés sur le réseau de vapeur de l'usine, pendant un temps variable entre 4 et 24 heures, avant que le bitume puisse être déchargé.

Le bitume est entreposé dans des réservoirs de stockage isolés et pourvus de tubes de réchauffage qui entretiennent une température de l'ordre de 95°.

Au moment de l'emploi, il est transféré dans un réservoir d'alimentation chauffé entre 115 et 150°. Le bitume liquide est pompé à travers des tubes chemisés de vapeur (tubes de 50 mm à enveloppes de 75 mm) convenablement isolés. Son dosage est assuré par des pompes à engrenages à vitesse variable et il est incorporé au charbon à l'aide de pulvérisateurs d'environ 3 mm d'ouverture dans lesquels on réalise une émulsion de bitume et de vapeur.

Le mélange de charbon et de liant tombe alors dans le malaxeur où sa température est portée au voisinage de 80° par injection de vapeur vive.

Au cours du transfert du malaxeur à la presse, la pâte se refroidit un peu et elle est finalement briquetée à une température égale ou légèrement inférieure au point de ramollissement du bitume (mesuré par la méthode « Ring and ball »).

La plupart des boulets sont en forme de baril aplati d'une centaine de grammes ; ils exigent un temps de refroidissement particulièrement long, généralement de l'ordre de 12 minutes mais qui peut aller jusqu'à 23 minutes.

La teneur en bitume varie suivant la nature du produit à agglomérer, elle est de l'ordre de 6,5 % pour les charbons bitumineux, 7,5 % pour le coke de pétrole, 8 % pour l'antracite et 8,5 % pour le semi-coke. Les agglomérés obtenus contiennent de 2 à 7 % d'eau et ont une résistance comprise entre 140 et 200 kg.

La technique au bitume liquide a été développée en France dans l'usine pilote de Fontanes des Houillères des Cévennes et ce sont les résultats obtenus dans cette usine qui constituent la base de la communication présentée par MM. BROT et GAUSSORGUES.

Les premiers essais réalisés à Fontanes au moyen de bitume de distillation directe ont donné des résultats plutôt décevants. Les caractéristiques de ce bitume étaient les suivantes :

- pénétration à 25° : 7 à 8 ;
- indice Conradson : 24 ;
- point de ramollissement KS : 64°.

La valeur réduite de l'indice Conradson traduit l'insuffisance du pouvoir cokéfiant de ce liant. Cette déficience a dû être corrigée par l'incorporation à la pâte de 10 % de charbon gras, en vue d'obtenir des agglomérés présentant une bonne tenue au feu.

Par la suite, la société Shell Berre a mis au point la production d'un bitume de cracking dont les caractéristiques se rapprochaient beaucoup plus de celles du brai de houille :

- pénétration à 25° : 2 à 3 (contre 0,5 mm pour le brai) ;
- indice Conradson : 38 (contre 38 à 42 pour le brai) ;
- point de ramollissement KS : 68° (contre 72 ± 2 pour le brai).

L'utilisation de ce nouveau liant a permis de supprimer l'addition de charbon gras et la fabrication a été poursuivie sans arrêt depuis mai 1955, dans des conditions qui sont considérées comme pleinement satisfaisantes.

La figure 6 donne une idée des dispositions adoptées pour l'adduction du liant au sommet du malaxeur.

Entre mai 1955 et janvier 1959, l'usine de Fontanes a utilisé simultanément une presse de 30 t/h fonctionnant au bitume liquide et deux presses de 10 t/h fonctionnant au brai de houille.

La comparaison des prix de revient fait apparaître un léger écart, de l'ordre de 130 à 150 FF par tonne d'aggloméré, au profit de la technique au bitume.

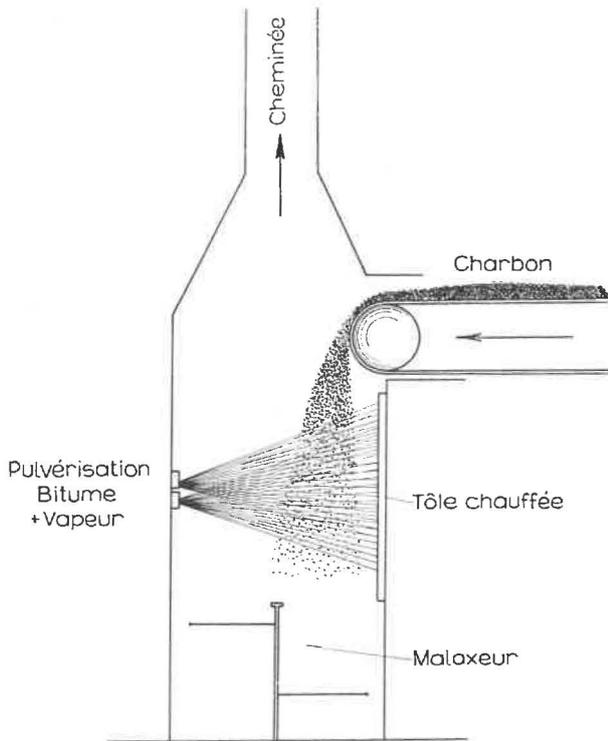


Fig. 6. — Schéma du dispositif d'adduction du bitume liquide.

Parmi les autres avantages de cette technique, on peut citer :

- la simplification des manipulations de stockage ;
- la suppression des installations de broyage de brai et des poussières irritantes qu'elles produisent ;
- la simplicité et la précision du dosage de l'agglomérant par pompage ;
- la qualité plus constante des agglomérés due à la stabilité des caractéristiques du bitume et à sa bonne répartition dans la pâte ;
- la réduction des fumées produites lors de la combustion et des dépôts goudronneux qui se forment dans les cheminées.

Les Houillères du Nord et du Pas-de-Calais ont tenté de substituer les bitumes de pétrole au brai de houille, dans la technique classique au liant solide. Les résultats de ces recherches sont exposés dans la communication de M. CHAIX.

Les propriétés des bitumes sont assez différentes de celles du brai : leur pouvoir cokéfiant est généralement faible et leur ramollissement est plus progressif en sorte que l'état pâteux intermédiaire entre l'état solide et la fusion franche s'étend sur une beaucoup plus large gamme de températures.

Ces propriétés particulières des bitumes sont à l'origine des difficultés techniques que l'on rencon-

tre dans leur emploi et dont les principales sont habituellement les suivantes :

- mauvaise broyabilité ;
- aptitude à reprendre en masse lorsqu'ils sont broyés et même à coller dans les trémies quand ils sont simplement concassés à 30 mm (ceci même à une température peu élevée de l'ordre de 10° C) ;
- aptitude des agglomérés à la déformation lors du chargement en wagons ;
- mauvaise tenue au feu qui augmente les pertes par imbrûlés ;
- aspect plus terne des agglomérés.

Les résultats obtenus par les Houillères des Cévennes montrent que la tenue au feu des agglomérés au bitume est fonction de l'indice Conradson du liant et que l'agglomération de charbons maigres peut être réalisée de façon satisfaisante lorsque la valeur de cet indice est égale ou supérieure à 38.

La broyabilité du liant ne peut être améliorée que par augmentation de son point de ramollissement. On a tout d'abord tenté de le relever par oxydation ; les résultats obtenus se sont avérés insuffisants, le relèvement du point KS ne s'accompagnant que d'une faible diminution de la pénétration. Des résultats assez favorables ont été obtenus par l'utilisation de liants mixtes constitués par mélange de brai et de bitume, mais cette solution entraîne des frais de transport, de stockage, de mélange et de manutention qui se sont avérés prohibitifs. La seule possibilité restante était d'obtenir des pétroliers des bitumes à haut indice Conradson et à haut point de ramollissement, utilisables à l'état pur dans les circuits de préparation et de manutention existants. Par distillation sous vide de résidus de cracking, la Société Shell est arrivée à préparer deux produits ayant les caractéristiques suivantes :

	Indice Conradson	Point R.B.	Pénétration à 25°
n° 1	38	85	2
n° 2	38	95	1

Ces bitumes ont été essayés à la station expérimentale de Meurchin. Le premier est utilisable pendant une partie de l'année seulement (température < 14°).

Le second peut être employé toute l'année, mais son manque de viscosité, à la température du malaxeur, le rend inutilisable sans l'addition d'huile anthracénique.

La déformation des agglomérés, lors du chargement, ne peut être évitée que par un refroidissement

plus long ou plus énergique des boulets. L'allongement de la durée de refroidissement est difficile à réaliser dans les installations existantes, mais un dispositif de refroidissement accéléré, mis au point par le Cerchar, permet de remédier au manque de susceptibilité des bitumes.

Ce procédé, très simple, consiste à humidifier les boulets et à évaporer l'eau dans un violent courant d'air, l'opération étant conduite de façon à obtenir des produits parfaitement secs avant leur chargement en wagons. On évite ainsi l'adhérence des poussières à la surface humide des boulets, qui conservent un aspect noir et brillant.

Le refroidissement accéléré a également été utilisé dans le Nord et Pas-de-Calais, dans des usines où les boulets au brai sont insuffisamment refroidis par temps très chaud.

De l'ensemble des essais effectués, on peut conclure que la fabrication de boulets au bitume solide ou liquide est possible en toute saison et permet d'obtenir des produits à peu près comparables à ceux que fournit l'agglomération au brai. Mais il est nécessaire, pour y parvenir, d'être assuré de la fourniture régulière de liants dont les spécifications ont été nettement précisées et peuvent servir de base à l'établissement d'un cahier des charges.

Les propriétés particulières des bitumes sont incontestablement mieux adaptées à la technique d'agglomération au liant liquide, ce qui n'est pas le cas pour le brai de houille, dont les caractéristiques se modifient quand il est maintenu pendant un certain temps aux températures de 130 ou 140°. On peut donc penser que les deux techniques continueront à être utilisées parallèlement. La production de bitumes spécialement étudiés pour l'utilisation sous forme solide présenterait ainsi un intérêt économique certain, en assurant un approvisionnement complémentaire à toutes les installations existantes, conçues pour l'utilisation du brai.

III. — TECHNIQUES NOUVELLES D'AGGLOMERATION

L'étude de l'agglomération par la lessive sulfiteuse présentée par MM. LEDENT et MARCOURT a été réalisée à la Station d'Essai d'Inchar, dans le cadre des recherches sur la production d'agglomérés non fumeux.

L'utilisation de la lessive sulfiteuse résiduaire de papeterie, comme agglomérant, n'a donné lieu, jusqu'à présent, qu'à un petit nombre d'applications industrielles. La lessive sulfiteuse présente cependant trois propriétés intéressantes susceptibles de justifier son emploi :

— Utilisée avec des charbons maigres, elle permet d'obtenir des agglomérés non fumeux, sans autre traitement thermique qu'un simple séchage.

- Additionnée à des charbons moyennement agglutinants, elle agit comme amaigrissant et fournit des boulets susceptibles d'être carbonisés, sans déformation et sans collage.
- Utilisée en mélange avec le brai, elle donne des agglomérés dont la résistance mécanique varie peu en fonction de la température, condition indispensable pour qu'ils puissent subir une carbonisation dans des fours continus où la charge s'échauffe tout en se déplaçant par gravité.

Les premiers essais réalisés au laboratoire d'Inchar ont eu pour objet de préciser les compositions de pâte les plus favorables. La figure 7 illustre les résultats obtenus à partir d'un charbon quart-gras de granulométrie 0-5 mm. Des diagrammes du même genre ont été tracés en partant de charbons gras ou de charbons flambants. Pour chaque type de charbon et pour chaque granulométrie, il existe une zone d'étendue réduite correspondant à une résistance maximum des agglomérés ; autrement dit, il existe une teneur optimum en eau et en liant.

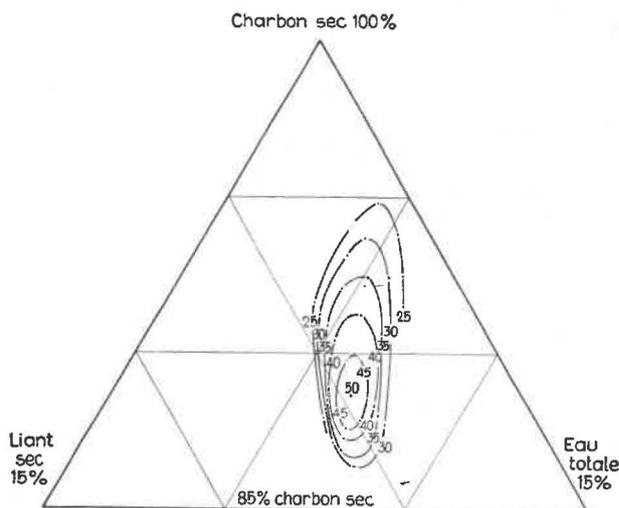


Fig. 7. — Répartition des courbes d'égale résistance des boulets en fonction des teneurs en eau et en liant (charbon 1/4 gras 0-5 mm).

En fait, l'agglomération à la lessive sulfiteuse s'apparente à un collage des grains bien plus qu'à la formation d'un béton. L'efficacité optimum est obtenue lorsque le film de liant couvre tous les grains et lorsque la couche de résidu sec, laissée par l'évaporation, a une épaisseur convenable, fonction de la nature et de la granulométrie du produit à agglomérer.

La résistance des boulets séchés varie très largement suivant le type de charbon : pour un même dosage de 7 % de liant, le quart-gras donne des résistances de l'ordre de 50 kg, le schlamme brut permet d'atteindre plus de 110 kg alors que le charbon flambant ne dépasse guère 15 kg. Tous ces chiffres sont relatifs à des boulets de 20 g ayant subi une

heure d'étuvage à 200° et une heure de refroidissement à l'atmosphère.

Ces résultats sont vraisemblablement assez proches de ceux que l'on peut escompter d'une dessiccation industrielle en four tunnel et il apparaît tout de suite que ce mode de séchage constitue l'un des points faibles de la technique d'agglomération à la lessive sulfiteuse ; la longue durée de l'opération exige l'utilisation de fours de très grandes dimensions et une inflammation spontanée de la charge, par échauffement localisé, est toujours à craindre.

La seconde partie de l'étude a été consacrée à la mise au point d'une nouvelle technique de séchage en lit de sable fluidisé.

Le dispositif expérimental est schématisé à la figure 8. La cuve de fluidisation est un cylindre vertical de 28 cm de diamètre intérieur entouré de réfractaires. Le fond de cette cuve, constitué par une dalle en céramique poreuse, surmonte une chambre de combustion dans laquelle débouchent deux brûleurs Meker ; deux autres brûleurs disposés dans des chambres latérales peuvent être mis en service lorsqu'on désire porter le lit de sable à très haute température.

Les brûleurs ne sont utilisés que pour le préchauffage du lit. Pendant l'opération de séchage, la fluidisation est assurée par de l'azote chauffé dans un four auxiliaire. Les agglomérés sont placés dans un panier en treillis métallique qui est immergé dans le lit de sable pendant un temps exactement mesuré.

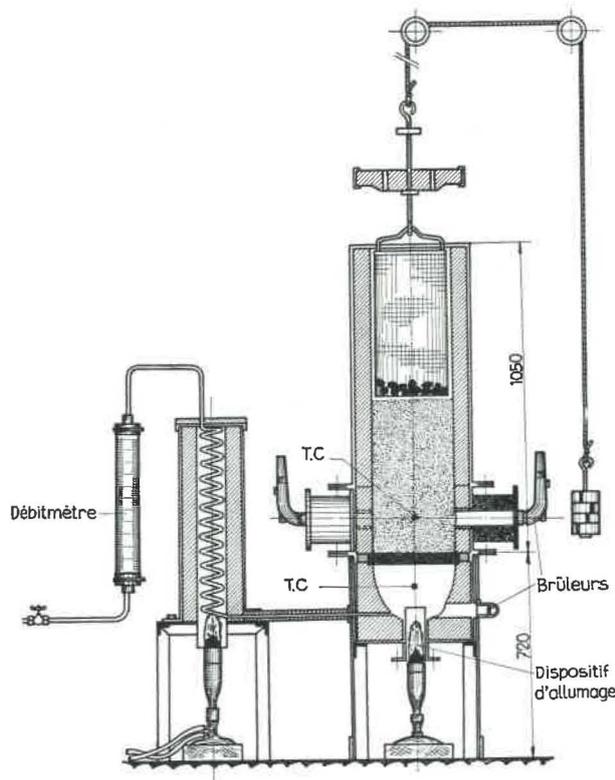


Fig. 8. — Dispositif expérimental de séchage en lit fluidisé.

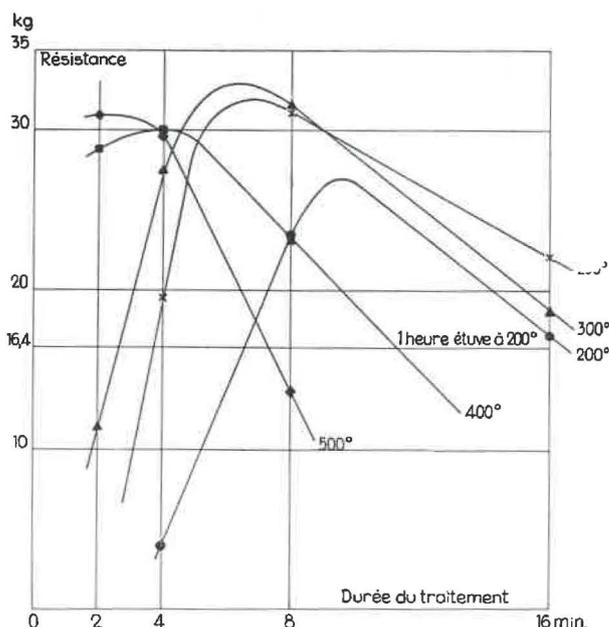


Fig. 9. — Résistance des boulets en fonction de la température et de la durée de traitement - Charbon flambant 0-2 mm
Mélange: 89 % flambant gras 0-2 mm
9 % lessive s. concentrée
2 % eau de dilution.

La figure 9 illustre les résultats obtenus, dans le cas particulier d'un charbon flambant de granulométrie 0-2 mm. Pour des températures de traitement comprises entre 250 et 500°, la durée optimum de séchage est de l'ordre de 6 à 7 minutes et la résistance maximum atteinte par les agglomérés est à peu près double de celle que l'on obtient après 1 heure d'étuvage à 200°. Les pertes par abrasion au cours du traitement thermique restent inférieures à 1/2 % et l'aspect des boulets n'est pas sensiblement modifié.

Des essais de séchage en lit fluidisé ont été répétés sur divers types de charbon. Les durées de traitement les plus favorables sont généralement comprises entre 2 et 6 minutes et, dans tous les cas, les résistances maxima atteintes dépassent celles que l'on peut obtenir après une heure d'étuvage à 200° ; l'écart entre les deux valeurs variant de 20 à 100 %.

De l'ensemble de cette étude se dégagent quelques conclusions pratiques :

1. Le traitement en lit de sable fluidisé constitue un progrès par rapport aux techniques traditionnelles de séchage en fours tunnels. Quatre avantages marquants peuvent être portés à son actif :

- très courte durée du traitement ;
- précision et uniformité du réglage de la température ;
- résistance accrue des boulets ;
- sécurité totale vis-à-vis de l'incendie.

2. L'agglomération à la lessive sulfiteuse par malaxage et briquetage à froid, suivis d'un séchage en lit de sable fluidisé, peut donner des boulets de

résistance mécanique élevée ; elle s'adapte particulièrement bien à l'agglomération des schlamms et des produits fins. Elle paraît susceptible de trouver diverses applications industrielles dans lesquelles le briquetage constituerait un conditionnement de la charge, précédant une opération de carbonisation ou de gazéification intégrale.

3. Les boulets obtenus par ce type d'agglomération ne peuvent être considérés comme des produits « finis » en raison de leur manque de résistance aux intempéries, toutefois des recherches sont en cours pour remédier à cet inconvénient et une firme commerciale vient de mettre sur le marché une colle à base de lessive sulfiteuse qui permettrait d'obtenir des agglomérés résistant à l'eau.

La technique de traitement en lit de sable fluidisé est actuellement en cours de développement à échelle semi-industrielle et un four de séchage continu d'une capacité de 750 kg/h vient d'être mis en service à la Station d'Essai d'Inichar.

Les communications de MM. GOEDKOOP et KARDAUN exposent les résultats des recherches entreprises par le laboratoire central des Mines d'Etat Néerlandaises, dans le domaine de l'auto-agglomération à haute température. Cette technique, étudiée en Belgique par MM. HARDY et DARMONT, repose sur l'utilisation d'une addition de charbon fusible en lieu et place de liant, le mélange étant préchauffé entre 400 et 500° en vue d'obtenir la plasticité voulue.

Les essais préliminaires, réalisés en laboratoire, ont permis de préciser le comportement des différents constituants du mélange et de déterminer l'influence qu'ils exercent sur la résistance des agglomérés.

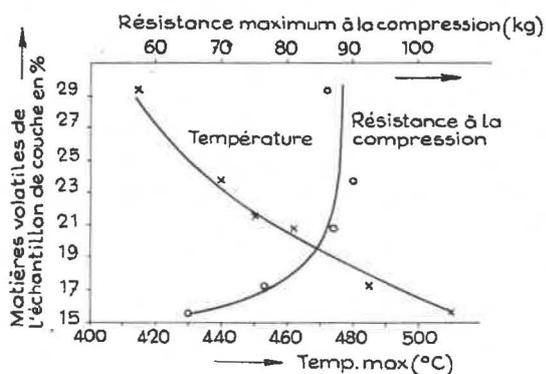


Fig. 10. — Influence de l'indice de M.V. du charbon fondant sur la résistance des agglomérés et sur la température optimum d'agglomération.

Le charbon fondant peut être choisi dans la gamme des charbons gras ou demi-gras. La figure 10 montre l'influence de l'indice de matières volatiles du fondant sur la résistance maximum des agglomérés et sur la température optimum d'agglomération. On note que cette température augmente systé-

matiquement lorsque l'indice de matières volatiles diminue ; les résistances maxima sont relativement constantes pour des indices de matières volatiles compris entre 20 et 30 %, mais elles diminuent assez rapidement lorsque l'indice de M.V. tombe de 20 à 15 %.

La résistance maximum des agglomérés est obtenue à des températures très inférieures à celles qui donnent le maximum de plasticité, l'élévation de la température d'agglomération entraînant des fissurations dues au trop grand dégagement de gaz de pyrolyse ; il est cependant possible d'augmenter la température d'agglomération, et partant la plasticité de la pâte, si l'on intercale un petit temps de dégazage entre le chauffage de la pâte et sa compression.

La matière non fondante, constituant la majeure partie de l'aggloméré, peut comporter des fines maigres, du coke ou un mélange de ces deux constituants.

L'addition de coke facilite le départ des gaz de pyrolyse, augmente la résistance des agglomérés et améliore leur fumivorté. Malheureusement, le coke a une teneur en cendres généralement fort élevée et sa dureté entraîne une très forte usure des presses et des installations de manutention. Ces inconvénients se révèlent à peu près prohibitifs.

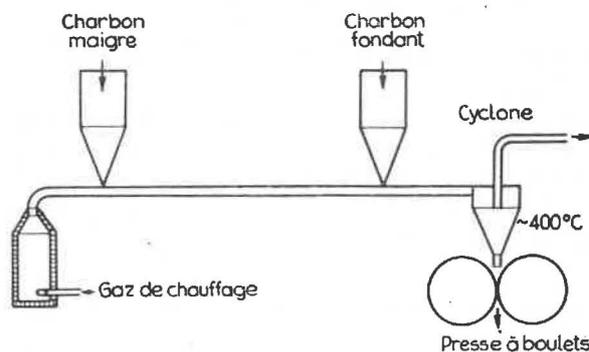


Fig. 11. — Schéma de l'installation semi-industrielle d'agglomération sans liant.

Les essais à échelle semi-industrielle visent à mettre au point une technique d'agglomération des fines maigres susceptible de produire des boulets beaucoup moins fumeux que les boulets au brai. L'objectif est de réaliser l'agglomération de mélanges comportant 70 à 80 % de fines maigres 0-1 mm et 20 à 30 % de charbon demi-gras broyé en dessous de 0,5 mm.

L'utilisation de charbon demi-gras impose une température d'agglomération élevée et une très grande précision du réglage de cette température, en évitant toute surchauffe susceptible de décomposer le charbon fondant. Ce résultat a été obtenu en utilisant le dispositif schématisé à la figure 11. Le charbon maigre est introduit dans un courant de fumées très chaudes (1200° C) circulant à 20 m/s ;

après un parcours de quelques mètres, la température du mélange est ramenée au voisinage de 600° et c'est à ce moment que l'on effectue l'addition de charbon fondant. Le mélange de charbons est séparé du courant gazeux par un cyclone qui précède la presse d'agglomération. L'installation est pourvue d'un régulateur automatique qui maintient la constance de la température du mélange alimenté à la presse, l'imprécision du réglage n'excède pas 5°.

Une autre difficulté résulte de la faible plasticité du mélange à agglomérer, qui conduit à l'utilisation de hautes pressions de briquetage.

Des essais comparatifs ont été réalisés au moyen d'une presse à piston et de 10 presses rotatives (5 presses à cylindres, 3 presses à quartiers d'orange et 2 presses à anneau).

La pression d'agglomération effectivement obtenue peut se mesurer au pourcentage de vide qui subsiste entre les grains de l'aggloméré.

Pour une même pression « effective », c'est la presse à piston qui donne les boulets les plus résistants.

Les résultats obtenus au moyen des trois autres types de presses sont relativement bien groupés ; finalement, c'est la presse à cylindres de 1,40 m de diamètre, à faible profondeur d'alvéoles, qui semble présenter le plus d'intérêt. Il est à noter que, pour les presses à « quartiers d'orange » comme pour les presses à cylindres, la résistance des agglomérés augmente tout d'abord avec le degré de compression, passe par un maximum, puis diminue assez rapidement. De nouveaux essais, actuellement en cours, s'orientent vers une technique de chauffage légèrement modifiée, qui permettrait d'améliorer la plasticité de la pâte, en vue d'éviter le recours à de trop hautes pressions.

L'étude de la variation de la résistance mécanique et de la surface spécifique d'agrégats de charbon, présentée par MM. DOLLIMORE, DOLLIMORE et NOWELL, s'apparente à une autre forme d'agglomération, par simple compression de charbons peu évolués à haut indice de matières volatiles.

Un charbon à 4,5 % de cendres et à 38,9 % de matières volatiles, broyé en dessous de 0,8 mm, a été comprimé sous forme de disques de 31,75 mm de diamètre d'un poids de 5 à 4 grammes, la pression d'agglomération variant de $1,1 \times 10^8$ à $12,4 \times 10^8$ dynes/cm² (108 à 1220 kg/cm²).

On a déterminé le module de rupture de ces disques (g/mm²) et les surfaces spécifiques (m²/g) obtenues par adsorption d'azote et par mesure de perméabilité.

Le module de rupture augmente, en fonction de la pression d'agglomération, suivant une loi à peu près linéaire.

Aucune des deux surfaces spécifiques ne varie de façon notable avec la pression d'agglomération

mais, en partant de la surface obtenue par perméabilité et de la fraction de vide de l'aggloméré, on peut calculer un rayon moyen de pore :

$$r = 2 \frac{V}{S} = 2 \frac{(\text{Volume des vides par g})}{(\text{Surface spécifique})}$$

qui serait lié au module de rupture par une loi logarithmique de la forme :

$$r = a \log R + b$$

a et b étant des constantes et R le module de rupture.

Quelques essais ont également été réalisés en vue de préciser l'influence de l'oxydation de la matière à agglomérer, par un chauffage d'une heure en présence d'air. Pour une température de traitement de l'ordre de 200°, on note une augmentation de la résistance de l'aggloméré qui pourrait être en corrélation avec une sensible augmentation de la surface spécifique de la poudre ; toutefois, les résultats sont encore trop peu nombreux pour permettre de conclure.

La communication de M. DEMOLON consacrée à l'*Anthracite 1954* retrace les étapes du développement du procédé d'oxydation des boulets au brai, qui a permis la production industrielle d'un nouveau combustible sans fumées susceptible de se substituer aux classés maigres.

Les premières recherches effectuées par le groupe de Douai des Houillères du Nord et du Pas-de-Calais ont débuté au début de l'année 1951. Dès le mois d'août de la même année, les essais passaient du laboratoire au stade semi-industriel et, au mois de mai 1953, un premier four industriel à fonctionnement continu (four A) était mis en chantier sur un emplacement situé à Fort de Scarpe, dans le voisinage immédiat de Douai.

Pour donner une image simple de cette réalisation, il faut partir de l'élément de base qui est le wagonnet composé d'un caisson en tôle dont le fond est constitué d'une grille mobile qui permet aux fumées oxydantes de traverser la couche de boulets et qui peut être basculée, après traitement, pour le déchargement des agglomérés.

La hauteur de la couche de boulets est de 1 m, la largeur de 1,80 m et la longueur de 3,20 m, la charge de chaque wagonnet atteint 3,5 tonnes.

Les wagonnets poussés sur la voie traversant le four s'encastrent pour former une rame continue dont le gabarit s'adapte exactement à l'ouverture du four.

Vingt wagonnets séjournent simultanément dans ce four-tunnel, d'une longueur totale de 64 m. Après un intervalle de temps de l'ordre de 15 à 20 minutes, un nouveau wagonnet rempli de boulets crus est poussé dans le four et s'encastre en queue de la

rame, celle-ci avance de 3,20 m et le dernier wagonnet sort du four avec son chargement de boulets traités.

Les fumées oxydantes nécessaires au traitement sont produites par combustion de gaz de four à coke et sont distribuées sur toute la longueur du four par une série de ventilateurs qui assurent une circulation rapide des fumées à travers la charge. Les carneaux de distribution des fumées sont disposés de manière à permettre un important recyclage en vue de récupérer une partie de la chaleur sensible des boulets traités et de réaliser la courbe de chauffage la plus favorable.

L'expérience acquise sur ce premier four a permis de construire 4 nouveaux fours tunnels : les fours B et C, mis en service en septembre et en novembre 1955, et les fours D et E, mis à feu en octobre et en novembre 1957. Ces fours comportent un casing métallique garni intérieurement de briques réfractaires et dont les éléments sont réunis par des joints de dilatation.

Le four A, qui avait été construit en béton et dont l'étanchéité laissait beaucoup à désirer, a été définitivement arrêté en septembre 1957.

Les quatre fours en service sont capables d'une production journalière individuelle de 400 tonnes, avec une consommation moyenne de gaz de 20 m³/t et une consommation électrique inférieure à 30 kWh/t.

Les conditions de marche actuellement adoptées sont les suivantes :

teneur en oxygène des fumées : 6 à 8 % ;
température : 330 à 380° ;
durée du traitement oxydant : 60 à 80 minutes ;
durée totale de séjour dans le four : environ 4 heures.

La chaleur dégagée par les agglomérés, au cours de leur séjour dans la zone d'oxydation, intervient pour une part importante dans le bilan thermique du procédé et, en augmentant la durée d'oxydation, il est possible de réaliser un fonctionnement entièrement autothermique, au prix d'une réduction de 4 à 5 t/h de la capacité de traitement des fours ; l'économie réalisée sur la consommation de gaz ne permet cependant pas de compenser les dépenses résultant de l'augmentation de la durée de traitement et le fonctionnement à pleine capacité reste sensiblement plus avantageux.

Les frais d'exploitation, au cours de l'année 1958, se sont décomposés comme suit :

main-d'œuvre et frais généraux	360 FF/t
gaz-électricité et fournitures diverses	350 FF/t
entretien etc...	250 FF/t
soit au total :	960 FF/t

A ce chiffre, il y a lieu d'ajouter les frais de financement et les amortissements calculés sur la base d'une durée de 6 ans.

Une nouvelle usine de traitement est en cours d'équipement au groupe d'Oignies. Grâce à une mécanisation plus poussée des manutentions et à une disposition plus rationnelle des fours, elle permettra une sensible réduction de main-d'œuvre.

Du point de vue commercial, l'Anthracine 1954 a remporté un succès incontestable. L'évolution des ventes au cours des exercices écoulés a évolué comme suit :

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

Pour l'année en cours, les ventes atteindront 480.000 tonnes et il est prévu de porter rapidement la fabrication à 800.000 tonnes par an.

Jusqu'à présent, tous les boulets traités étaient des boulets de 40 g, mais on envisage une prochaine mise en fabrication de boulets de 20 g.

De nouveaux développements du procédé sont à l'étude en vue d'étendre la gamme des charbons traités aux quart-gras et aux demi-gras.

Par ailleurs, un nouveau four, à transporteur métallique, vient d'être mis à l'essai à Fort de Scarpe. Ce four, prévu pour un débit horaire de 5 à 6 tonnes, présenterait différents avantages et notamment : une simplification des manutentions et une réduction de la consommation d'énergie et de la durée totale de traitement.

CONCLUSIONS

Des exposés qui ont été présentés et des échanges de vues auxquels ils ont donné lieu, se dégagent quelques tendances fondamentales des recherches et des développements actuellement en cours en France et dans les pays voisins ;

- tendance à la réduction de la consommation de liant, par une amélioration et une automatisation des procédés de régulation, à tous les stades de la fabrication ;
- substitution des bitumes de pétrole au brai de houille, dans les bassins où l'approvisionnement en brai n'est pas régulièrement assuré, cette substitution pouvant être réalisée sans augmentation de la consommation de liant et sans diminution de la qualité des produits, pour autant que les bitumes soient de caractéristiques convenables ;
- tendance au développement de nouveaux procédés de production d'agglomérés non fumeux, à partir des charbons maigres ou demi-gras, par des traitements moins onéreux que la carbonisation à basse ou à moyenne température.

Les pressions et les mouvements en terrains tendres ⁽¹⁾

J. VENTER,
Directeur d'INICHAR

par
et

P. STASSEN,
Directeur des Recherches à INICHAR

Les roches constituant le terrain stérile des différents gisements houillers d'Europe et du monde paraissent, à première vue, semblables ; elles ont cependant des propriétés mécaniques très variables. La résistance à la compression simple, par exemple, varie entre 25 kg/cm² et 1500 kg/cm².

Ces propriétés dépendent de la nature des roches, de la dimension de leurs éléments constitutants, de leur pétrification plus ou moins avancée, de leur fissuration, etc...

Les terrains où le grès domine sont durs et élastiques jusqu'à grande profondeur. Ceux qui contiennent une proportion élevée de schiste et de charbon sont tendres et fluent aisément déjà à faible profondeur. En d'autres termes, la nature pétrologique des roches joue le rôle principal. L'épaisseur des bancs et leur mode d'empilage jouent également un rôle important dans la tenue des terrains. Une alternance de bancs minces de roches de nature différente résiste moins bien à la flexion qu'un seul banc épais d'une roche moins solide.

De même, des bancs minces fournissent au soutènement un appui moins bon qu'un banc épais d'une roche moins solide ; en effet, les bancs minces cèdent facilement l'un après l'autre sous l'action des efforts tranchants qui naissent en bordure des pièces de soutènement et l'étau ou le cadre pénètre facilement dans la roche.

Pour apprécier la qualité des terrains qui entourent une excavation, il ne suffit pas de mesurer en laboratoire les qualités intrinsèques des roches qui interviennent, il faut aussi tenir compte des propriétés mécaniques des bancs, de leur compacité, de leur homogénéité, de leur épaisseur, de leur fracturation naturelle ou induite par les travaux d'exploitation.

(1) Communication présentée au Congrès International sur les Pressions de Terrains, organisé à Leipzig, en octobre 1958, par la Deutsche Akademie der Wissenschaften zu Berlin, Sektion für Bergbau.

Jusqu'à présent, ces deux facteurs, qualité des roches et qualité des bancs, ne semblent pas avoir été pris suffisamment en considération pour le choix des méthodes et des procédés d'exploitation. Trop souvent, les désordres observés dans les travaux sont attribués à la profondeur et aux fortes pressions de terrains.

La profondeur joue certainement un rôle, mais n'est pas seule en cause. On connaît des terrains à grande profondeur qui sont meilleurs que des terrains à faible et même à très faible profondeur.

Depuis sa création, Inichar a étudié ce problème théoriquement et expérimentalement. Il lui paraît maintenant possible d'énoncer la loi très simple qui régit ces phénomènes :

« La poussée au vide des roches, qu'elle soit descendante, ascendante ou latérale, dépend essentiellement de l'épaisseur totale des terrains de recouvrement, de la dureté de ces terrains et de la dureté des terrains encaissant le vide.

Ce sont les terrains voisins du vide considéré qui jouent le rôle le plus important, mais les bancs surincombants plus éloignés exercent aussi une influence. Ce dernier facteur peut varier en fonction des conditions antérieures. Des terrains, remués par une exploitation précédente, n'auront plus la même influence sur les exploitations sous-jacentes que des terrains vierges.

La qualité des roches peut être également fort influencée par l'humidité et les dérangements tectoniques. »

Enfin, il résulte également des travaux d'Inichar en ces dernières années que, dans les plus mauvaises conditions de terrains actuellement connues, il est possible d'adopter une découpe de gisement, un planning d'exploitation et des formes de soutènement assurant un contrôle efficace des mouvements du terrain en taille et en galerie.

I. Principes du découpage du gisement en terrains tendres.

Entre 1920 et 1930, les exploitants des mines de Campine furent confrontés avec de graves problèmes de pressions de terrains. Il s'avéra que des méthodes et procédés d'une valeur éprouvée dans les bassins du Sud de la Belgique étaient inapplicables en Campine et l'on douta même de la possibilité d'exploiter ce gisement.

Ce n'est guère qu'après 1930 et pendant les quelques années qui suivirent que se dégagèrent les doctrines et les règles qui allaient en permettre la mise à fruit.

Elles sont à recommander pour toutes les exploitations profondes en plaine et pour les exploitations moins profondes de couches encadrées de terrains tendres.

Par terrains tendres, il faut comprendre ceux où la résistance propre des roches est faible par rapport aux tensions dues au poids des terrains surincombants et aux surcharges d'exploitation.

Dans les gisements constitués de telles roches, il faut apporter un soin tout particulier au choix du soutènement, au découpage du gisement et au planning d'exploitation, car ces facteurs ont une influence considérable sur la tenue du réseau de galeries.

La bonne tenue des galeries est la condition indispensable à une exploitation sûre et stable. La mauvaise tenue des galeries entraîne de graves complications dans les transports principaux, dans le déblocage des tailles, dans l'acheminement du matériel au chantier et dans la ventilation. On peut dire que, sans belles voies, aucune organisation n'est possible dans les travaux du fond.

Dans les gisements en terrain tendre, il ne suffit pas de choisir un soutènement adéquat, il faut aussi observer les règles suivantes dictées par l'expérience:

1°) Eviter en principe dans les champs exploités les stots et les massifs abandonnés de charbon, qui

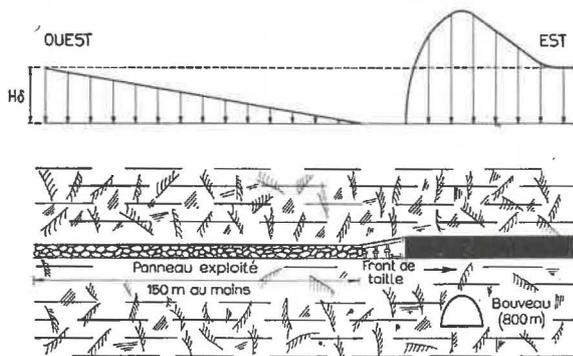


Fig. 1. — Le front de taille vient de 200 m à l'ouest et s'approche d'un bouveau de recoupe déjà creusé. L'onde de charge qui précède la taille et qui, à ce moment, a déjà atteint sa valeur maximum, agit sur les terrains qui surplombent le bouveau. Son revêtement va subir des sollicitations anormales et on doit s'attendre à une rupture d'équilibre dangereuse.

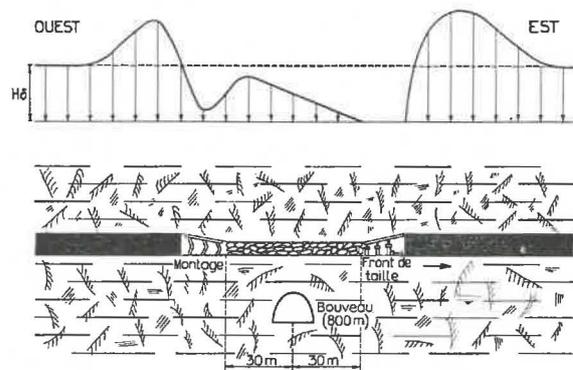


Fig. 2. — La taille a démarré à 30 ou 40 m à l'ouest du bouveau. De ce fait, quand la taille passe au-dessus du bouveau, il n'y a pas encore d'onde de charge devant la taille et le bouveau ne souffre pas. Après le passage de la taille, le régime des pressions, un moment perturbé, remonte progressivement à la valeur $H\delta$. La taille sera soigneusement remblayée au voisinage du bouveau pour réduire les perturbations dans le massif.

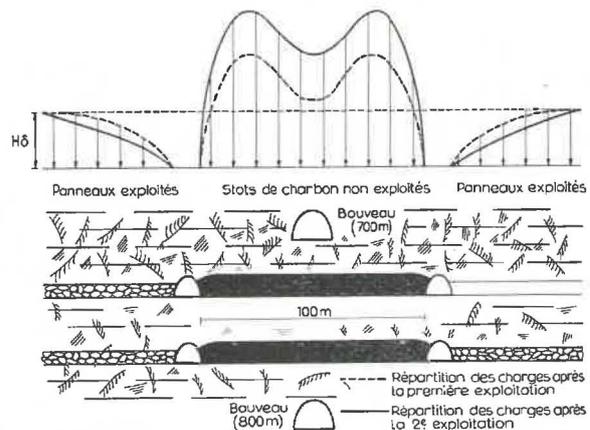


Fig. 3. — Des stots de charbon de 100 m de largeur ont été laissés dans le but de protéger les bouveaux de chassage déjà creusés aux étages de 700 et 800 m. L'exploitation des panneaux voisins a modifié le régime des pressions dans le massif houiller et a concentré les charges sur les stots où se trouvent les bouveaux. Les revêtements de ces bouveaux en solides claveaux de béton ont été complètement écrasés par ces sollicitations additionnelles.

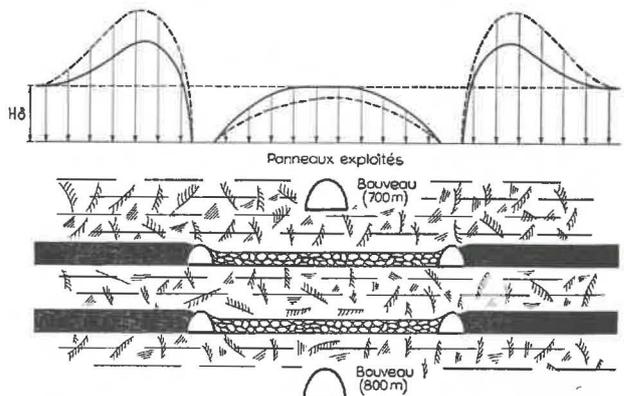


Fig. 4. — Les bouveaux de chassage à 700 et 800 m ont été creusés après l'enlèvement du charbon dans les 2 couches sus ou sous-jacentes par des tailles de détente. Ces bouveaux sont situés dans des zones où le régime des pressions ne sera plus perturbé par le démarrage des exploitations voisines.

constituent des « surépaisseurs » dans le massif et deviennent le siège de surpressions pouvant se transmettre à distance. La stabilité des excavations situées au-dessus, en dessous ou en bordure de ces massifs est généralement précaire (fig. 1, 2 et 3).

2°) Creuser les galeries principales en terrains détendus. Par exemple, avant de prolonger un bouveau au-dessus ou en dessous d'une couche que l'on vient de recouper, il y a lieu d'en enlever un large panneau, ce qui provoque la détente désirée (fig. 4 et 5).

6°) Eviter d'employer d'anciennes voies pour l'exploitation de nouvelles tailles, pour la même raison.

Quand un chantier a atteint la limite d'exploitation, il convient de dégarnir complètement les voies et de reprendre tous les cadres. Lors de l'exploitation du panneau voisin, on creuse une nouvelle voie à 4 ou 5 m de l'ancienne en ayant soin d'enlever le charbon entre les deux voies et de remblayer le vide.

7°) Proscrire l'exploitation simultanée de couches superposées. Dans un faisceau de couches relative-

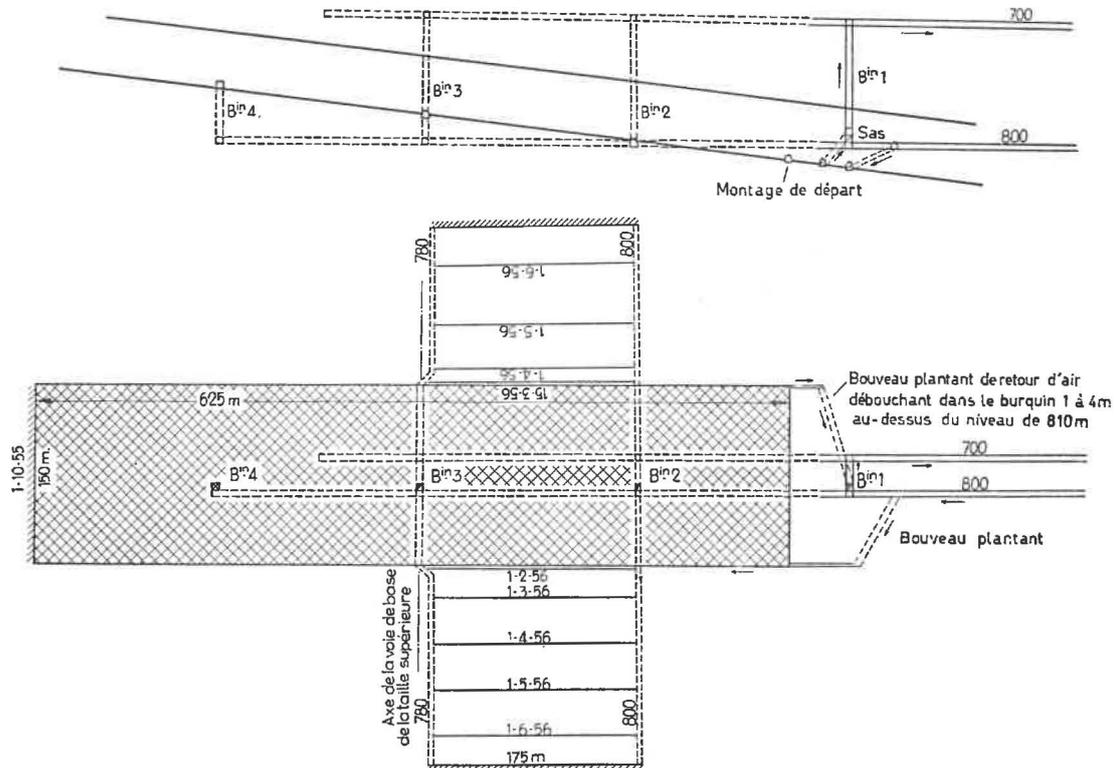


Fig. 5. — Recoupe d'une couche par le toit. Enlèvement d'une taille de détente dans chacune des 2 couches avant le creusement des bouveaux et des burquins.

3°) Eviter de pousser les galeries de chantier à plus de 4 à 5 m en avant du front d'abattage. Sans cette précaution, la galerie pénètre dans la zone surchargée qui précède le front.

D'après des mesures effectuées aux Pays-Bas [1] et en Allemagne [2], l'onde de pression qui précède une exploitation peut atteindre 1,5 à 4 fois la pression $H\delta$ qui règne à cette profondeur (fig. 6).

4°) En application de ce principe, proscrire dans une même couche le chantier à tailles multiples décalées l'une par rapport à l'autre.

La suppression en avant d'une taille détruit le tronçon de voie qui donne accès à la taille précédente.

5°) Eviter les exploitations rabattantes pour la même raison. Cette méthode est sans doute recommandable à faible profondeur et quand la tenue des galeries le permet. Elle est inapplicable dans les gisements où les roches sont peu résistantes.

ment rapprochées, on évitera de prendre en même temps deux exploitations superposées (voir 10°).

8°) Espacer les chantiers que l'on prend en même temps, de façon à les mettre chacun dans les meilleures conditions de sécurité, d'attelée intensive et d'avancement rapide.

9°) Eviter les courbes et les angles dans les galeries. Ces zones sont toujours vulnérables. Il convient de creuser des galeries aussi rectilignes que possible.

10°) Soustraire les chantiers d'exploitation et autres travaux à l'influence perturbatrice d'une taille en mouvement. Dans un même champ, l'exploitation d'une deuxième couche ne sera entamée que quand le régime des pressions, perturbé par le passage de la première exploitation, aura trouvé un nouvel état d'équilibre.

Les règles 7 et 10 sont tout spécialement à observer dans les gisements grisouteux pour une autre

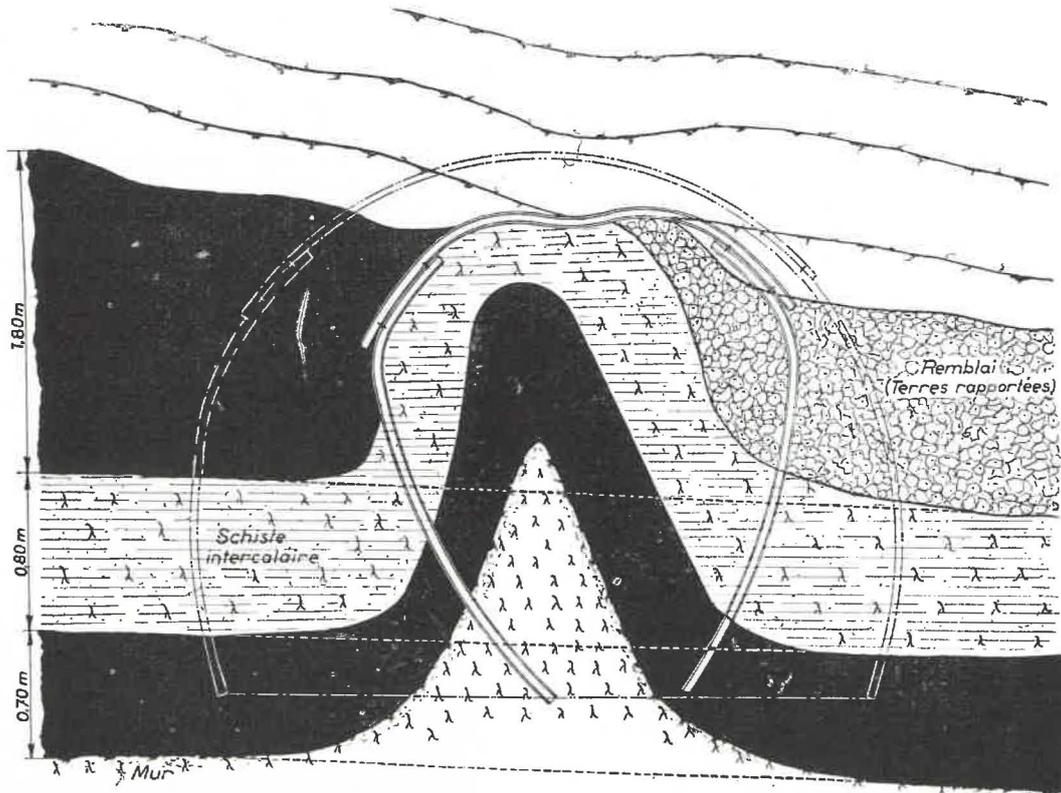


Fig. 6. — Fluage des roches dans une galerie, provoqué par l'onde de pression en avant d'une taille (bassin de Campine). La section est entièrement comblée par pénétration des montants dans le mur et par fluage du mur vers la couronne de la galerie. Le même phénomène a aussi été observé en l'absence de charbon dans le mur.

raison. La détente produite par une exploitation dans les terrains surincombants donne lieu à une émission parfois intense de grisou provenant des couches et veinettes se trouvant dans cette zone détendue. Les chantiers, montages, galeries et autres excavations se trouvant dans ladite zone servent de larges drains et se remplissent de grisou. Ce phénomène est utilisé dans la technique du captage.

11°) En terrains tendres, le soutènement des galeries doit comporter de larges surfaces d'appui, aussi bien au toit qu'au mur pour diminuer la pression unitaire de contact et éviter le poinçonnage et la fracturation des terrains.

12°) Si les roches entourant une galerie sont peu résistantes et si leur charge de rupture à la compression simple est inférieure à la pression $H\delta$ correspondant à la profondeur, il faut adopter des revêtements continus et circulaires, formés de claveaux de béton par exemple, pour former un manteau suffisamment résistant.

La découpe du gisement et le planning d'exploitation doivent toujours être établis avec les deux objectifs suivants qu'on retrouve dans toutes les règles énoncées ci-dessus :

1) Eviter les stots et les massifs abandonnés qui deviennent le siège de charges concentrées et qui

peuvent être assimilés aux piles d'un pont. Il est dangereux de creuser des galeries dans, en dessous ou même directement au-dessus de ces piliers.

2) Soustraire les réseaux de galeries et les chantiers d'exploitation à l'influence perturbatrice d'une taille en mouvement dont l'effet peut être assimilé à celui d'un rouleau compresseur.

II. Etude des soutènements

A. En bouveaux.

En Belgique, dans le bassin de Campine, les terrains sont généralement constitués de schistes très tendres. Dans les galeries, les soutènements en cadres métalliques habituels ou même circulaires posés à très courte distance les uns des autres (40 à 60 cm d'axe en axe), se sont presque toujours révélés inefficaces.

Les roches, qui au creusement paraissent fermes, s'altèrent rapidement sous l'action de l'air chaud et humide. Ces roches n'offrent plus aucune résistance aux poussées et fluent comme de l'argile dans les vides laissés entre les éléments de soutènement. Ceux-ci se déforment sous l'action de cette poussée centripète et entraînent des travaux d'entretien onéreux.

L'expérience a conduit à utiliser pour les bouveaux, qui constituent le réseau de galeries principales aux différents étages, des revêtements circulaires complets formés de solides claveaux de béton. Actuellement, plus de 60 % des bouveaux de Campine, soit 325 km, sont revêtus de cette façon. Le béton de ces claveaux a une résistance à la compression qui varie entre 750 et 900 kg/cm². Pour donner à ce revêtement circulaire une certaine déformabilité, on interpose entre les claveaux des planchettes en bois de 2 à 4 cm d'épaisseur. Ces joints compressibles, qui sont au nombre de 50 dans une section, donnent au soutènement la possibilité de se rétracter de 1 m à 1,40 m sur le pourtour. Ce cé dage est rarement obtenu avec des cadres métalliques cou lissants dont les dispositifs cé dants présentent toujours le risque d'un blocage intempestif.

Des essais ont été effectués en laboratoire sur plusieurs claveaux à faces polies, empilés sans interposition de planchettes, et la rupture a été obtenue pour des taux de compression variant de 450 à 600 kg/cm². En empilant les claveaux les uns sur les autres, on réduit fortement la résistance individuelle des éléments isolés. Ce fait ne peut s'expliquer que par les iné galités des surfaces en contact, qui donnent lieu à une répartition inégale des charges.

En interposant entre les claveaux des planchettes en bois blanc, comme cela se pratique dans les mines, on obtient la rupture des claveaux pour des taux de compression de l'ordre de 100 à 150 kg/cm², et les premières fissures apparaissent déjà sur les surfaces latérales pour des taux de l'ordre de 50 à 75 kg/cm².

Par la compression, le bois s'écrase et flue parallèlement aux fibres. Ce fluage fait naître dans les faces des claveaux des efforts de traction qui engendrent une fissuration et une fracturation des faces parallèles aux fibres pour des taux de compression très faibles ; en poursuivant la mise en charge, la rupture a lieu pour des taux de compression qui n'atteignent que 12 à 18 % de celui du béton des claveaux.

La rupture précoce est due, semble-t-il, dans ces essais aux efforts de traction et à des concentrations de charge provoquées par les nœuds dans le bois, c'est-à-dire par le manque d'homogénéité du matériau élastique.

Certains expérimentateurs déduisent de ces essais qu'il faut supprimer les planchettes entre les claveaux de façon à mieux utiliser leur résistance spécifique.

Inichar estime que, dans des terrains aussi tendres, il faut maintenir un soutènement relativement déformable. Dans tous les essais, on a constaté que les planchettes retardent la mise en charge des claveaux, mais accélèrent ensuite leur destruction.

Grâce aux planchettes, la détente des terrains peut être absorbée et répartie d'une façon régulière, sans induire de fortes sollicitations dans les claveaux. Au contraire, un revêtement sans planchettes, donc rigide, ne permet aucune détente des roches. Les poussées agissent rapidement sur les claveaux et les sollicitent très vite à un taux voisin de leur charge de rupture.

Des essais entrepris dans une mine de Campine confirment la nécessité de conserver le caractère déformable au soutènement des bouveaux en terrains tendres.

La photographie 7 montre deux sections contiguës d'un même bouveau, l'une avec planchettes entre les claveaux et l'autre sans planchettes. On constate



Fig. 7. — Photographie de la paroi d'un bouveau revêtu de claveaux de béton dans le bassin de Campine (charbonnage de Beeringen). A gauche, début de la section avec planchettes intercalaires et à droite, sans planchettes.

que, dans la section avec planchettes, les claveaux sont intacts, tandis que dans l'autre, ils sont pour la plupart fracturés et fissurés (fig. 8).



Fig. 8. — Photographie de la paroi du bouveau au milieu de la section sans planchettes intercalaires. Les claveaux sont fracturés et complètement déjetés (charbonnage de Beeringen).

Les essais en laboratoire ont eu cependant le grand mérite d'attirer l'attention sur la faiblesse de l'élément déformable qui conduit à une mauvaise utilisation de la haute résistance spécifique des claveaux, fabriqués cependant avec beaucoup de soin. L'objectif actuel est de rechercher, pour remplacer les planchettes, un matériau qui présente les qualités suivantes :

- 1) être assez souple et homogène pour absorber les inégalités du béton et répartir les charges ;
- 2) être le moins possible déformable en longueur et en largeur pour ne pas exercer par son fluage des efforts de traction sur les faces des claveaux ;
- 3) avoir une résistance à la compression suffisante pour ne pas s'écraser sous de trop faibles charges et conserver une certaine plasticité sous des charges croissantes ;
- 4) ne pas s'altérer sous l'action des eaux de mine ;
- 5) être si possible incombustible pour rendre le revêtement de ce vaste réseau de galeries totalement ignifuge.

Des essais ont eu lieu en laboratoire avec différents produits : déchets de bois comprimé, Nové, Linex (déchets de lin comprimé) et ont donné des résultats nettement plus favorables que les planchettes de bois. Le taux de compression à la rupture de l'ensemble claveaux-planchettes est remonté de 100 à 150 kg/cm² à 300 à 400 kg/cm². Les essais dans la mine viennent d'être entrepris avec ces différents produits dont certains coûtent moins cher que le bois ordinaire. Les premiers résultats semblent encourageants.

B. En voies de chantier.

Dans les voies de chantier, le soutènement ne peut et ne doit pas s'opposer à l'affaissement général du massif. Il doit au contraire le suivre sans offrir une résistance exagérée qui concentrerait les pressions et les cassures autour de la galerie : « Il doit tendre à permettre aux terrains du toit de la voie de s'affaisser en bloc et en même temps que les terrains adjacents en gardant leur compacité originelle ».

Ce résultat est obtenu dans les meilleures conditions en intercalant, entre toit et mur, de part et d'autre de la voie, des supports de même résistance, relativement compressibles et à très large base. Le

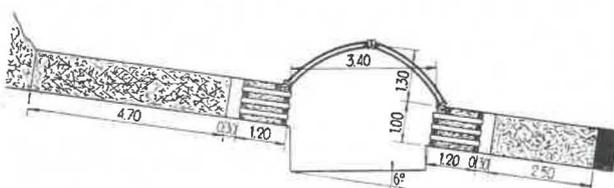


Fig. 9. — Cadres articulés sur piles de bois. Les piles sont édifiées dans toute l'ouverture de la couche. Les semelles des cadres sont placées sur le sommet des piles et les cadres sont entièrement dans le toit de la couche.



Fig. 10. — Aspect très satisfaisant d'une galerie en cadres articulés sur piles de bois au Charbonnage de Gosson-Kessales, à Liège, à 400 m en arrière du front de taille. Il n'y a eu aucun recarrage, et les terrains sont tendres.

remblai (4 à 5 m de remblai compact de part et d'autre de la voie) et les piles de bois, bourrées de pierres au parement de la galerie, conviennent parfaitement. La charge du toit est ainsi également reportée sur le mur, des deux côtés de la voie, sans distorsion latérale (fig. 9).

Les deux murs de remblai compact constituent des « surépaisseurs dans le massif » qui, dans ce cas, sont mises à profit pour libérer l'espace de la voie des fortes charges dues à la profondeur et fournir les appuis solides à une voûte de décharge transversale. Ils constituent le vrai soutènement ; le revêtement ne joue qu'un rôle de garnissage, d'ailleurs essentiel à grande profondeur.

Ce soutènement, pourvu de larges surfaces d'appui, ménage parfaitement les roches et évite le poinçonnage des épontes. Il permet de conduire des voies d'exploitation en plateure sans aucun recarrage durant la vie du chantier même en terrains tendres et fluants, pour autant qu'aucune perturbation anormale (accident tectonique, action d'un chantier voisin, irruption d'eau, etc.) ne se produise (fig. 10).

C. En tailles.

Le soutènement de la taille ne peut s'opposer au mouvement général des terrains. Dans l'espace de la taille et à proximité, les épontes se rapprochent, donnant lieu à un mouvement d'inflexion inéluctable du toit et du mur, dont l'amplitude et l'extension dépendent de facteurs naturels et de facteurs d'exploitation. Le soutènement doit s'y adapter et offrir une résistance et un cédage appropriés, résistance qui ne varie guère avec la profondeur et qui est faible en regard de la pression originelle $H \delta$.

Mais la qualité des épontes joue un rôle capital. Elle se dégrade avec l'approfondissement et les épontes offrent souvent une résistance à la pénétration de l'étaçon inférieure à sa résistance au coulisement. Il en résulte un poinçonnage et une frac-

turation des terrains dont la cohésion et le comportement peuvent être profondément altérés.

Les travaux d'Inichar sur la résistance des murs ont montré qu'aux profondeurs comprises entre 700 et 1260 m, 30 % des couches ont un mur qui offre une résistance au poinçonnage inférieure à 5 t et 50 %, inférieure à 10 t pour des bases de 120 à 150 cm² qui sont celles des éléments de soutènement généralement employés en taille, en Europe Occidentale.

Dans les terrains tendres comme en Campine, l'emploi d'étauçons rigides en taille a causé de graves désordres dans les épontes et a même entravé la mécanisation de l'abatage dans les chantiers.

Le remplacement de ces étauçons, dont la portance est de 80 tonnes, par des étauçons hydrauliques dont la portance n'est cependant que de 20 tonnes, a amélioré considérablement la tenue du toit. Les grosses fractures, avec affaissement du toit de 15 à 20 cm, ont complètement disparu et le soutènement avec front dégagé, indispensable à l'emploi d'un rabot, a pu être réalisé sans difficulté.

L'expérience montre donc que des étauçons à portance modérée mais régulière et durable, indépendante du soin apporté au placement par l'ouvrier, donnent de bien meilleurs résultats que des étauçons plus puissants, mais durs, qui poinçonnent la roche et détruisent sa cohésion.

Les étauçons rigides prennent des charges élevées puis pénètrent profondément dans le mur, ce qui cause des affaissements brusques et importants du toit le long du front.

Les étauçons hydrauliques, au contraire, coulisent sous des charges modérées et laissent le toit fléchir lentement et régulièrement. On ne constate plus aucune cassure ouverte à front.

Conclusions.

En terrains tendres, les poussées des roches vers le vide doivent être maîtrisées et contrôlées à l'aide

de soutènements solides, mais dotés d'une déformabilité suffisante.

Dans tous les travaux, que ce soit en boueux, en voies de chantiers ou en tailles, les soutènements rigides sont voués à une destruction précoce ou fracturent les terrains qui perdent alors toute cohésion.

Dans ces gisements, les charges reprises par le soutènement doivent être transmises au terrain par de larges surfaces d'appui pour éviter tout poinçonnage et maintenir l'intégrité des roches. La pression d'appui du soutènement ne doit jamais dépasser la résistance des roches entourant l'excavation.

Quand l'exploitation est conduite en respectant les principes énoncés ci-dessus pour le découpage du gisement, le planning d'exploitation et le choix des soutènements, on arrive à maintenir des sections convenables pendant toute la vie des quartiers et des étages sans frais d'entretien élevés.

Nous citerons, à titre d'exemple, les résultats remarquables obtenus dans une mine de Campine produisant régulièrement 7.000 tonnes par jour pour l'entretien de son vaste réseau de galeries. L'entretien des boueux et des burquins, qui ont une longueur totale supérieure à 80 km, occupe 3 hommes par 100 tonnes et l'entretien des voies de chantiers, 1,5 poste par 100 tonnes.

Ces performances n'ont pu être obtenues dans ce gisement difficile que par une observance stricte de tous les principes énoncés.

Bibliographie.

- [1] CREUELS et HERMES. — Mesure des changements des pressions de terrains dans le voisinage d'un front de taille.
- [2] JACOBI O. — La pression sur la couche et sur le remblai. Conférences présentées aux Journées d'études internationales sur les pressions de terrains. Essen les 17 et 18 octobre 1956.

SAMENVATTING

De gesteenten die het steriel gedeelte vormen van de steenkolenafzettingen van Europa en van de wereld schijnen op het eerste zicht tamelijk gelijkaardig. Nochtans vertonen zij zeer uiteenlopende mechanische eigenschappen.

De terreinen waarin zandsteen overheerst zijn hard en elastisch tot op grote diepte. Degene die een groot gedeelte schiefer bevatten, zijn zacht en kwellen reeds bij tamelijk geringe diepte. De petrologische aard van het gesteente speelt dus een grote rol. De dikte van de banken en hun opeenvolging hebben eveneens een groot belang t.o.v. het gedrag der terreinen.

Om de hoedanigheid van de terreinen te beoordelen die een holte omgeven, is het niet voldoende in het laboratorium de intrinsieke eigenschappen van de gesteenten te meten. Men moet tevens rekening houden van de mechanische eigenschappen van de banken, van hun dichtheid, hun homogeniteit, hun dikte, hun natuurlijke geklieftheid en hun eventuele fracturatie veroorzaakt door vroegere ontginningswerken.

Sinds zijn oprichting heeft Inichar dit probleem theoretisch en experimenteel bestudeerd. Uit deze studie kan men de eenvoudige wet afleiden die deze fenomenen beheerst :

« De neiging tot uitvloeien van de gesteenten naar de open ruimten, zowel dalend, stijgend of zijdelings, hangt essentieel af van de totale dikte van de bovenliggende terreinen, van de hardheid van die terreinen en van de hardheid van de terreinen die de holte omgeven.

De hoedanigheid van het gesteente wordt eveneens sterk beïnvloed door de vochtigheid en de technische storingen ».

Tenslotte volgt uit de vaststellingen van Inichar gedurende deze laatste jaren dat het zelfs in de meest ongunstige voorwaarden mogelijk is een indeling van de afzetting, een ontginningsplan en ondersteuningswijzen te kiezen die een doelmatige beheersing van de gebergtebewegingen in de pijlers en in de galerijen mogelijk maken.

Le creusement rapide des galeries dans les Houillères du Bassin du Nord et du Pas-de-Calais (*)

R. GAFFET,

Ingénieur Principal à la Direction des Services Techniques du Fond du Bassin.

SAMENVATTING

De verhoging van 50 % die het ondergronds rendement van de kolenmijnen van het bekken « Nord et Pas-de-Calais » in de laatste tien jaar vertoonde, is fundamenteel toe te schrijven aan de vooruitgang op gebied van de concentratie en de mechanisatie, zowel in de ontginningswerkplaatsen als in de voorbereidende werken. De verkregen resultaten worden sinds geruime tijd statistisch gevolgd, waaronder namelijk deze van de delvingswerken van de horizontale galerijen in de steen en in de lagen, en in de galerijen in richting in de lagen. Deze vertegenwoordigen 55 tot 60 % van het totaal der delvingswerken en zijn de belangrijkste onder oogpunt van de ontwikkeling van de delvingstechniek.

Deze drie soorten van galerijen vertoonden oorspronkelijk alle drie een rendement van 30 cm/man/dienst. De steengangen ondergingen de eerste verbeteringen en bereiken nu 50 cm/man/dienst. De horizontale galerijen in de laag volgden en hun delvingsrendement werd opgevoerd tot 55 cm/man/dienst. Tenslotte kwamen de galerijen in richting aan de beurt en hier bereikt men nu 45 cm/man/dienst.

Deze evolutie stemt overeen met deze van de behoeften van de ontginning. De steengangen, waarvan de delving reeds sterk gemechaniseerd was bij de aanvang, zijn het nu voor 99 % van de gedolven lengte. De niveaugalerijen in de laag, die dezelfde techniek volgen, zijn nu voor 92 % gemechaniseerd. De mechanisatie van de richtgalerijen in de laag werd lang geremd door de keuze van de meest geschikte techniek (Scraper op korte afstand).

Om de laagste kostprijs te bereiken in de drie soorten gangen werkt men in de gemechaniseerde werkplaatsen op meer dan 2 1/2 dienst, voor vorderingen van 3,60 m tot 3,80 m per dag. In de niet-gemechaniseerde werkplaatsen werkt men op 2 diensten en bedraagt de dagelijkse vordering slechts 1 tot 2 m.

De lengte van de gedolven steengangen per 1.000 netto ton is 37 % gestegen wegens de concentratie der bedrijfszetels, terwijl ze 35 % gedaald is in de niveaugalerijen en 58 % gestegen in de richtgalerijen, wegens de wijzigingen in de indeling van de panelen door de ontwikkeling van het bandtransport.

In de huidige staat van de techniek, met één delvingscyclus, schijnt het niet mogelijk nog merkelijke verbeteringen te bereiken bij de delving van de steengangen, waar de mechanisatie praktisch volledig is. Daarentegen is het mogelijk het rendement bij de delving van de richtgalerijen te verhogen van 45 tot 55 cm/man/dienst, door de uitbreiding van de mechanisatie van 50 tot 90 %. Voor deze galerijen is nochtans een nieuwe techniek in aantocht: de continue delvingsmachine Marietta, waarvan de huidige resultaten toelaten een jaarlijks gemiddeld rendement van 190 cm/man/dienst en een gemiddelde dagelijkse vooruitgang van 15 m/dag te voorzien.

RESUME

L'augmentation de 50 % du rendement fond des Houillères du Bassin du Nord et du Pas-de-Calais depuis 10 ans est essentiellement due aux progrès de la mécanisation et de la concentration, obtenus à la fois dans les chantiers d'exploitation et les chantiers de creusement des galeries. On suit depuis longtemps les résultats statistiques obtenus, parmi ces derniers, dans les galeries de niveau au rocher et en veines, et dans les galeries en direction en veines, qui représentent à elles trois 55 à 60 % du total des creusements, et sont les plus importantes à considérer pour le développement de la modernisation de l'exploitation. Parties toutes trois du même rendement de 30 cm/homme/poste, les galeries au rocher ont réalisé les premiers

(*) Conférence présentée au Cercle d'Etudes « Mines » de l'A.I.Lg. le 11 janvier 1960.

progrès et atteignent maintenant 50 cm/homme/poste ; les galeries de niveau en veines les ont suivies, puis dépassées, pour atteindre 55 cm/homme/poste ; les galeries en veines en direction, parties plus tard, sont encore en pleine progression, avec 45 cm/homme/poste. Cette évolution correspond aux besoins successifs de l'exploitation. Les galeries de niveau au rocher, déjà très mécanisées au départ de la période considérée, le sont actuellement pour près de 99 % de la longueur totale creusée ; les galeries de niveau en veines, utilisant la même technique, ont suivi de près, mécanisées maintenant à près de 92 % ; les galeries en veines en direction ont été longtemps retardées par le choix de la meilleure technique (scrapage à très courte distance) et dépassent tout juste 50 % actuellement. Action capitale des Services des Essais des Groupes.

Pour obtenir le prix de revient minimum, dans les chantiers mécanisés des 3 catégories de galeries, on travaille à plus de 2,5 postes et on avance de 3,60 à 3,80 mètres par jour ; dans les chantiers non mécanisés, on ne travaille qu'à 2 postes et l'avancement journalier est compris entre 1 et 2 mètres seulement.

Les longueurs creusées par 1.000 tonnes nettes en galeries de niveau au rocher ont augmenté de 37 % en raison de la concentration des sièges ; elles ont diminué de 35 % en galeries de niveau en veines, et augmenté de 58 % dans les galeries en veines en direction, en raison des modifications survenues dans le découpage du gisement avec le développement du convoyeur à bande.

Dans l'état actuel de la technique (comportant un cycle de creusement), il ne semble plus possible de réaliser de progrès notables dans le rendement des galeries de niveau au rocher et en veines, dont la mécanisation est quasi complète. Par contre, les galeries en veines en direction sont encore susceptibles de monter de 45 à 55 cm/homme/poste par la simple hausse de 50 à 90 % du taux de mécanisation. Mais pour ces galeries une nouvelle technique est apparue, le creusement par Mineur Continu Marietta, dont les résultats actuels permettent de grands espoirs : 190 cm/homme/poste, 15 m/jour, en moyenne annuelle.

INTRODUCTION

Les Houillères du Bassin du Nord et du Pas-de-Calais ont vu leur rendement fond augmenter de 50 % en 10 ans : il atteignait 1.011 kg en 1949, il se situe aux environs de 1.507 kg pour 1959. Il faut surtout en rechercher la cause dans les progrès techniques obtenus dans l'ordre de la mécanisation et de la concentration des travaux, dans les deux grandes catégories de travaux productifs qui retiennent l'essentiel de notre activité d'ingénieurs : les chantiers de creusement et les chantiers d'exploitation.

La mécanisation des tailles s'est développée de telle sorte que la production des chantiers mécanisés atteignait 40 % de la production totale des chantiers du Bassin à la fin de 1959, après un bond très important cette année grâce au développement de l'emploi des haveuses à tambours. Nous espérons bien faire de nouveaux progrès en 1960 grâce à ces machines, et grâce à l'extension du soutènement hydraulique, soit sous la forme de l'étaçon individuel, soit sous celle du soutènement marchant.

La concentration des tailles s'est opérée sous la forme de leur allongement progressif (85 m de longueur moyenne à la fin de 1959) et de l'augmentation de leurs avancements journaliers (de l'ordre de 1,30 m actuellement). Il s'en est suivi une diminution de leur nombre, et l'augmentation de leur production journalière (de l'ordre de 150 tonnes).

Mais l'objectif n'est pas de rappeler les étapes de la modernisation de nos chantiers d'abatage. Les chantiers de creusement constituent déjà un sujet extrêmement vaste, dont je vais m'efforcer d'exposer succinctement les progrès, me plaçant au seul point

de vue statistique, et n'effleurant qu'à peine la technique. Mais j'ai tenu à vous rappeler en quelques lignes les résultats de nos efforts pour la modernisation de nos chantiers d'abatage, à cause de l'interdépendance qui les lie aux chantiers de creusement ; nous serons amenés à constater plusieurs fois que les progrès des uns et des autres se commandent réciproquement.

PROGRES TECHNIQUES OBTENUS DANS LES CHANTIERS DE CREUSEMENTS DE 1951 A 1959

1) Période retenue.

Il est indispensable de définir d'abord les limites de notre étude.

Une limite temporelle d'abord : je me suis limité à la période 1951-1959, marquée dans notre Bassin par un essor important dans de nombreux domaines ; il est difficile de retenir des chiffres valables pour les années qui ont précédé 1951 : la nationalisation était encore proche et nous n'avions pas encore procédé à une standardisation de nos statistiques.

2) Définition des catégories de voies étudiées.

Une limite spatiale ensuite : je présenterai parfois les résultats d'ensemble du Bassin, mais la plupart du temps je me limiterai aux galeries de niveau au rocher, aux galeries de niveau en veines, et aux galeries en direction en veines.

Il est indispensable de définir exactement ces 3 types de chantiers, ne serait-ce que pour permettre de rapprocher de façon valable les résultats qui seront exposés ci-après de ceux que vous reprenez dans vos propres statistiques.

Nous classons :

1) sous le titre « galeries de niveau au rocher » tous les creusements au rocher de niveau en ferme (devant avoir une longueur définitive supérieure à 20 m) ;

2) sous le titre « galeries de niveau en veines » toutes les voies de niveau en veines, tracées horizontalement (avec une pente de quelques millièmes), qu'elles soient voies de fond proprement dites, de grand roulage, de préparatoire, ou de reconnaissance ;

3) sous le titre « galeries en veines en direction » les galeries tracées dans une direction déterminée, quels que soient les changements de pente prévus ou rencontrés, mais susceptibles d'être équipées avec un convoyeur à bande (pente inférieure à 18°).

Les galeries en veines de niveau et en direction comportent en général le coupage des épontes, sauf si l'ouverture de la veine est suffisamment importante.

De ces deux catégories de voies en veine, nous excluons les voies dont l'avancement est lié à la marche des tailles chassantes, c'est-à-dire dont le front de creusement est maintenu volontairement à distance faible ou nulle du front de taille, et l'avancement mensuel sensiblement égal à celui de la taille.

La valeur exacte de cette limitation à 3 types de chantiers apparaît sur le tableau I.

cache soigneusement les résultats d'une grande quantité de voies à performances médiocres. Il n'est rien : sont d'abord reprises dans ce tableau la totalité des voies appartenant aux 3 types intéressés ; ce sont de beaucoup les plus importantes pour l'exploitation, leurs techniques de creusement forment un ensemble homogène ; elles caractérisent l'évolution du découpage du gisement, elles seules permettent le développement de la méthode rabattante et la modernisation de nos chantiers d'abatage.

Ensuite, nous ne nous occupons pas ici des puits et des bures, qui représentent ensemble environ 0,2 % du total des creusements ; leur technique est très spéciale et pourrait, à elle seule, faire l'objet d'une conférence ; ni des bowettes inclinées qui représentent 2,1 % du total, ni des courts recoupages, qui n'interviennent que pour 0,7 %. Les montages en veines et les voies desservies par gravité atteignent 18 % du total, mais ces voies sont toujours courtes, elles sont plus ou moins liées aux méthodes d'exploitation en gisement penté, et nous n'en suivons pas l'évolution au point de vue statistique. Enfin, les voies de tailles chassantes ne sont pas négligeables puisqu'elles représentent 18 % du total, mais nous ne les suivons pas beaucoup non plus en statistiques puisque leurs avancements et leurs rendements sont liés à ceux des tailles et qu'elles n'interviennent absolument pas dans le découpage préalable du gisement.

3) Définition du rendement des chantiers.

Avant d'entrer dans l'examen des résultats obtenus, il est indispensable de définir encore comment nous calculons le rendement des chantiers de creuse-

TABLEAU I.
Nombre total de mètres creusés dans l'année.

Années	Dans les galeries reprises dans l'étude				Dans l'ensemble des galeries en veines et au rocher (B)	% Voies étudiées ensemble (A) — (B)
	de niveau au rocher	de niveau en veine	en direction en veine	Total (A)		
1952		202.576	150.042			
1953	80.150	215.342	161.634	457.126	854.283	53,5 %
1954	102.504	227.906	192.931	523.341	927.011	56,5 %
1955	112.773	212.565	216.169	541.507	959.039	56,5 %
1956	110.820	188.643	212.842	512.305	862.311	59,5 %
1957	100.844	168.646	218.327	487.817	793.050	61,5 %
1958	97.675	179.407	222.747	499.829	804.860	62,0 %
1959	100.209	157.880	202.974	461.063	752.343	61,3 %
(11 mois)						

Nous étudierons donc en détail les résultats statistiques de 55 à 60 % de la longueur totale des voies creusées.

On pourrait être tenté d'imaginer qu'en ne retenant que cette proportion des voies creusées, je veux

ment. Ce rendement est exprimé en cm/homme/poste et en m³/homme/poste ; le personnel repris est celui effectuant les opérations suivantes :

— creusement effectif des galeries à front (foration, minage, chargement des produits) ;

— pose du soutènement définitif (y compris ouvriers occupés en arrière des fronts si ceux des fronts n'effectuent pas eux-mêmes la totalité des opérations de soutènement et garnissage) ;

— armement provisoire (tuyauteries, voies ferrées, canars d'aéragé) nécessaire à la poursuite du creusement.

Sont comptés les rouleurs préparant les trains de berlines dans le garage d'un chantier de niveau, le personnel occupé au rallongement d'une installation de desserte continue dans un chantier en direction.

Les boute-feux ne sont comptés que s'ils sont affectés en permanence au chantier.

Ne doit pas être compté le personnel effectuant les opérations suivantes : carrures, bifurcations, rélargissements, rabaissages, pose de l'armement définitif, desserte des chantiers entre le garage des fronts et le puits.

Pour le calcul des rendements en $m^3/homme/poste$, nous avons procédé à une standardisation des sections qui sont d'ailleurs des valeurs « section au creusement ». A titre indicatif, nous prenons :

pour le THN 250 : $S = 7 \text{ m}^2$

pour le THN 300 : $S = 9,50 \text{ m}^2$

pour le THN 420 : $S = 13,10 \text{ m}^2$

4) Importance du creusement des galeries dans l'exploitation.

Sur le tableau I sont reportés les avancements annuels des creusements des galeries, par catégories, depuis plusieurs années ; et sur le tableau II sont indiqués les mêmes avancements rapportés à 1.000 tonnes nettes de production. La grandeur de ces chiffres montre l'importance des travaux de creusement dans notre Bassin. On peut y trouver deux ensembles de causes.

1°) En premier lieu, nous avons celles qui sont inhérentes à la nature même d'un gisement difficile et qui s'appauvrit en s'approfondissant : il nécessite un maillage serré, des remontages de tailles fréquents, des reconnaissances nombreuses, etc... auxquels nous ne pouvons échapper.

La conséquence de ces difficultés de gisement est qu'en régime de croisière il faut, chez nous, que lorsqu'une ressource est en déhouillement, une autre soit préparée, et qu'une troisième soit en cours de reconnaissance.

Si le gisement est difficile, certains creusements réalisés pour la reconnaissance finalement ne serviront pas à l'exploitation.

Si l'on calcule qu'il faut creuser 15 à 20 m par 1.000 t pour suivre les tailles, on constatera souvent que l'on doit réellement fournir 25 à 30 m. L'écart entre les deux chiffres correspond à la surcharge de creusement justifiée par l'incertitude du gisement : c'est une évaluation du risque « minier ».

Cette prestation doit être fournie dans le même temps que le déhouillement de 1.000 t. Si l'on ne veut pas multiplier le nombre des chantiers et disperser les travaux, il faut accroître d'autant plus l'avancement journalier que le risque « minier » est plus élevé et que les tailles sont plus courtes.

Il en résultera que le traçage préalable et la méthode rabattante (pratiquement indispensable pour la mécanisation des tailles) sont impossibles avec des chantiers lents.

Il est donc essentiel de pouvoir creuser des galeries très vite.

La corrélation entre les techniques de creusement des galeries destinées à accroître l'avancement journalier et l'extension des mécanisations de tailles est ainsi évidente.

TABLEAU II.

Nombre de mètres creusés/1.000 tonnes nettes produites.

Années	Dans les galeries reprises dans l'étude				Total	Dans l'ensemble des galeries en veines et au rocher
	de niveau au rocher	de niveau en veines	en direction en veines			
1951	2,7	8,0	4,8		15,5	28,7
1952	3,0	8,5	6,2		17,7	32,6
1953	2,9	7,8	5,9		16,6	34,8
1954	3,6	7,9	6,7		18,2	32,3
1955	3,9	7,3	7,4		18,6	32,9
1956	3,9	6,6	7,4		17,9	30,2
1957	3,5	5,9	7,6		17,0	27,6
1958	3,4	6,2	7,7		17,3	27,9
1959	3,7	5,9	7,6		17,2	28,0
(11 mois)						

2°) L'approfondissement rapide et la difficulté du gisement ne sont pas les seules causes à avoir influé sur le volume des creusements, l'évolution des idées en est un autre facteur.

Au lieu de concevoir le quartier comme une succession de tailles prises les unes après les autres, la possibilité d'un double regroupement est apparue :

— dans un panneau de veine, on a recherché la prise simultanée de tous les chantiers dont la mise en place était possible sur la relevée d'étage soumise au déhouillement ;

— dans un faisceau de couches voisines, une prise autant que possible simultanée des veines a été recherchée.

L'unité d'aménagement, s'étendant de la taille au quartier puis au faisceau, est devenue finalement un « volume » ou un « bloc » délimité par les niveaux d'étages ou les failles infranchissables.

La synthèse de toutes ces idées, ainsi que des nécessités de l'exploitation mécanisée (tailles à marche aussi bien assurée que possible — accès facile pour les machines), se concrétise finalement en un modèle d'exploitation par faisceau de style « roulant » (déhouillement conduit sans interruption, d'une limite naturelle à une autre) et, dans la majeure partie des cas, alternativement « chassante et rabattante ».

serons pas arrivés au maximum possible de déhouillement rabattant, nous aurons la superposition d'un creusement de galeries pour déhouillement chassant avec la préparation d'un réseau de galeries pour déhouillement rabattant.

Les pourcentages de tonnage extrait en rabattant étaient :

en octobre 1955	: 32 %
» 1956	: 44 %
» 1957	: 40 %
» 1958	: 41 %
» 1959	: 46 %

Cette évolution nous a déjà apporté d'excellents résultats en nous donnant les possibilités de mise en place d'exploitation plus rapide ou structurellement plus concentrée. Il ne semble pas que la profondeur doive nous gêner d'ici de nombreuses années pour développer l'exploitation rabattante.

5) Mécanisation des chantiers de creusement

a) Evolution des rendements.

Le tableau III indique l'évolution du rendement, en cm/homme/poste et en m³/homme/poste, des trois catégories de voies que nous étudions.

TABLEAU III.

Evolution du rendement des chantiers de creusement.

Année	Galeries de niveau au rocher		Galeries en veine			
	cm/homme/poste	m ³ /homme/poste	de niveau		en direction	
			cm/homme/poste	m ³ /homme/poste	cm/homme/poste	m ³ /homme/poste
1951	29	2,5	31	2,2	30	2,2
1952	33	2,9	33	2,4	32	2,4
1953	37	3,4	36	2,8	34	2,5
1954	42	3,9	41	3,2	37	2,8
1955	46	4,3	46	3,8	39	3,0
1956	49	4,7	50	4,1	39	3,2
1957	50	5,0	54	4,5	42	3,7
1958	50	5,2	56	4,7	42	3,7
1959 (11 mois)	46	4,8	55	4,6	45	3,9

Les premiers essais avaient montré que, dans notre gisement, les galeries creusées à l'avance conservaieut dans la majorité des cas une tenue suffisante sans entretien important, et c'est vers cette voie que nous nous sommes tournés dès la nationalisation. Par la suite, et avec l'expérience, la méthode a subi quelques aménagements pour arriver au stade actuel dit du « déhouillement roulant ».

Le passage du déhouillement chassant au déhouillement rabattant s'est traduit par une augmentation du volume des galeries à creuser. Tant que nous ne

On voit que l'évolution des résultats est différente suivant le type de galerie ; les galeries de niveau en veines ont démarré leur progression un peu après les galeries de niveau au rocher, mais les ont maintenant dépassées, en cm/homme/poste ; et les résultats des deux types de galeries sont à peu près stabilisés depuis 3 ans ; nous verrons dans nos conclusions que la saturation en mécanisation en est la cause, et qu'aucun progrès ne semble plus possible sans un changement radical des méthodes. Les galeries en direction en veines sont restées en retard par

rapport aux autres ; elles poursuivent, lentement mais régulièrement, la progression de leurs résultats ; nous verrons jusqu'à quelles limites il semble possible de parvenir en développant encore la mécanisation sans changer de méthodes.

Quelles sont les causes de ces décalages dans la progression des résultats ? La « concentration » des exploitations avait été un des premiers objectifs de leur modernisation, dès le lendemain de la nationalisation, avant toute mécanisation, concentration ayant pour conséquence immédiate l'augmentation du volume des galeries au rocher à effectuer. Ces galeries avaient, à cette époque, les résultats les plus bas, et, de plus, le personnel avait une répugnance certaine à participer à leur creusement, la foration à sec avec soufflage d'air étant une cause incontestable de silicose.

Si nous désirions mettre en place rapidement notre plan de modernisation, nous étions donc astreints à réagir tout de suite. Heureusement, la mécanisation de ces galeries était la plus aisée puisqu'elles sont « en direction » et « de niveau ». En conséquence, ce fut le premier problème auquel nous nous sommes attaqués, avec les résultats ci-dessus.

Les galeries de niveau en veines ont profité des progrès des galeries de niveau au rocher : on y utilise un matériel et des méthodes sensiblement identiques. Le plus gros écart ne pouvait provenir que de différences dans le tir : explosifs moins puissants et parfois tir séparé des charbons et des terres. Mais cet écart a été comblé en grande partie, d'une part, par la différence de section moyenne, d'autre part, par le fait d'une plus grande sûreté dans le résultat des tirs : il est plus facile de faire un bouchon profond au charbon qu'au rocher.

Quant aux galeries en direction en veine, l'importance de leur creusement n'est apparue qu'avec l'évolution des idées sur la méthode d'exploitation et l'outillage. On ne disposait d'aucune technique de base, ce qui nous obligea à de nombreux essais avant d'adopter un matériel susceptible d'être développé au stade industriel. Nous verrons plus loin les outillages qui ont été retenus.

En conclusion, l'évolution générale des creusements est restée favorable dans l'ensemble, et a permis, malgré le niveau presque constant du nombre de mètres creusés/1.000 tonnes nettes extraites, d'obtenir, pour le personnel/1.000 tonnes occupé aux creusements, un gradient de décroissance sensiblement identique à celui des autres chapitres comptables.

La figure I permet de se rendre compte de l'évolution comparée du personnel/1.000 tonnes nettes dans les grandes subdivisions de notre pointage de la main-d'œuvre : ensemble des tailles, ensemble des creusements, ensemble des services du quartier, ensemble des services généraux du siège. Le gradient de décroissance des creusements est du même ordre

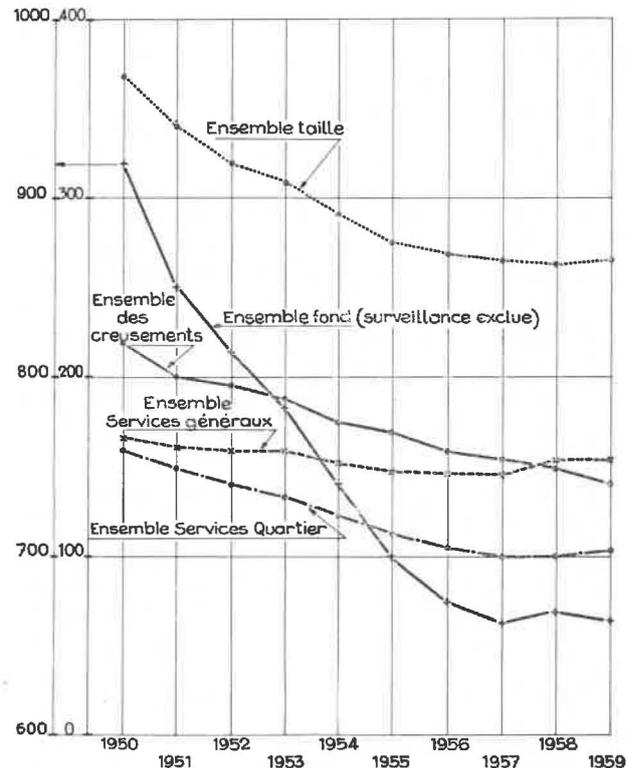


Fig. 1. — Evolution des postes/1.000 tonnes nettes par grands chapitres.

que celui des tailles et celui des services du quartier jusqu'à ces dernières années ; les creusements sont même maintenant les mieux placés dans la voie de l'amélioration des résultats puisque la courbe qui les caractérise est la seule à être constamment descendante jusqu'en 1959.

b) Organisation des chantiers.

L'organisation adoptée pour le creusement des galeries de niveau au rocher a toujours recherché l'occupation optimum du chantier pour obtenir l'avancement journalier maximum possible compatible avec un prix de revient minimum. Diverses solutions ont été envisagées, la meilleure paraissant l'organisation à deux cycles/poste qui permet un avancement commercial de 10 m par jour avec le matériel classique. Toutefois nous nous trouvons en présence des difficultés suivantes, souvent contradictoires :

— Possibilité du temps d'occupation du chantier en rapport avec l'éloignement. Plus le chantier est éloigné du puits, plus il est difficile de réaliser 2 cycles/poste.

— Possibilité d'extraction de terres par les puits. Si le puits est proche de la saturation, on ne peut réaliser l'avancement journalier maximum.

— Intérêt de la formation d'équipes spécialisées en fonction de la longueur du creusement envisagé.

La marche à 2 cycles/poste suppose une perte légère sur le rendement des ouvriers. Il serait inutile

de faire marcher à 2 cycles/poste un chantier qui ne pourrait être en activité qu'un poste par jour à cause du débit des puits.

De même, si le débit des puits laisse toute latitude, mais si l'éloignement est trop grand, il est préférable de rechercher une organisation à un seul cycle légèrement allongé par poste avec un personnel minimum, au lieu d'une organisation à 2 cycles/poste au moyen d'un personnel pléthorique travaillant avec dépassement d'horaire.

Au total, on a conclu que nous devons avoir à notre disposition un arsenal d'organisations-types où nous puissions puiser à chaque instant, le choix se faisant en fonction des caractéristiques du chantier à creuser.

La mécanisation du creusement des galeries de niveau est actuellement à base de légèreté et de standardisation. La première qualité paraît mieux convenir à nos chantiers dont la section courante est assez faible et la seconde permet d'obtenir de l'ensemble de nos outils une utilisation industrielle excellente.

c) Matériel utilisé.

Le tableau IV donne une idée de l'évolution du parc des chargeuses utilisées dans les galeries de niveau au rocher et en veines, et des marteaux-perforateurs utilisés dans l'ensemble des chantiers de creusement.

La régression du nombre de marteaux (3.650 en 7 ans au prix actuel de 1.600 NF pièce environ) compense financièrement l'augmentation du parc de chargeuses (230 en 7 ans au prix actuel de 27.000 NF l'unité). Ceci a permis d'assurer, en liaison avec la diminution du nombre de chantiers en activité (817 en octobre 53, 423 en octobre 1958), la mécanisation quasi complète des creusements de niveau.

d) Historique du développement de la mécanisation du chargement.

Octobre 1951 — Le taux de mécanisation est déjà fort en galeries de niveau au rocher, encore faible au charbon, comme on peut le voir sur les figures 2 et 3.

1952 — On décide l'achat massif de chargeuses, le parc augmente de 145 unités, l'utilisation de 157 unités, mais l'introduction se fait sans organisation poussée.

Période 1952-1954 — Le taux de mécanisation en bowette est élevé et proche de la saturation. Les services dits d'essais ont été mis en place. Ils sont particulièrement chargés de suivre les travaux de l'étranger et des constructeurs français et d'adapter matériel et méthodes aux conditions de nos mines. Ils comprennent, dans chaque groupe, un certain nombre d'ingénieurs plus ou moins spécialisés, en contact permanent de groupe à groupe. La base de leur travail est au départ l'étude d'une organisation

TABLEAU IV.
Evolution du parc de chargeuses et marteaux-perforateurs.

Chargeuses				Marteaux-perforateurs			
Dates	Nombre total	Nombre en service	Taux d'utilisation	Dates	Nombre total	Nombre en service	Taux d'utilisation
Octobre 51	326	250	78 %	Décembre 51	10.845	8.940	73 %
» 52	471	407	86 %	» 52	11.276	8.422	75 %
» 53	518	396	76 %	» 53	10.942	6.429	59 %
» 54	540	414	77 %	» 54	10.053	5.913	59 %
» 55	586	434	74 %	» 55	9.035	5.439	60 %
» 56	581	404	70 %	» 56	7.702	4.506	59 %
» 57	578	404	69 %	» 57	7.100	4.190	59 %
» 58	566	443	78 %	» 58	7.195	4.632	64 %

Décomposition du parc en décembre 1958.

Eimco 12 B	195	Meudon XPH 1	136	} modernes
» 21 B	328	Atlas BBD 41 WK	761	
» 21 D	25	Atlas BBD 42 WK	123	
» 40	11	Montabert T 20	5	
Divers	5	Meudon SPI	900	} semi-modernes
		Atlas RM 656	1.581	
		Montabert L 47	739	
Le reste comprend des marteaux de types anciens.				

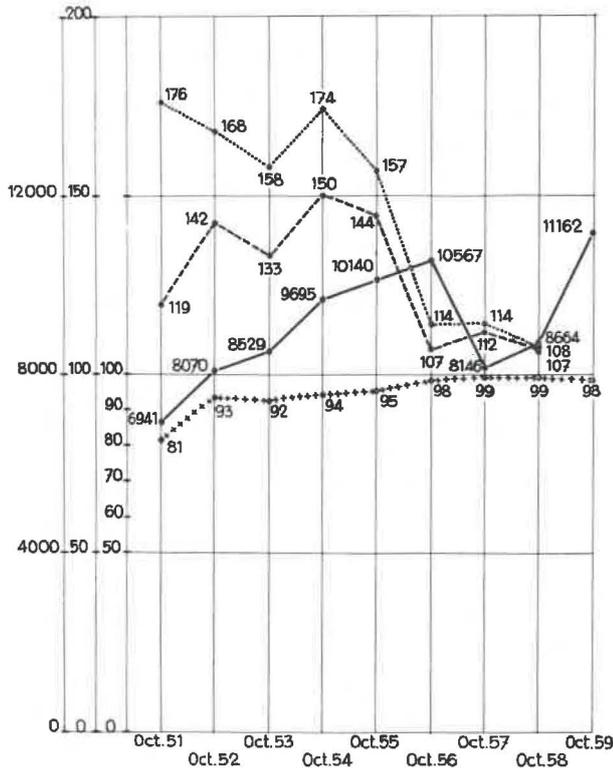


Fig. 2. — Mécanisation du chargement des galeries de niveau au rocher.

- Nombre de mètres creusés mensuellement
- Nombre total de voies
- - - - Nombre de voies mécanisées
- +++ % de mécanisation (sur longueurs creusées)

à partir de quelques machines d'essai, et, suivant les résultats obtenus, la diffusion d'une technique au stade industriel.

Octobre 1955 — Les efforts ont porté leurs fruits. Le taux de mécanisation est de 95 % en bowettes, 70 % en galeries au charbon, le nombre de mètres en galeries de niveau restant sensiblement identique à lui-même au total (26.810 m en octobre 1955, contre 29.185 m en octobre 1951). Par contre, le nombre global de chantiers en service a décliné de 1.007 à 561 dans la même période.

Depuis 1955, les prévisions se sont révélées variables. Les taux de mécanisation atteignent maintenant 98 à 99 % au rocher, 91 à 92 % en veines. Le nombre de chantiers tombe à 423 en octobre 1958 pour un creusement global de 26.106 mètres, donc demeuré constant.

Si la mécanisation des chantiers de creusement des galeries de niveau a atteint ce taux élevé, c'est, pour les bowettes, l'impératif absolu de la modernisation qui a imposé et dirigé nos recherches. Puis les voies de niveau au charbon ont profité de l'expérience des bowettes car elles leur sont très semblables ; il était évident, à la lumière de l'examen comparé des résultats des chantiers à la chargeuse et à la main, présentés sur les figures 4 et 5, que leur mécanisation était payante.

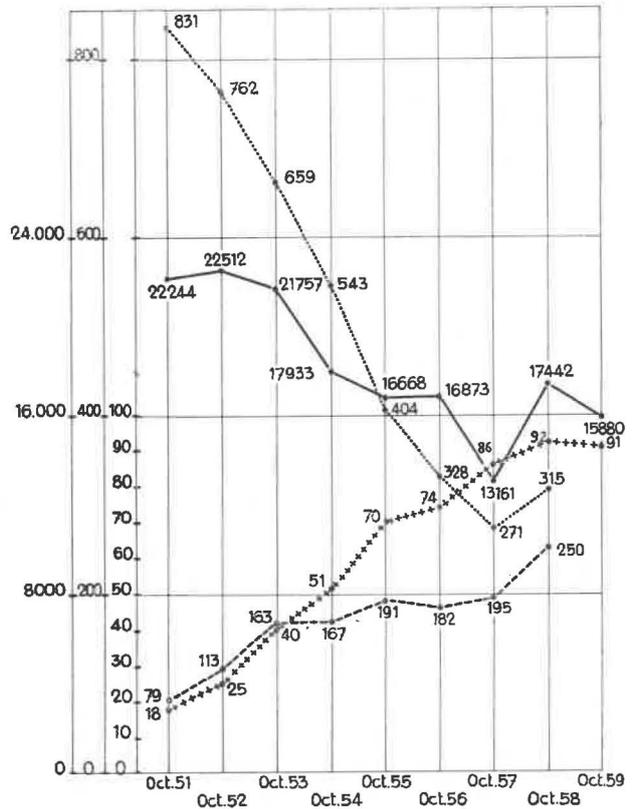


Fig. 3. — Mécanisation du chargement des galeries de niveau en veines.

- Nombre de mètres creusés mensuellement
- Nombre total de voies
- - - - Nombre de voies mécanisées
- +++ % de mécanisation (sur longueurs creusées)

Nous n'avons parlé jusqu'ici, dans cet historique du développement de la mécanisation, que de galeries de niveau. C'était normal car elles ont été les premières étudiées au point de vue mécanisation et organisation.

À la suite des résultats obtenus dans ces types de galeries, les essais se poursuivirent en vue de trouver une méthode et le matériel appropriés permettant l'obtention de résultats analogues dans les galeries en direction. Diverses méthodes ont été essayées : machine vibrante PIC - Duckbill - Ducklings - scrapage à longue distance - scrapage à courte distance.

Nous avons alors pensé que, si la mise en service d'un matériel approprié avait permis très rapidement d'améliorer les résultats moyens obtenus dans les galeries de niveau au rocher et au charbon, nous ne devons pas douter que l'utilisation d'un matériel adapté devait permettre d'enregistrer les mêmes progrès dans les voies en direction. Mais les solutions proposées jusqu'en 1954 présentaient encore de nombreuses imperfections.

C'est la mise au point du scrapage à très courte distance qui nous a permis, en passant à un stade d'emploi industriel, d'envisager l'obtention de résultats analogues à ceux des galeries de niveau pour

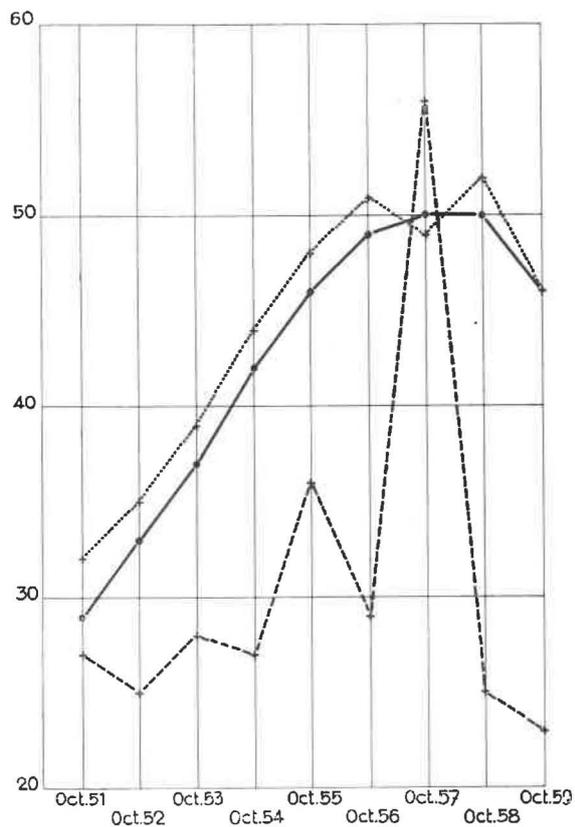


Fig. 4. — Rendements en cm/h/poste en galeries de niveau au rocher.

— Ensemble
 dont { avec chargeuse Eimco
 - - - - - à la main

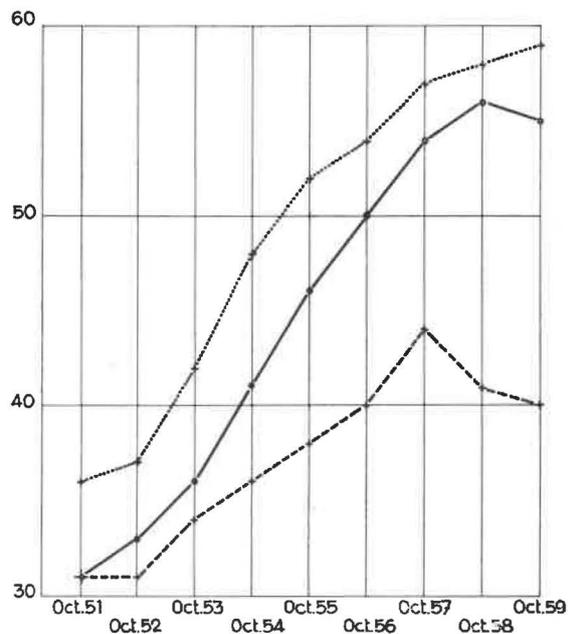


Fig. 5. — Rendements en cm/h/poste en galeries de niveau en veines.

— Ensemble
 dont { avec chargeuse Eimco
 - - - - - à la main

les galeries en direction. En supposant que nous soyons arrivés à une stabilisation du nombre de mètres à creuser mensuellement dans ces galeries, et eu égard aux résultats que nous avons trouvés en cm/homme/poste, nous devrions être capables de faire chuter le nombre des chantiers en service de 15 %, quand nous aurons atteint le même taux de mécanisation que dans les voies de niveau.

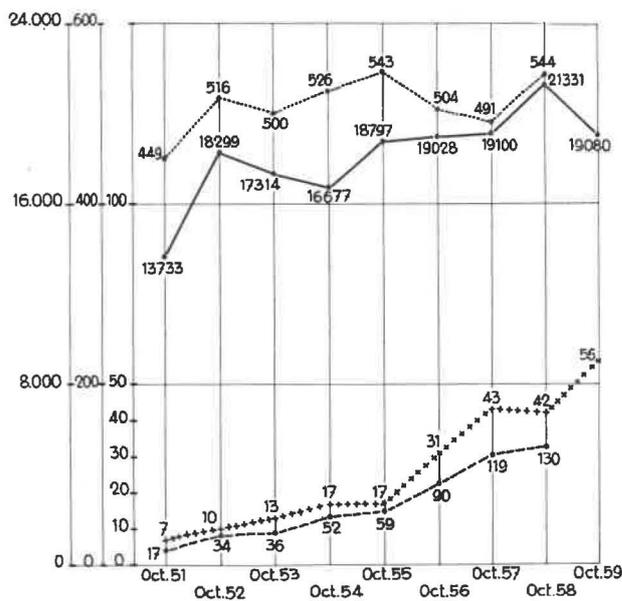


Fig. 6. — Mécanisation du chargement des galeries en direction en veines.

— Nombre de mètres creusés mensuellement
 Nombre total de voies
 - - - - - Nombre de voies mécanisées
 + + + % de mécanisation (sur longueurs creusées)

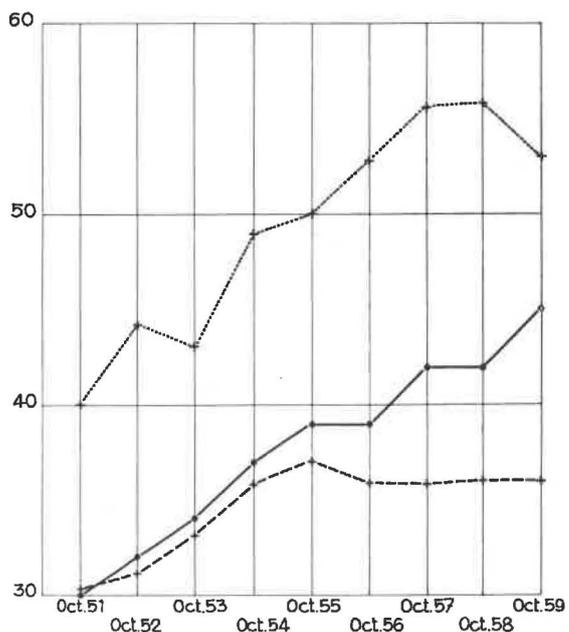


Fig. 7. — Rendements en cm/h/poste des voies en direction en veines.

— Ensemble
 dont { avec Scraper
 - - - - - à la main

Dès lors, la mécanisation a été poussée très rapidement dans la voie du scrapage comme le montrent les figures 6 et 7.

6) Concentration des chantiers de creusements.

Nous n'avons pas attendu le stade de résultats techniques intéressants pour envisager des études économiques. Il est certain qu'au fur et à mesure de la mécanisation, de l'amélioration des résultats, de l'adaptation du personnel et de la remise à jour des retards de creusement, nous étions astreints, dès que le volume des creusements était en accord avec les besoins de l'exploitation, à en rechercher l'exécution au moindre prix de revient.

Des études de rentabilité furent exécutées sur les galeries de niveau au rocher en avril 1953, puis contrôlées par des études analogues en avril 1955 et

avril 1957. Elles montraient qu'un des plus gros gains que nous pouvions faire était dans la recherche de l'avancement journalier maximum. C'est ce que nous avons essayé de réaliser dès 1955, suivant la méthode d'organisation que nous avons vue plus haut.

Le tableau V représente l'évolution suivie dans la voie de la concentration opérationnelle des chantiers de creusement : diminution du nombre de chantiers ouverts, augmentation de l'avancement mensuel.

Les avancements journaliers moyens et le nombre moyen de postes d'occupation des chantiers figurent sur le tableau VI, malheureusement très incomplet car nous n'avons les moyens de calculer valablement ces chiffres que depuis un an ; il montre néanmoins la supériorité très nette des performances réalisées dans ceux des chantiers des 3 catégories de voies qui sont mécanisés.

TABLEAU V.

Concentration des chantiers de creusements.

Années	Nombre moyen de chantiers			Avancement moyen mensuel par chantier (*)		
	au rocher de niveau	en veine		au rocher de niveau	en veine	
		de niveau	en direction		de niveau	en direction
1951	174	798	395	36,80	23,50	28,00
1952	176	785	507	42,47	26,50	30,00
1953	154	679	483	47,31	28,50	31,50
1954	161	588	510	53,05	32,50	33,50
1955	158	443	531	59,48	40,20	33,80
1956	129	349	518	71,58	45,00	34,20
1957	116	286	489	72,34	49,20	37,19
1958	119	285	508	68,30	52,52	36,53
(*) Chiffre obtenu en divisant l'avancement mensuel total du bassin par le nombre moyen de chantiers en activité.						
1959	98	172	278	92	81	62

à partir de 1959, chiffres non comparables à ceux des années précédentes, car calculés suivant méthode différente.

TABLEAU VI.

Avancements journaliers et temps d'occupation journalière des chantiers.

Années 1959	mécanisées		non mécanisées	
	avancement journalier	postes d'occupation par jour	avancement journalier	postes d'occupation par jour
Galeries de niveau au rocher	3,83 m	2,64	1,24 m	2,20
Galeries de niveau en veines	3,60	2,72	1,75	2,04
Galeries en veines en direction	3,63	2,52	1,83	1,98

Les principales raisons militent en faveur de l'avancement journalier maximum sont les suivantes :

— Diminution du coût par mètre des frais totaux d'amortissement et de l'énergie d'aérage secondaire (dont la consommation totale est la même quel que soit l'avancement journalier).

— Meilleure surveillance du personnel et des machines permise par la diminution du nombre de chantiers en service.

— Et enfin, utilisation de la meilleure technique possible à chaque instant.

Ces raisons n'ont pas été seules déterminantes de l'évolution.

L'évolution des idées concernant les méthodes d'exploitation conduisaient naturellement au creusement très rapide. En effet, l'exploitation des couches superposées nécessite un découpage rapide dans la veine inférieure pendant que se déroule l'exploitation de la veine supérieure, si l'on veut éviter les répercussions classiques des travaux d'exploitation sur les galeries en creusement.

7) Influence sur les chantiers de creusement de la concentration structurelle de l'exploitation.

a) La concentration des sièges d'extraction, dont le nombre est passé de 110 en 1947 à 65 en fin 1959, a eu pour conséquence une augmentation de 37 % des longueurs creusées en bowettes/1.000 tonnes nettes, de 1951 à 1959. Le rapprochement de ces deux faits figure sur le tableau VII.

TABLEAU VII.
Influence de la concentration structurelle de l'exploitation.

Années	Nombre de sièges ouverts au 31 décembre	Mètres creusés/1.000 tonnes nettes en galeries de niveau au rocher
1947	109	
1948	103	
1949	104	
1950	99	
1951	95	2,7
1952	92	3,0
1953	89	2,9
1954	78	3,6
1955	75	3,9
1956	69	3,9
1957	67	3,5
1958	66	3,4
1959	65	3,7

L'appauvrissement du gisement y a certainement contribué aussi. L'excellence des résultats obtenus dans ce type de galeries a pu enfin favoriser parfois

le creusement d'une galerie maîtresse au rocher, en gisement penté, plutôt qu'en veine.

b) La concentration des sièges et la concentration des quartiers ont amené aussi une augmentation de la section des galeries creusées, comme l'indique le tableau VIII.

TABLEAU VIII.
Section (en m²) des galeries creusées.

Années	Galeries de niveau		Galeries en direction en veine
	au rocher	en veine	
1951	8,8	7,1	7,0
1952	8,8	7,3	7,4
1953	9,2	7,6	7,3
1954	9,4	7,8	7,4
1955	9,5	8,3	7,6
1956	9,6	8,3	8,2
1957	10,1	8,3	8,7
1958	10,3	8,3	8,6
1959	10,4	8,4	8,7

Les sections sont donc en accroissement lent, mais constant. Cela se justifie en ce qui concerne les bowettes, par la concentration et la modernisation des ossatures d'étages qui exigent plus d'espace pour le passage des locomotives et d'un plus gros cube d'air

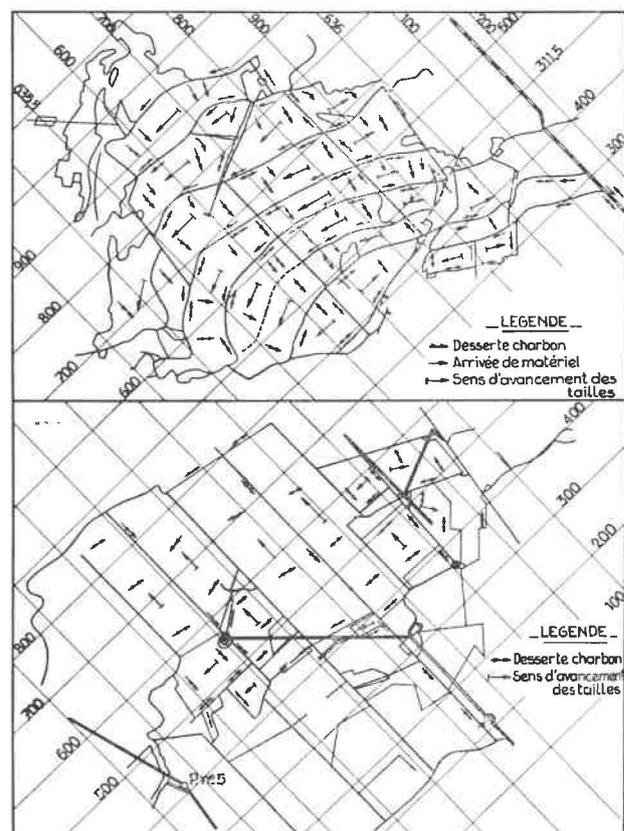


Fig. 8. — Modifications du découpage du gisement.

pour l'aération des chantiers. En ce qui concerne les galeries au charbon, les causes principales en restent les mêmes, la concentration obligeant à passer des tonnages journaliers plus importants dans les galeries.

c) Le tableau II montre encore des variations très importantes dans le volume des galeries creusées en veines suivant le type de ces galeries de 1951 à 1959 : les galeries de niveau ont diminué de 35 %, cependant que les galeries en direction ont augmenté de 58 %. Il faut y voir une conséquence de la concentration structurelle des quartiers.

C'est l'apparition du convoyeur à bandes dans les plateaux qui a provoqué la très importante modification du découpage à laquelle nous avons assisté, et dont les deux schémas de la figure 8 donnent une idée. Son emploi a permis le développement des voies en direction, équipées de convoyeurs à bandes assurant une desserte continue ; le traçage du quartier apparaissait de plus en plus comme un quadrillage d'allure géométrique, contrastant fortement par sa simplicité apparente avec les anciens découpages basés sur les voies de niveau, équipées de berlines assurant une desserte discontinue.

Mais la desserte continue est un procédé coûteux ; il est apparu qu'il convenait d'utiliser au mieux sa forte capacité tout en limitant au strict nécessaire son extension. D'où le groupement des tailles en double-unités sur ces convoyeurs, et le groupement de ces convoyeurs sur un point unique de chargement à l'étage, bien débloqué.

CONCLUSIONS

Sur le graphique 9 est reporté pour les trois types de galeries étudiées spécialement, l'avancement

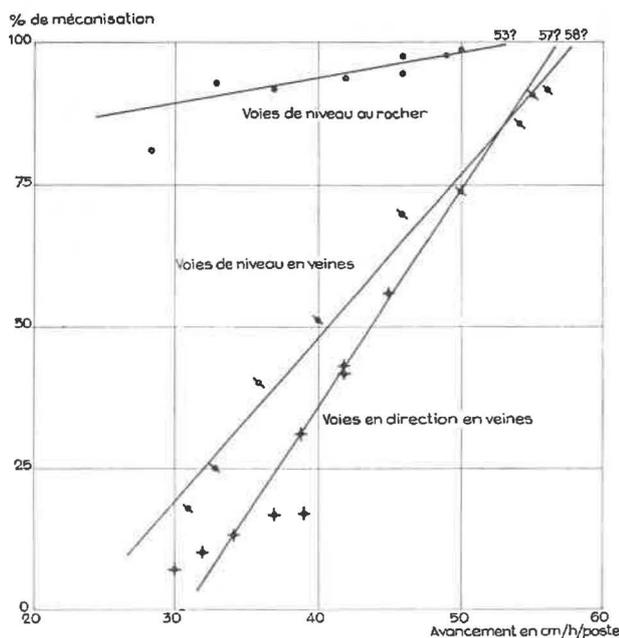


Fig. 9. — Mécanisation et avancements en cm/h/poste.

moyen en cm/homme/poste en fonction du degré de mécanisation, année par année, de 1951 à 1959.

Toutes choses égales par ailleurs, les points représentatifs de ces trois courbes devraient se situer sur des droites ; nous ne les obtenons pas rigoureusement ici car les autres conditions du travail ont évolué, telles que la section des galeries ou l'organisation du travail. Néanmoins, les grandes lignes de la technique ayant peu évolué, nous nous croyons autorisés à essayer de tracer ces droites. Elles font apparaître des limites à nos possibilités d'amélioration, que l'on peut chiffrer aux environs de 53 cm/homme/poste pour les galeries de niveau au rocher, 58 pour les galeries de niveau en veine, 57 pour les galeries en veine en direction.

Pour les voies en direction en veine, la courbe montre, si on a le droit de l'extrapoler, qu'en portant le taux de mécanisation à 90 %, on pourrait porter l'avancement en cm/homme/poste de 45 à 55 cm environ. Tout nous permet de croire que le gisement ne s'opposerait pas plus à un développement généralisé de la mécanisation dans les voies en direction en veines qu'il ne l'a fait pour les voies de niveau. On voit donc nos raisons d'espérer de nouvelles améliorations pour l'avenir. Développer la mécanisation des voies en direction, c'est un peu une question d'investissements ; c'est surtout une question d'utilisation correcte de tout le parc de treuils dont nous disposons pour effectuer du scrappage. Jusqu'ici on a mécanisé d'abord les chantiers les plus urgents, et les mieux placés pour la desserte.

Par contre, les taux de 98 % et 91 % atteints en octobre 1959 en galeries de niveau au rocher et en veines sont pratiquement des taux de saturation. Les résultats obtenus, s'ils sont excellents, marquent néanmoins la limite de nos possibilités si nous persévérons dans la voie classique du chargement mécanisé après abatage des produits du creusement à l'explosif. Ceci explique le peu de progrès obtenus depuis plusieurs années.

Nous ne pouvons pas admettre que cette limite technique soit une limite absolue. C'est pourquoi nous avons engagé nos études vers des machines conjuguant la mécanisation et la continuité de l'abatage avec celles du chargement, machines nous libérant de la notion du cycle.

Les essais du mineur continu Joy JCM 3 ont été décevants, en ce sens que cet engin ne convient pas à nos gisements irréguliers et essentiellement composés de veines minces ; c'est en effet un outil qui ne convient qu'en veine, incapable de s'attaquer économiquement aux terres d'épentes ou d'accidents.

Le mineur continu Marietta est par contre un excellent instrument de creusement des galeries en veines en direction. Les premiers essais ont commencé il y a près de 3 ans. La première machine a déjà creusé plus de 6.500 m de galeries, et paraît bien au point maintenant. Une 2^{me} machine a été

mise en service en octobre 1959 ; nous avons commandé encore 3 machines, que nous recevrons à la fin de 1960. Outre la veine, dont l'ouverture n'a souvent atteint que 60 cm, les terrains découpés par la machine peuvent être durs, mais ils doivent ne pas être gréseux.

La machine permet de creuser une galerie de 6 à 7 m² de section. Elle est constituée essentiellement par 2 bras tournants, creusant chacun 4 ou 5 saignées concentriques, le terrain entre ces saignées étant brisé par des rouleaux éclateurs. Une chaîne de coupe transforme cette première section de creusement en une section quasi-rectangulaire, de 1,80 m à 2 m de hauteur, 3,20 m à 3,50 m de largeur. La machine repose sur chenilles ; elle est munie de 3 moteurs 50 ch ; elle pèse environ 40 tonnes.

Pendant les 11 premiers mois de 1959, la machine a creusé 2.700 m, à l'allure moyenne de 15 m par jour de marche effectif, à 2 postes ; le rendement réalisé s'élève à 190 cm/homme/poste, ou 11,6 m³/homme/poste. L'avancement journalier est de l'ordre de 4 fois celui obtenu en moyenne avec la mécanisation par scrapage, le rendement en cm/homme/poste de l'ordre de 3 fois, le rendement en m³/homme/poste de 2 à 3 fois. On estime qu'une Marietta peut remplacer 3 traçages en direction équipés avec scrapage.

Une machine pouvant creuser commercialement 3.000 m par an (soit 200 jours de marche effectifs), nos 5 machines, existantes ou commandées, pourraient creuser 15.000 m par an, soit environ 7 % du total des galeries en direction.

Nous avons donc là de nouvelles raisons de croire à de nouveaux progrès, et nous admettons la possibilité, pour les années à venir, d'une évolution inverse de celle à laquelle nous avons assisté ces 10 dernières années, les travaux au rocher venant cette fois à la remorque des travaux en veine.

Mais nous ne voulons pas attendre la généralisation de cette révolution technique pour réaliser encore quelques progrès : une multitude d'améliorations de détails sont toujours possibles dans nos galeries de niveau, tenant par exemple à la desserte des chantiers, à l'organisation du chargement, au matériel de foration... Nous constatons encore des différences trop grandes entre les résultats obtenus dans des chantiers, pourtant très comparables au point de vue de leurs possibilités techniques.

Beaucoup de chantiers exigent encore une multitude de petites mises au point ; elles sont du ressort de l'ingénieur d'exploitation, dont le rôle ingrat est de s'attacher à l'application rigoureuse des modes opératoires mis au point par l'ingénieur du service des essais, orienté maintenant vers les méthodes d'avenir.

Soutènement des jonctions « taille-voie » en chantiers mécanisés

par

P. STASSEN,

Directeur des Recherches à INICHAR

et

H. van DUYSE,

Ingénieur à INICHAR

SAMENVATTING

De firma Usspurwies heeft in samenwerking met de mijn Friedrich Heinrich een speciale ondersteuning ontworpen bestemd om de pijlervoet van de gemechaniseerde pijlers volledig vrij te houden.

Deze ondersteuning beoogt de volgende voordelen :

1) Het omschuiven van de pantserketting en de schaaaf te vergemakkelijken. Daartoe wordt de pijlervoet vrijgehouden, hetgeen toelaat de aandrijfmachine in de voetgalerij op te stellen. Bij het overschrijden van een ondersteuningsraam dienen slechts twee stijlen weggenomen en teruggeplaatst.

2) De lengte van de nissen verminderen. In de gemechaniseerde pijlers vergt het uitvoeren van de nissen een betrekkelijk talrijk personeel, dat het pijlereffect ongunstig beïnvloedt. Bovendien kunnen deze werken de vooruitgang van de pijler remmen,

vooral indien voortschrijdende ondersteuning wordt gebruikt. De nis is nu nog maar 2,50 m lang en wordt samen met het pijlerfront gedolven.

3) Een doorlopende ondersteuning van het hangende verzekeren op het verbindingspunt tussen pijler en galerij. Dit is een bijzonder kritische plaats waar zich vaak breuken voordoen met min of meer belangrijke steenval. Deze breuken zijn meestal te wijten aan het naast elkaar gebruiken, in pijler en in galerij, van ondersteuningssystemen van ongelijk draagvermogen en van zeer verschillende karakteristiek « inschuiving-belasting ». Op deze plaats ontstaan aldus buig- en schuifspanningen die het gesteente verbrokkelen. De ondersteuning Usspurwies laat het dak onaangetast en geeft het een doorlopende gelijkmatige steun vanaf de benedenwand van de galerij tot aan de bovenrand van de nis, die overigens gelijk met het galerijfront gedolven wordt.

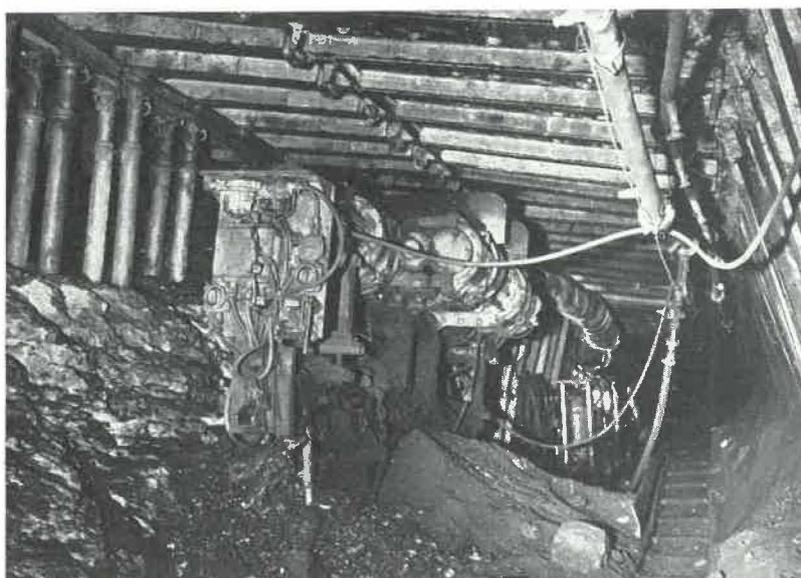


Fig. 1. — Soutènement Usspurwies pour les jonctions « taille-voie » en chantiers mécanisés — On remarque que les têtes motrices du convoyeur et du rabot sont avancées dans la voie de pied.

Introduction.

La société Usspurwies a mis au point, en collaboration avec la mine Friedrich-Heinrich, un soutènement spécial destiné à dégager complètement le pied de la taille dans les chantiers mécanisés (fig. 1 et 2).

Ce soutènement vise à obtenir les avantages suivants :

1) Faciliter le ripage du convoyeur et du rabot. A cet effet, le pied de la taille est bien dégagé, ce qui permet de descendre la tête motrice du convoyeur blindé et du rabot dans la voie de base. Au passage de chaque cadre, il n'y a que 2 étançons à enlever et à remettre.

2) Réduire la longueur des niches. Dans les tailles mécanisées, le creusement des niches au marteau-piqueur occupe généralement un personnel nombreux qui influence défavorablement le rendement. De plus, ces travaux peuvent entraver l'avancement journalier de ces tailles, principalement quand elles sont équipées de soutènement marchant. La niche n'a plus que 2,50 m de longueur et est creusée en même temps que la voie.

3) Etablir un soutènement continu du toit à la liaison entre la voie et la taille. C'est un point particulièrement vulnérable où il se forme fréquemment des cassures avec chute plus ou moins abondante de roche. Ces cassures sont généralement causées par l'emploi côte à côte, en voie et en taille, de deux

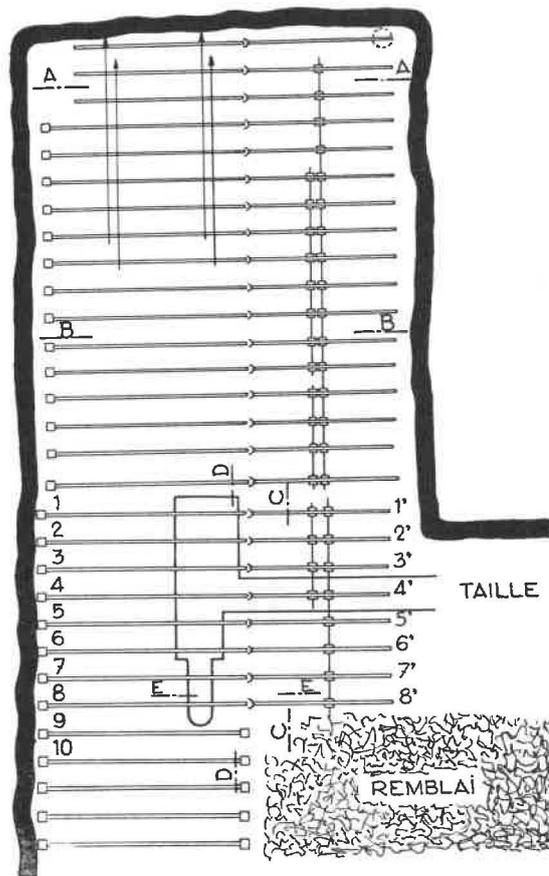


Fig. 2. — Coupe horizontale de la voie de pied depuis le front jusqu'au-delà de la taille.

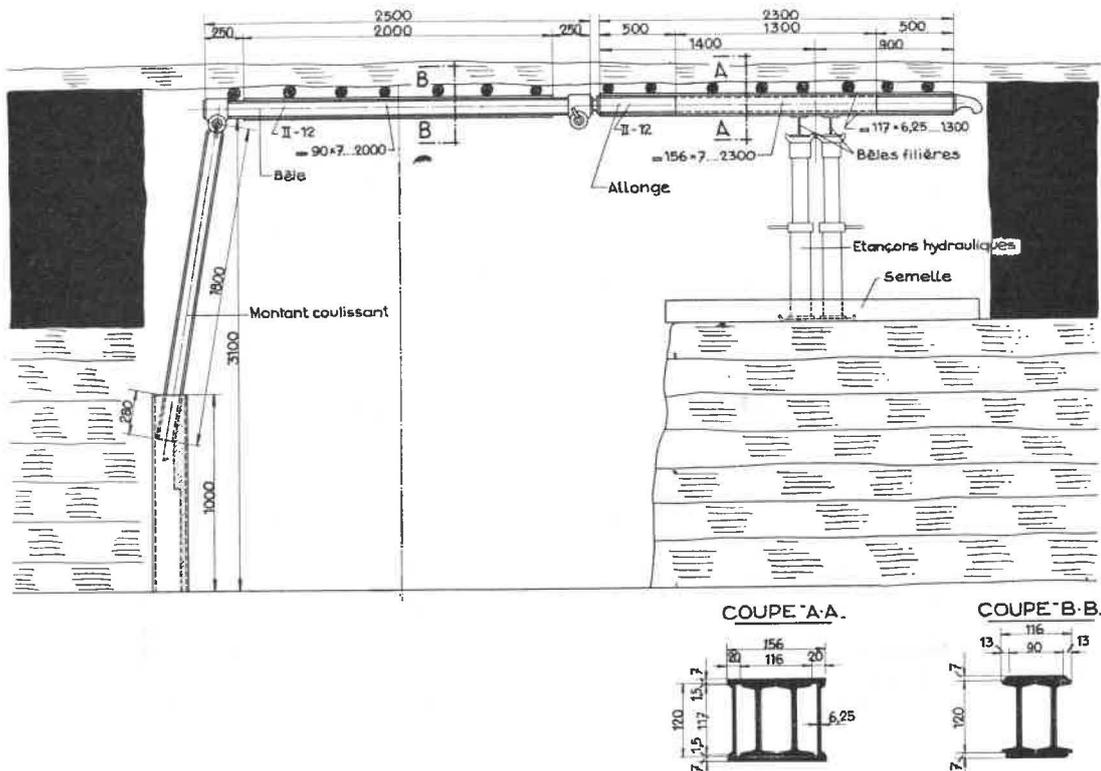


Fig. 3. — Détail du soutènement Usspurwies à front de la voie.

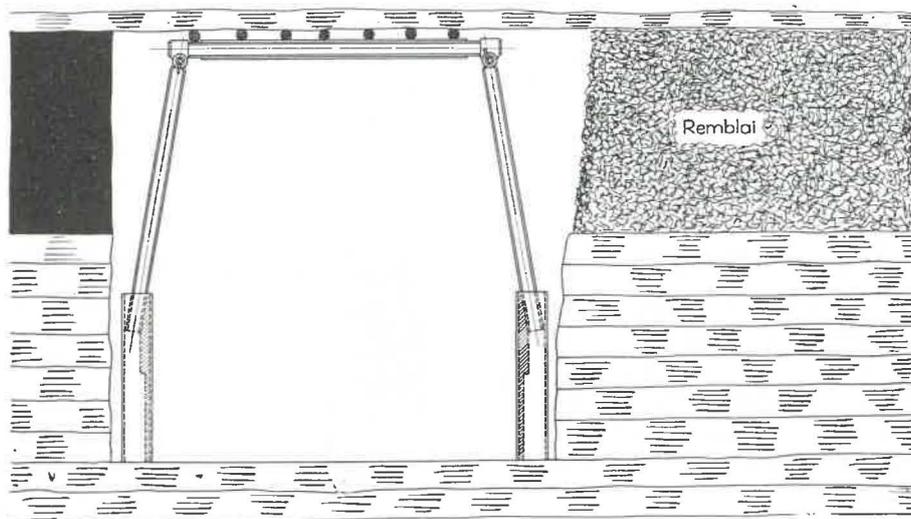


Fig. 4. — Détail du soutènement Usspurwies en arrière de la taille.

soutènements qui ont des portances inégales et des courbes caractéristiques « affaissement en fonction de la charge » très différentes. Il naît à cet endroit des flexions et des efforts tranchants qui fracturent et altèrent les roches. Le soutènement Usspurwies employé laisse la dalle de toit parfaitement intacte et lui offre un appui continu et uniforme depuis la paroi d'aval de la galerie jusqu'à l'amont de la niche. Celle-ci est d'ailleurs creusée en même temps que la galerie.

Description du soutènement Usspurwies.

Ce soutènement se compose :

en avant de la taille (fig. 3)

- 1) d'un montant coulissant dans un caisson spécial;
- 2) d'un chapeau en 2 pièces reliées par une articulation ;
- 3) de bèles filières jumelées ;
- 4) d'étauçons de taille coulissants ;
- 5) de solides semelles.

en arrière de la taille (fig. 4)

d'un cadre trapézoïdal constitué d'une bèle et de deux montants coulissants. La distance d'axe en axe entre cadres est de 0,70 m.

Examinons chacune des pièces du soutènement en détail.

Montant coulissant.

Les montants sont formés d'un vieux rail ou d'une poutre en I qui peut coulisser dans un caisson rectangulaire qui prend appui sur le mur de la galerie. Le caisson contient une épaisse planche de bois, coupée en biseau, qui s'écrase à mesure de l'enfoncement du montant et freine le coulisement (fig. 5). Il n'y a pas de risque de blocage du dispositif coulissant. La charge qui donne lieu à l'en-

foncement dépend de l'espèce de bois employée et de la forme de la cale en bois ; la portance peut donc être modifiée suivant les circonstances. Après coulisement d'une certaine longueur, on peut atteindre une portance de 30 tonnes locales.

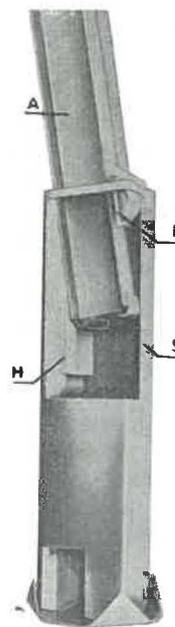


Fig. 5. — Coupe du caisson du montant coulissant.

- A montant métallique en fers I ou en vieux rails
- B coin de serrage
- H coin de calage en bois
- S caisson

I.

Bèle et allonge d'une portée totale de 4,80 m à 5 m.

Cette longue portée est rendue possible grâce à la présence de l'articulation qui annule le moment fléchissant au nœud et évite les graves déformations que l'on risquerait d'encourir avec une poutre unique.

La bèle proprement dite qui couvre la galerie a 2,50 m de longueur ; elle est formée de deux pou-

trelles I assemblées par 2 fers plats pour constituer un caisson. A l'intérieur du caisson, on a prévu une épaisseur hémisphérique qui prend place dans la cavité du crochet de la bèle d'allonge. Elle est pourvue, aux deux extrémités, de deux jointures articulées qui permettent la fixation des montants sans enlèvement de la bèle d'allonge.

La bèle d'allonge qui prolonge la première vers le pied de taille a 2,30 m à 2,50 m de longueur. Elle est aussi formée de 2 poutrelles I assemblées par 2 fers plats et renforcée par 2 plats verticaux au droit des têtes d'étauçons. Elle est terminée à chacune de ses extrémités par des crochets dirigés l'un vers le haut et l'autre vers le bas. Il est donc possible de retourner la bèle après chaque utilisation.

Bêles filières.

Les bêles d'allonge sont reprises par des bêles filières jumelées de 5 m de longueur. Elles sont décalées d'une demi-portée l'une par rapport à l'autre.

Etauçons hydrauliques.

Les bêles filières sont supportées par des étauçons hydrauliques Ferromatik d'une portance de 25 t, à raison de 2 pièces par bèle d'allonge.

Semelle.

Les deux étauçons qui portent une allonge sont posés sur une large semelle disposée perpendiculairement à l'axe de la galerie. Celle-ci a pour but de répartir la charge sur une large assise et d'éviter tout glissement éventuel de la brèche de mur suivant des plans de cassure préexistants. Les semelles sont constituées de 2 solides fers U placés de chant et reliés à la base par un fer plat.

Dispositif pour le renforcement du soutènement.

Dans le cas d'un mur tendre qui aurait tendance à fluer rien que sous le poids des semelles des étauçons hydrauliques, il faut renforcer la paroi du bosteyement côté taille.

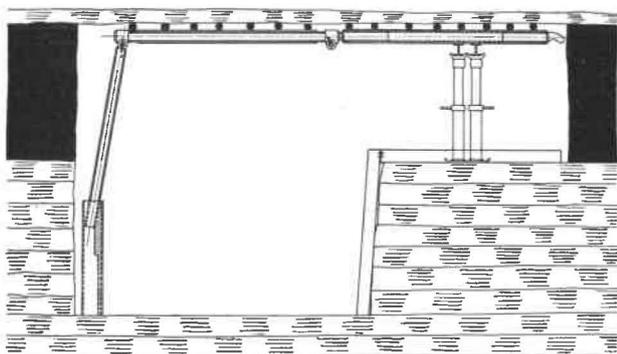


Fig. 6. — Renforcement de la paroi du mur de la couche au moyen de fers cornières.

On renforce cette paroi en remplaçant les semelles ordinaires par des cornières de plusieurs dizaines de centimètres de largeur et dont les ailes ont de 0,50 à 1 m de longueur (fig. 6).

Le mur peut aussi être renforcé par boulonnage, ainsi que le montre la figure 7.

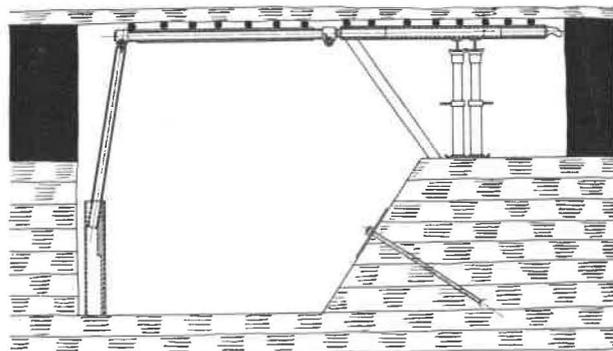


Fig. 7. — Boulonnage du mur et renforcement du soutènement du toit par un étauçon oblique à partir du mur de la couche.

En cas de poussée importante sur les bêles, on peut renforcer la portance à l'aide d'un étauçon oblique qui prend appui dans la semelle au pied des étauçons hydrauliques (fig. 7).

Organisation du travail.

A front de la voie de pied.

Dans le chantier visité, la voie de pied est creusée à 15 m en avant de la taille. L'avancement journalier atteint 3,50 m.

Au poste du matin, 6 hommes (3 abatteurs et 3 manœuvres) enlèvent le charbon sur un front de 6 m et une profondeur de 3,50 m. Le charbon est pelleté sur un convoyeur à raclettes blindé, installé dans la voie. La veine a 1,60 m d'ouverture, ce qui donne une production de 34 tonnes nettes et un rendement de 5,6 tonnes par homme poste. Ce front de 6 m englobe à la fois la largeur de la galerie et la niche du pied de la taille (fig. 8).

Ces hommes placent directement à front et au toit de la veine les bêles et leurs allonges articulées. Pour un avancement de 3,50 m, ils en placent 5 au cours du poste, étant donné qu'elles sont distantes de 0,70 m d'axe en axe. Ces bêles sont appuyées provisoirement sur des étauçons hydrauliques du côté de la taille et sur des étauçons en bois du côté opposé.

A la fin du poste, le personnel avance 2 grands coras de 6 m de longueur qui reprennent les 5 bêles nouvellement placées, ce qui permet l'enlèvement des étauçons provisoires en bois pour le tir du bosteyement dans le mur.

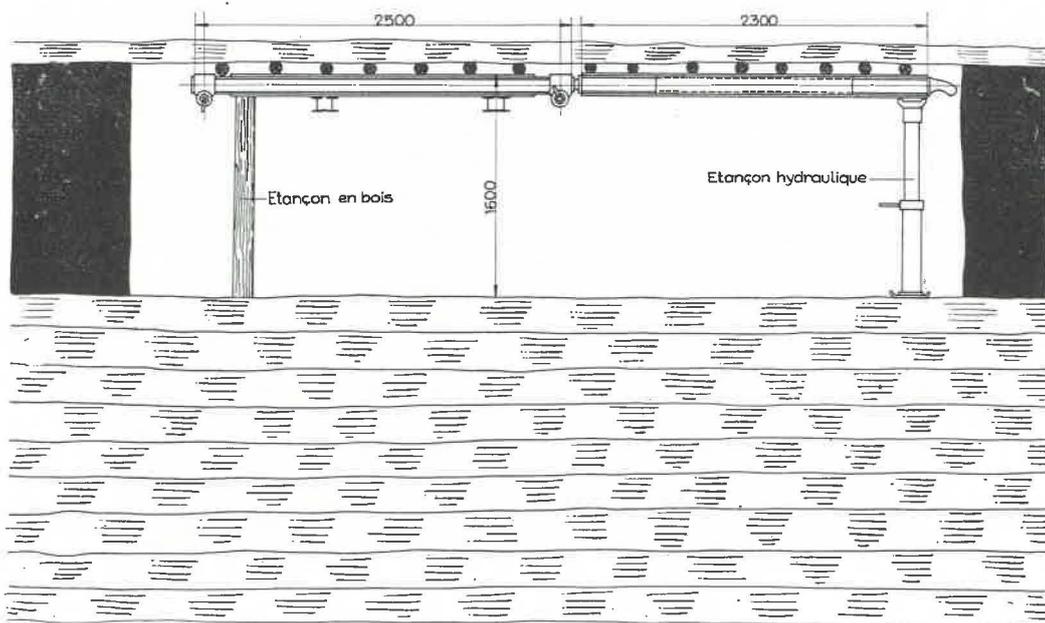


Fig. 8. — Coupe A-A de la figure 2 montrant le soutènement provisoire du toit de la couche à front de la voie.

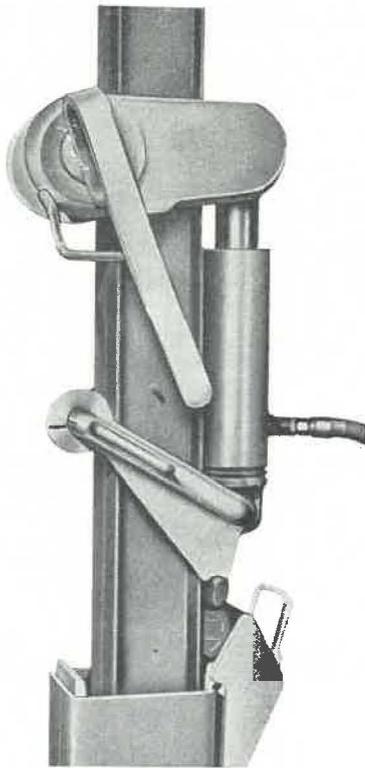


Fig. 9. — Extenseur hydraulique pour donner un préserage de 8 tonnes aux montants coulissants Usspurwies.

Les coras sont suspendus aux cadres précédents à l'aide de griffes. Les bèles filières latérales sont directement posées sous les bèles d'allonge à mesure que la place est dégagée. Ces bèles filières sont di-

rectement supportées par les étançons hydrauliques posés dans les semelles.

Au poste d'après-midi, 4 ouvriers forent et minent le bosseyement dans le mur de la galerie, puis évacuent les pierres. Le bosseyement dans le mur a 1,60 m d'épaisseur. La galerie est entièrement creusée dans le mur de façon à maintenir le toit intact.

Au poste de nuit, 3 ouvriers placent les 5 montants avec caissons coulissants du côté aval (c'est-à-dire le côté opposé à la taille). Les montants sont calés au toit à l'aide d'un extenseur hydraulique (fig. 9) qui permet de donner à la pose une charge de 8 t. Les cadres sont solidarisés entre eux par deux files de poussards en bois et par deux jeux de tirants constitués par des petits câbles d'acier placés dans des encoches spéciales (fig. 10).

La figure 11 montre le soutènement de la voie entre le front et la taille.

Au passage de la taille.

Pour riper les têtes motrices du convoyeur blindé et du rabot, il suffit, lors du franchissement d'un cadre, d'enlever 2 étançons hydrauliques et de les remplacer à l'arrière. Il n'y a jamais que 2 ou 4 étançons enlevés simultanément. Les bèles filières étant disposées en quinconce, celles-ci fournissent toujours un appui suffisant aux bèles d'allonge (fig. 12).

Derrière le convoyeur blindé, 2 hommes replacent immédiatement les étançons hydrauliques sous les



Fig. 10. — Soutènement à front de la voie de pied à la fin du poste de nuit.

bêles filières et complètent le soutènement de la voie.

Bien que la bête d'allonge soit encore accrochée, il est possible de disposer le montant d'amont sous la bête de voie en le fixant à l'articulation prévue à cet effet. Ce montant est également placé au moyen d'un vérin hydraulique, ce qui permet de lui donner un préserrage de 8 tonnes.

Les bêtes d'allonge sont encore maintenues dans l'allée de circulation du personnel. Elles sont enlevées dans l'allée en remblayage (fig. 13 et 14). Dans

le chantier visité, on n'édifiait pas d'épi de remblai en bordure de la voie, on remblayait pneumatiquement jusque contre le montant des cadres.

Observations sur le soutènement de la galerie.

La couche avait 1,60 m d'ouverture et, à 75 m en arrière du front, on constatait que le remblai n'avait

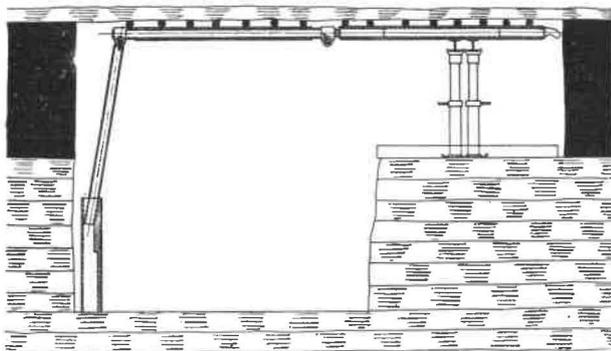


Fig. 11. — Coupe B-B de la figure 2 avec le soutènement de la voie de pied entre le front et la taille.

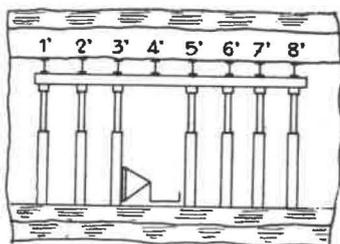


Fig. 12. — Coupe C-C de la figure 2 montrant qu'il suffit d'enlever 2 ou 4 étançons hydrauliques pour permettre le ripage du rabot et du convoyeur.

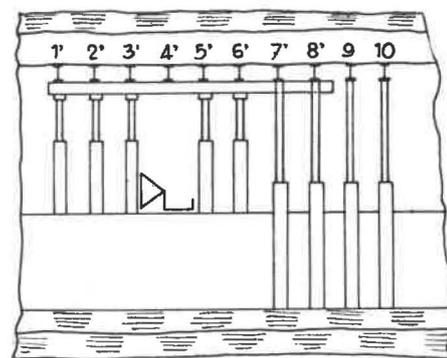


Fig. 13. — Coupe D-D de la figure 2 montrant que ce soutènement permet la pose de montants côté taille, sans enlever préalablement l'allonge.

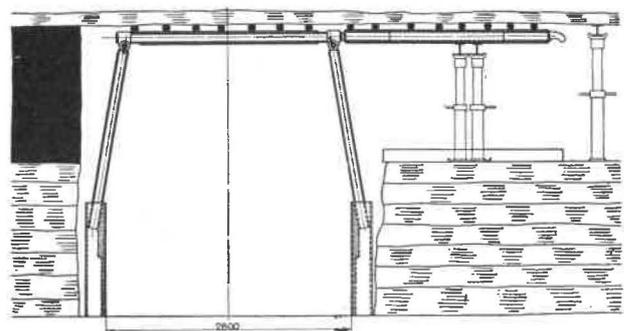


Fig. 14. — Coupe verticale E-E de la figure 2 derrière le convoyeur blindé.

plus qu'un mètre d'épaisseur (soit 63 % de l'ouverture initiale). Les cadres avaient coulé de 0,60 m.

Comme on ne prend pas de basse-taille, il se forme, dès le creusement, le long des montants d'aval de la galerie, une fracture dans les bancs du toit, parallèle au massif en place. La partie dégagée du toit était affaissée d'environ 15 cm en face du front de taille. Cet affaissement s'accroît à l'arrière quand la dalle de toit pose sur le remblai pneumatique et à mesure du coulisage des montants.

Le mur de la galerie était extrêmement solide par rapport aux roches habituellement rencontrées en Belgique. Les caissons coulissants ne reposaient sur le sol que par leurs arêtes. Une application similaire en Belgique nécessiterait l'emploi de bases pleines sous les caissons coulissants.

Conclusion.

Ce soutènement pourrait être utilisé avec profit comme soutènement provisoire au pied des chantiers mécanisés.

La galerie pourrait n'être creusée que 3 ou 4 m en avant de la taille et le bossement dans le mur n'aurait que 0,50 m à 1 m d'épaisseur. Le bossement dans le toit et le revêtement définitif seraient exécutés à 6 ou 7 m en arrière du front de la taille.

Envisagé sous cet aspect, ce revêtement mérite une attention toute particulière, car il simplifie considérablement le soutènement du pied de taille et des niches et permet un ripage aisé du convoyeur blindé et du rabot, ce qui est favorable à de grands avancements journaliers.

Sélection des fiches d'Inichar

Inichar publie régulièrement des fiches de documentation classées, relatives à l'industrie charbonnière et qui sont adressées notamment aux charbonnages belges. Une sélection de ces fiches paraît dans chaque livraison des Annales des Mines de Belgique.

Cette double parution répond à deux objectifs distincts :

- a) *Constituer une documentation de fiches classées par objet*, à consulter uniquement lors d'une recherche déterminée. Il importe que les fiches proprement dites ne circulent pas ; elles risqueraient de s'égarer, de se souiller et de n'être plus disponibles en cas de besoin. Il convient de les conserver dans un meuble ad hoc et de ne pas les diffuser.
- b) *Apporter régulièrement des informations groupées par objet*, donnant des vues sur toutes les nouveautés. C'est à cet objectif que répond la sélection publiée dans chaque livraison.

B. ACCES AU GISEMENT. METHODES D'EXPLOITATION.

IND. B 115

Fiche n° 25.290

F. MOHR. Das Abteufen des Schachtes 3 der Gewerkschaft des Steinkohlenbergwerks Haus Aden. *Le fonçage du puits n° 3 à la Société minière Haus Aden.* — Glückauf, 1959, 10 octobre, p. 1289/1300, 34 fig.

Puits de 7,20 m Ø utile foré à une latitude où les morts-terrains atteignent 500 m dont les 425 m supérieurs sont constitués de marnes suivies de sables verts. Les terrains, connus, se prêtaient bien à la cimentation. Depuis 1952, mais surtout depuis 1956, les couches Albert, Karl, Ida, Röttgersbank et Wilhelm (de 5 à 6 m de charbon) ont été exploitées, aussi systématiquement que les conditions locales le permettaient, dans le massif de protection. L'affaissement de surface prévu devait atteindre 1,25 m, en fait, on a constaté 1,20 m dont 0,90 m pendant le creusement. Ceci n'a occasionné aucun ennui. L'avant-puits, à part quelques fuites que l'on a obstruées, n'a pas présenté de difficulté. Le disque d'avant-forage, jusqu'à la profondeur de 18,80 m, a absorbé 1100 sacs de ciment, on n'a plus eu de difficulté jusqu'à l'Emsien inférieur qui d'habitude est sec et ici a donné une venue de 120 à 170 litres/min. L'étanchement a coûté 10.000 sacs de ciment. Dans le Turonnien, la venue monta à 1800 litres/min et, le Cénomannien, à 2400 litres/min. En tout, il a

fallu 55.000 sacs de ciment. Vue et détails sur le châssis de fonçage (22 m) et les treuils (électrique et à vapeur). Le creusement commencé en mai 1956 a atteint le Houiller en décembre 1958. Ainsi le creusement de 520 m a pris environ 30 mois, ce qui a dépassé assez bien les prévisions. Quelques particularités sont signalées. Un plancher tournant permettait l'implantation simultanée d'au moins 2 trous de cimentage dans une direction diamétrale et de bien les orienter. La cimentation a parfaitement réussi, les couronnes doubles de maçonnerie qui avaient été prévues dans les passes aquifères sont devenues inutiles. L'observation de la température dans les trous de cimentation a demandé une attention toute spéciale.

IND. B 40

Fiche n° 25.261

K. SEIDL. Wirtschaftliche Vorteile der Steigerung der Betriebspunktförderung durch Erhöhung des Abbaufortschritts. *Avantages économiques de l'accroissement du débit au point de chargement par l'accroissement de l'avancement du chantier.* — Bergbautechnik, 1959, septembre, p. 471/480, 34 fig.

Discussion des éléments du prix de revient - personnel nécessaire en taille pour une production journalière déterminée - personnel au remblayage - au creusement de la galerie - personnel au transport en galerie - à l'entretien. Considérations théoriques.

Conclusions : compte tenu des particularités de la concentration dans les mines de Saxe, les avantages de la concentration par l'accroissement des avancements ont été démontrés sur deux exemples. Les considérations théoriques permettent de conclure que, pour obtenir un abaissement de l'indice du personnel aux 100 m³, il est nécessaire d'accroître l'avancement tout en veillant sur un certain nombre d'autres points : avancement adéquat en galerie et du soutènement, arrivée normale du matériel, évacuation assurée des produits, etc...

C. ABATAGE ET CHARGEMENT.

IND. C 231

Fiche n° 25.224

J. WOODHEAD et R. WILSON. Mach waves in shock wave systems from a detonating solid explosive. *Les ondes de Mach dans les systèmes d'ondes de choc d'un explosif solide.* — *Safety in Mines Research Establ. Res. Rep. n° 155*, 1959, mai, 48 p., 26 fig.

Etude photographique des effets atmosphériques suivant la détonation d'un explosif non confiné. Les clichés à la camera Schlieren à miroir tournant montrent souvent des chaînons d'ondes de choc qui ont les caractéristiques de l'onde de Mach. Les ondes latérales et terminales venant d'un cylindre droit, sont reliées par une onde expansive de Mach qui déferle d'une région annulaire en section d'entonnoir. Le profil de l'onde terminale et la position de l'entonnoir dépendent de la forme géométrique de l'extrémité d'une charge cylindrique. Une onde de Mach peut se former axialement dans la pointe d'un cône et latéralement en une arête de prisme. Avec de grands angles entre les surfaces génératrices, le chaînon d'onde est simple et non du type Mach. Les ondes Mach, dans certaines conditions, se développent entre les systèmes en expansion provenant de cylindres d'explosifs jumelés suspendus en des positions relatives variées. Des cas de luminosité autonome intense se rencontrent dans les collisions avec choc. L'effet Munroe, caractéristique de certaines charges moulées suivant des formes particulières, semble s'expliquer par l'érosion produite par jets de produits gazeux et non par la production d'une onde de Mach.

IND. C 234

Fiche n° 25.349

R. LOISON, J. SOULE et G. THOUZEAU. Sensibilité électrique des détonateurs. Méthodes statistiques de détermination et de contrôle. — *Annales des Mines de France*, 1959, septembre, p. 565/591, 12 fig.

I. Principes. Coupe d'un détonateur électrique (à retard), le filament fusible est enrobé d'une poudre d'amorçage. Pour une intensité (constante) donnée, le temps minimum d'allumage de la poudre (t_a) et celui de rupture du filament (t_r) sont des

quantités qui varient légèrement dans un lot de fabrication. Or, le courant est interrompu dès que le premier délai de rupture est atteint, ainsi la condition pour qu'il n'y ait aucun raté dans la volée est que le plus petit délai de rupture soit plus grand que le plus long délai d'amorçage. D'où la méthode analytique de Taffanel : on détermine pour chaque intensité le plus grand délai d'amorçage et le plus petit délai de rupture, soit I_n l'intensité pour laquelle ces deux grandeurs deviennent égales, appelons t_n la valeur commune des délais extrêmes : c'est la durée minimum pendant laquelle l'exploseur doit fournir le courant pour qu'il ne risque pas d'être la cause de ratés. (La sécurité au grisou demande que ce temps ne soit pas exagéré). Le délai d'amorçage ne pouvant être mesuré directement, on tente l'amorçage avec des durées croissantes : on trace une courbe enveloppe des durées de passage les plus courtes ayant toujours donné lieu à amorçage pour différentes intensités ; l'inconvénient provient de ce que les valeurs trouvées dépendent du nombre de détos essayés. Une méthode utilisant le calcul statistique remédie à ce défaut.

Application de la statistique à la détermination de I_0 et de I_1 .

Théorie probabiliste du phénomène des ratés en volée : formule fondamentale.

La méthode statistique « Cerchar », cas où les lois sont normales. La méthode de contrôle par tirs de volées sur les intensités décalées.

II. Modalités d'application : procédé expérimental - appareil enregistreur. Ajustement des résultats. Plans d'essais et de contrôle.

IND. C 40

Fiche n° 25.234

G. STANDERLINE. Coalface mechanization 1949 to 1959. *La mécanisation au front de taille de 1949 à 1959.* — *Colliery Guardian* (Suppl.), 1959, juillet, p. 57/67, 7 fig.

En 1958, les machines Anderton tiennent la tête : 296 en service, suivies par Meco-Moore : 123, 164 haveuses à palettes de chargement, 48 rabots rapides et 11 lents, 72 Trepanners, 37 Huwood, etc.

Actuellement, l'effort des constructeurs de machines abatteuses se porte sur la production de gros charbon, ce qu'on arrive à réaliser, soit par un pré-havage, soit par une construction spéciale du tambour porte-couteaux. Les diamètres des tambours atteignent 1,80 m et on arrive, avec des lits de toit aisément détachables, à abattre jusqu'à 2,60 m de puissance.

Avec les rabots, dont l'usage s'étend, on emploie avec succès des pousseurs hydrauliques.

Dans les exploitations par chambres et piliers, les chargeuses à bras ramasseurs (genre Joy) prennent l'avantage (63 en service) et les mineurs continus avancent : 23 en service.

Dans l'ensemble, on note un accroissement de plus en plus rapide de la mécanisation en même temps que du rendement.

A noter parmi le matériel auxiliaire de mécanisation : un concasseur remblayeur pour les creusements de galeries en couches minces, mettant en remblai 10 et jusqu'à 20 tonnes à l'heure de pierres ; une machine à bosseoyer coupant les bancs de toit par attaque rotative sur une partie de la section (système Peake) ; la machine Dranyam, prototype d'une machine chargeuse creusant sa propre niche.

On peut prévoir que le chargement sera mécanisé à 100 % vers 1963.

IND. C 41

Fiche n° 25.291

H. WALTHER. Der Schichtenaufwand bei schälender und schneidender Kohलगewinnung im westdeutschen Steinkohlenbergbau. *L'indice de personnel de lavage et de rabotage dans les mines de charbon de l'Allemagne de l'Ouest.* — Glückauf, 1959, 10 octobre, p. 1300/1307, 4 fig.

En vue d'établir des comparaisons, on a rassemblé des renseignements sur 143 tailles à rabots et 101 tailles à haveuses.

Tableau 1 : d'une part tailles à foudroyage, de l'autre part remblayage pneumatique, ensuite 3 échelles d'ouvertures de 45 cm à 3 m et pour le total : indice de personnel aux 100 t brutes pour les diverses catégories d'ouvriers ; au total, en foudroyage, les rabots prennent 12 ouvriers aux 100 t et les haveuses 14,4. Pour le remblayage pneumatique : rabot : 10,5 - contre 11,2 pour les haveuses. Les productions journalières par haveuses sont en moyenne 17,6 % plus faibles que celles par rabot. Des tableaux détaillés analysent et précisent ces valeurs. Les différentes longueurs de tailles et avancements rencontrés ont permis d'établir des diagrammes intéressants qui montrent la variation de l'indice quand la longueur de taille augmente : en foudroyage, par 100 t d'extraction brutes avec la haveuse, l'indice diminue quand la longueur augmente. Le rabot manifeste un indice minimum aux environs de 180 m de longueur de taille. Des diagrammes donnent aussi en remblayage pneumatique les variations pour 10 m de front et pour 10 m de front par m d'avancement, ainsi que par 100 t d'extraction brutes quand l'ouverture de la couche varie de 40 à 240 cm pour le rabot et de 60 à 200 cm pour la haveuse.

IND. C 4220

Fiche n° 19.369^{VI}

P. WILLIAMS. Coal ploughs and their application. *Les rabots et leurs applications.* — *Colliery Engineering*, 1959, septembre, p. 405/411, 4 fig.

L'auteur examine les facteurs influençant l'économie d'une installation de rabot : personnel et rendement, salaires, frais d'installation, intérêt et dépréciation, entretien, coût de l'énergie, altération du

charbon abattu. Il compare les résultats obtenus avec ceux des méthodes classiques et examine séparément l'effet de la longueur du front et de l'avancement journalier, de l'épaisseur de la couche : tout facteur tendant à l'augmentation de la production augmente l'avantage du rabot.

Tout bien considéré, le rabot est, en taille chassante (longwall), le procédé mécanique d'abattage le plus souple, s'adaptant aux conditions les plus variées de puissance, de pente etc...

Il constitue un procédé satisfaisant au point de vue de la sécurité. La dureté du charbon diminue l'avantage, mais la solution des rabots activés peut le rétablir.

Les murs irréguliers et tendres sont une difficulté, mais elle existe pour les autres machines d'abattage.

D. PRESSIONS ET MOUVEMENTS DE TERRAINS. SOUTÈNEMENT.

IND. D 1

Fiche n° 25.387

L. ROBINSON. The effect of pore and confining pressure on the failure process in sedimentary rock. *L'effet de la porosité et de la pression de confinement sur le processus de rupture des roches sédimentaires.* — Troisième symposium sur la mécanique des roches. — Colorado School of Mines, 1959, juillet, p. 178/199, 12 fig.

Terzaghi (1943) a signalé l'importance de tels essais pour pénétrer le mécanisme de rupture des roches en profondeur. L'auteur, disposant d'une machine d'essai universel de Tinius Olsen, a procédé à des essais de composition triaxiale avec simultanément injection d'eau pour les grès et calcaire ou saumure pour les schistes dans les pores de l'échantillon (cyl. de 19 mm diamètre × 38 mm).

Expérimentalement, on constate que le mode de rupture de la roche est influencé par la différence entre les pressions respectives de confinement et des pores. Quand cette différence croît de 0 à 700 atm, la rupture passe progressivement du processus cassant au malléable (départ de la droite d'élasticité de plus en plus tardif).

L'enveloppe de Mohr (qui correspond à la déformation plastique) est tracée pour la craie, le grès et le marbre, la rupture fragile est à l'intérieur de cette enveloppe. Dans les trois cas, la rupture fragile se produit quand les pressions pore et triaxiale sont égales, quand l'écart s'agrandit on passe d'une façon continue à une rupture malléable.

La tension de rupture ne croît que lentement avec la charge triaxiale quand la pression dans les pores croît simultanément.

IND. D 1

Fiche n° 25.392

D. CLAUSING. Comparison of Griffith's theory with Mohr's failure criteria. *Comparaison entre la théorie de Griffith et des critères de Mohr sur la rupture des roches.* — Troisième symposium sur la mécanique des roches. — Colorado School of Mines, 1959, juillet, p. 287/296, 6 fig.

Dans l'exploitation des mines, le phénomène de rupture des roches est la cause de gros ennuis, en même temps qu'il est le but recherché dans les opérations de forage et de tir à l'explosif.

Dans ces derniers cas, nous y dépensons environ mille fois l'énergie strictement nécessaire. Il y a donc un intérêt économique évident à bien connaître le phénomène de la fragmentation pour arriver à un moindre gaspillage d'énergie.

L'auteur compare la théorie de Griffith sur la fissuration préalable (1920 Angleterre) pour expliquer la rupture des roches fragiles, à celle de Mohr (1900 Allemagne) basée sur la plasticité ; il décrit des expériences exécutées dans l'étude de ce phénomène et en donne les résultats, notamment l'angle de frottement varie avec la charge. Cependant, au moment de la rupture, la valeur est la même dans les deux théories.

Les résultats confirment la théorie de Griffith. Ils montrent la complexité du problème qui demandera encore de nombreuses recherches.

IND. D 1

Fiche n° 25.379

R. WUERKER. Influence of stress rate and other factors on strength and elastic properties of rocks. *Influence du taux de sollicitation et d'autres facteurs sur la résistance et les propriétés élastiques des roches.* — Troisième symposium sur la mécanique des roches. — Colorado School of Mines, 1959, juillet, p. 5/31, 11 fig.

Compte rendu d'essais effectués pour déterminer les propriétés de roches. Le taux de progression de sollicitation prescrit pour l'essai de compression est de 7 kg/cm² par seconde. Des données fournies par des essais avec des vitesses de mise en charge plus grandes (essais de choc ou essais soniques), montrent que la résistance et le module d'élasticité peuvent varier du simple au double.

On a publié des données sur un autre matériau artificiel, le béton. Un échantillon avait une résistance à la compression de 175 kg/cm², un autre 456 kg/cm². Les taux de sollicitation variaient de 0,07 à 7⁷ kg/cm² par seconde, les taux de déformation de 10⁻¹⁶ à 10 cm/cm par seconde. La capacité d'absorber l'énergie de déformation augmentait également avec le taux d'application de la charge. La signification des essais de compression de choc et soniques est limitée par le fait que les roches ne sont presque jamais soumises à un seul type d'effort. L'influence d'autres facteurs, tels que la combinai-

son des efforts et le confinement, seront discutés en se servant d'une extension de la théorie de Mohr pour une gamme de phénomènes restant dans les limites de validité de l'enveloppe de Mohr figurée par une ligne droite.

L'augmentation de résistance à la compression, due à la pression de confinement, est beaucoup plus élevée que celle due à l'augmentation du taux de sollicitation.

IND. D 433

Fiche n° 25.280

DOWTY. New hydraulic roof supports. *Nouveaux étaçons de soutènement du toit.* — Colliery Guardian, 1959, 1^{er} octobre, p. 259/262, 4 fig.

Description de nouveaux types d'étaçons Dowty: le Duke 20 t et la pile (chock de) 50 t. Tous deux hydrauliques.

Le premier convient aux ouvertures de 0,75 m à 2,10 m ; il est fourni en 6 grandeurs dont chacune comporte 6 extensions détachables. La plus courte a 0,70 m avec une course hydraulique de 0,16 m. La plus longue a 2,13 m avec course de 0,70 m. La description détaillée de cet étaçon est fournie : une pompe à piston à double effet est logée dans son tube intérieur. Le dégagement de l'étaçon peut être réalisé directement ou à distance. Le mécanisme de cet étaçon comporte plusieurs particularités qui le rendent maniable, sûr, d'entretien aisé et efficace.

La pile de 50 t est également décrite en détail. Elle est robuste, avec larges assises, facilités d'adaptation à des ouvertures diverses et possède les mêmes qualités que l'étaçon décrit ci-dessus.

IND. D 50

Fiche n° 25.288

K. HESSELBARTH. Die Beurteilung des Versatzes durch Kennziffern. *L'appréciation du remblai par les caractéristiques.* — Bergbauwissenschaften, 1959, 20 septembre, p. 436/440, 9 fig.

Généralités sur la nécessité du remblayage - La pression de terrain en fonction du remblai: diagramme de Kegel pour la détermination de la charge prise par le remblai quand sa densité ou sa résistance augmente - Ce que doit être un bon remblai.

Caractéristiques empiriques des remblais : Rapport des berlines de pierres aux berlines de charbon extrait ; valeurs moyennes de remplissage des divers types de remblais : manuel - pneumatique - par bande jeteuse - par culbutage.

L'indice de tassement :

$$\Delta_m = \left(1 - \frac{f \cdot 0,85 \cdot H_K}{H_B}\right) 100 \%,$$

où f est le pourcentage de remplissage, H_K le coefficient de foisonnement du charbon et H_B celui des pierres. Dans de bonnes conditions Δ_m = 40 à 50 %.

Application des lois de la physique des sols au remblayage : le remblai en tant que matière foison-

née. Le pourcentage de vide d'un remblai est en re-

lation avec la densité de dépôt : $d = \frac{r}{\gamma}$ où r est le

poids d'une unité de volume de remblai et γ son poids spécifique. Une figure montre comment varie la portance d'un remblai selon qu'il est dur ou tendre quand d varie de 0,5 à 1 : celle du matériau tendre varie très peu jusqu'à 0,95, puis s'élève brusquement pour rejoindre le matériau dur dont la courbe a crû régulièrement.

Döring a étudié l'influence de la granulométrie.

En appelant $d_e = \frac{r_e}{\gamma}$ la densité de dépôt au moment

du remblayage, il trouve la meilleure valeur pour $d_e = 0,6$. Il a comparé les cas de remblais à 2 et 3 dimensions, des granulométries de pierres de lavoir et remblai hydraulique sont données à titre d'exemple. L'auteur recommande des essais pratiques, par exemple sous l'égide de l'Académie de Clausthal. Jakobi part des courbes granulométriques et pose un certain nombre de paramètres. L'auteur propose quelques autres grandeurs. Vue d'une machine pour l'essai de damage des routes qui pourrait éventuellement servir à ces recherches. Travaux sur modèles de Jahn signalés dans le résumé.

IND. D 60

Fiche n° 25.209^I

C. CHEVALIER. Le soutènement en travers-bancs et en voies. — Bull. de l'Assoc. des Anciens Elèves de l'Ecole des Mines de Douai, 1959, juillet-août, p. 537/545, 12 pl.

L'étude porte surtout sur le soutènement en cadres Toussaint-Heintzmann. L'auteur traite du transport du matériel de cadrage, de la visée des plombs et prises de niveau, des opérations successives de la pose d'un ou de deux cadres, troussage ; de la récupération des entretoises et boulons. Il indique des chronométrages permettant d'apprécier le travail des ouvriers. Il envisage ensuite le comportement des cadres T.H. : contrôle des déformations des assemblages, des couronnes et des pieds ; attribuables généralement à l'insuffisance de compressibilité des cintres, à l'influence des exploitations et zones accidentées, ou au soufflage et poinçonnage du sol. Passant à l'examen des conditions de bonne tenue d'un travers-bancs, l'auteur étudie successivement le choix de la direction du creusement, le choix du profil et de la section, l'écartement à prévoir entre cadres, le garnissage et le troussage, la forme du cadre, l'assemblage des éléments ; en ce qui concerne cette dernière, la forme elliptique partielle est généralement la plus avantageuse, avec recouvrements coulissants assez longs et verticaux et, de préférence, avec étriers iso-coulissants.

IND. D 65

Fiche n° 25.337

X. Support at roadheads. *Le soutènement des galeries près des fronts de taille.* — N.C.B. Inf. Bull. 59/212, septembre, 13 p., 13 fig.

Le problème du soutènement acquiert une importance particulière aux carrefours créés par la rencontre des voies avec les fronts de taille mécanisés, le bosseyement introduisant une difficulté supplémentaire, qu'il se fasse en arrière ou en avant du front. La notice expose les différents aspects du problème et les solutions qui y sont apportées, dans l'exploitation par tailles chassantes. Elle envisage d'abord le soutènement de la face inférieure du bosseyement en arrière du front, soit par unités comprenant des bèles ou barres rigides en poutrelles H supportées par étançons coulissants, soit par des barres spéciales assemblées bout à bout ou ajustables. En avant ou au niveau du front de taille, la face inférieure du bosseyement est plus facile à soutenir. Le soutènement du front de bosseyement proprement dit, face verticale, en arrière du front s'opère par des fers cornières maintenant un garnissage en planches et appliqués contre le terrain, soit par des arcs-boutants, soit par boulons de toit horizontaux. On peut le maintenir aussi par un système triangulaire d'arcs-boutants appuyé aux cadres de revêtement en arrière et au toit. La notice envisage ensuite le soutènement du toit nouvellement mis à découvert par le bosseyement, en arrière ou en avant du front, soit par des éléments provisoires soutenus de l'arrière et travaillant en porte-à-faux, soit par boulons de toit ou les deux combinés. Elle mentionne enfin les mesures de soutènement particulières pour les parois, puis pour le cas de voies poussées loin en avant du front et enfin pour le cas où le mur donne lieu à des soufflages importants.

IND. D 711

Fiche n° 25.209^{II}

C. CHEVALIER. Le soutènement en travers-bancs et en voies. — Bull. de l'Assoc. des Anciens Elèves de l'Ecole des Mines de Douai, 1959, septembre, p. 547/555.

L'auteur examine pour les voies de tailles, de durée plus limitée et soumises à des pressions plus fortes, la solution du boulonnage au toit. La difficulté de la récupération des boulons la rend coûteuse pour le soutènement provisoire. En soutènement définitif, elle s'applique au cas où le toit immédiat est surmonté d'une assise solide, grès ou autres, où le scellement s'opère.

Le groupe de Douai utilise des boulons à fente et à coin de 22 mm de diamètre, 1,50 m à 1,80 m de longueur. Fente sur 150 mm tranchée à chaud sans enlèvement de métal. On donne les détails du placement, les types de billes (barres jumelées de 3 m de longueur, section 30 × 40), de plaques de serrage, le garnissage, le matériel de foration et de serrage.

L'auteur décrit ensuite les méthodes de boulonnage, à la densité de 1 tige par m² environ et son minutage. Le boulonnage a des avantages certains et quelques inconvénients qui peuvent être diminués par des mesures de sécurité et de contrôle : contrôle de l'état des terrains boulonnés, essais de traction sur les boulons, contrôle du serrage des écrous, pose de bois témoins, mesure de la convergence des éponges. Ces mesures s'imposent plus ou moins suivant la situation de la voie par rapport aux exploitations voisines qui peuvent influencer sa tenue.

IND. D 711

Fiche n° 25.249

F. KIRNBAUER. Das Injekto-Verfahren, eine neue Methode des Ankerbaus. *Le procédé Injekto : nouvelle méthode de boulonnage.* — *Montan Rundschau*, 1959, septembre, p. 194/198, 5 fig.

Actuellement aux États Unis on place 2 M de boulons/mois, ce qui représente 4 M de \$ rien que pour le matériel et présente de nombreux avantages : consolidation hâtive des terrains, accélération du soutènement, économie d'acier.

Il existe de nombreux systèmes de boulonnage, l'article décrit le nouveau procédé suédois. La réalisation est aisée et ne demande qu'un ouvrier. Après le creusement du trou, on introduit jusqu'au fond du trou un petit tube qui sert à l'évacuation de l'air et qui est repris quand la pose est finie. Il existe deux procédés selon que l'on remplit complètement l'intervalle trou-boulon ou bien qu'on remplit seulement la partie supérieure de cet intervalle. Le premier procédé s'applique seulement quand on veut protéger le boulon contre la rouille. Dans le second cas, on met la quantité de béton fin nécessaire dans un cylindre pourvu d'un piston et d'un diamètre environ 1/3 plus petit que le trou de sonde, sa capacité est fonction de la hauteur de remplissage. On pousse d'abord dans le trou une fourrure en laiton pourvue de dents d'arrêt, on l'arrête à bonne hauteur, puis on fait monter le cylindre quand il s'est arrêté sur la fourrure ; le piston qui est à l'intérieur monte et chasse dehors le béton qui remplit le trou. Le boulon est un simple fer à béton qu'on enfonce facilement dans le béton. Dans certaines régions, la fourrure en laiton est enfilée sur une chemise en fibre de verre pour faciliter le placement. Un seul inconvénient : le boulon n'est pas récupérable, par contre le P.R. est très bas, dans le trou de sonde il ne reste que la fourrure de laiton, le boulon et la charge de béton.

IND. D 711

Fiche n° 25.274

S. BARKER. Roof control in thin seams. *Le contrôle du toit en couches minces.* — *Mining Congress Journal*, 1959, septembre, p. 43/45, 1 fig.

Description d'une exploitation à la Island Creek Coal Co, Kentucky, couche de 0,75 m ; accès par

tunnel incliné. Le toit est assez mauvais et les chambres ont jusqu'à 16 m de largeur.

Plusieurs systèmes de soutènement utilisant le bois et le métal ont été essayés. En fin de compte, le boulonnage du toit a été adopté : boulons de 0,75 m placés immédiatement derrière la chargeuse, écartés de 1,50 m dans la ligne, écart entre lignes 2,40 m. Des boulons plus longs, 1,50 m, sont placés au centre des voies de traçage et à chaque havée chargée, des vérins de sûreté sont disposés pour renforcer le soutènement aux endroits les plus exposés. Les boulons de 1,50 m sont pliés à angle droit pour leur introduction et redressés lorsque la moitié est introduite dans le trou. On récupère 75 à 80 % des boulons. L'article décrit l'exploitation, par dépilages avec haveuses, convoyeurs à chaînes et piqueurs à main et pont-convoyeur avec chargeuse mobile.

E. TRANSPORTS SOUTERRAINS.

IND. E 412

Fiche n° 25.367

C. KESSLER, W. MEINHARDT, I. NEUFFER et G. RUBE. La machine d'extraction à courant continu avec régulation Transidyn Siemens. — *Revue Siemens*, n° 5, 1959, p. 146/154, 15 fig.

Description du système Siemens de régulation et commande automatique des machines d'extraction. Amplificateurs de réglage magnétiques avec transistors (transistors) commandés directement par une troisième électrode et agissant comme redresseurs, transducteurs Hall pour la mesure de l'intensité. Dans le même numéro, H. Börschlein : description de ces appareils, p. 172, fig. 2.

Comportement dynamique de la régulation d'une machine à courant continu et bases de la régulation Transidyn ; ses éléments de construction. La régulation Transidyn pour l'alimentation de groupes convertisseurs ; cas d'alimentation par convertisseurs statiques. Exemples de diagrammes de comportement dynamique dans différents cas.

IND. E 414

Fiche n° 25.352

X. Multi rope winding at Rufford Colliery. *Extraction à câbles multiples au Charbonnage de Rufford.* — *Colliery Engineering*, 1959, septembre, p. 378/383, 8 fig.

A Rufford, East Midlands, les machines d'extraction ont été électrifiées, et on s'est décidé à les installer au-dessus des puits dans une tour en charpente d'acier. La construction des tours présentait des exigences assez particulières qu'il a fallu satisfaire.

La machine du puits n° 3 extrait avec 2 skips qui s'équilibrent, de 12 t de capacité, à la profondeur de 930 m pour donner 450 t à l'heure à la vitesse de 14,2 m/s.

Le puits n° 2 est équipé d'une cage à deux paliers, avec contrepoids pour le personnel et le matériel. La cage permet une charge utile de 12 t ou 100 hommes.

L'article fournit les données sur les machines avec tambours à friction, leur système de contrôle, l'installation de skips, fond et surface, les dispositifs de sécurité comprenant notamment des butoirs hydrauliques, deux cylindres par skip au sommet de la tour pour arrêter le skip en cas de mise à molettes, dispositif complété par un mécanisme de retenue en cas de rupture de câble.

On fournit également des données sur les trémies et alimentateurs des skips, les suspensions à quatre câbles, les appareils de contrôle automatique de la recette.

IND. E 446

Fiche n° 25.310

B. NIELD. The strain-ageing behaviour of capel-socket materials. *Le vieillissement des métaux constituant les sockets des pattes de câbles d'extraction.* — *Safety in Mines Research Establ.*, n° 176, 1959, août, 14 p., 2 fig.

En Grande-Bretagne, les pattes de câbles d'extraction métalliques sont constituées par un coin conique à creux central dans lequel s'engage le câble dont les fils sont rabattus extérieurement au cône et noyés dans du métal blanc fondu. Le coin conique, au socket, se termine par un étrier qui se relie au dispositif d'attache de la cage. Les températures des métaux employés lors de la confection de la patte sont stipulées par le règlement. Les pattes retirées du service et soumises aux essais ont montré une composition en acier doux à 0,20 % de C et bas silicium, souvent peu homogène, de résistance médiocre aux essais, très améliorée par un traitement thermique de normalisation. Toutefois, ils peuvent rester cassants par suite du vieillissement. Certains aciers, surtout l'acier doux à 1,5 de Mn, sont peu sensibles au vieillissement. Les températures de préchauffage du socket, lors de la confection de la patte, et le traitement thermique à appliquer après une durée de service avant d'être réutilisé, sont examinés et discutés.

IND. E 45

Fiche n° 25.359

W. GIBSON, BIGGART et P. McGEOCH. Design and manufacture of cage suspension gear. *La construction des engins de suspension des cages.* — *Mining Electrical and Mechanical Engineer*, 1959, octobre, p. 96/99.

Résumé d'une communication qui étudie les conditions particulières à l'étude des organes d'attache des cages aux câbles d'extraction : types de pattes, crochets détachables en cas de mise à molettes, dispositifs de réglage de la longueur, attaches quadruples par les 4 coins de la cage, nécessité d'assurer le libre déplacement dans deux plans. Autres points

étudiés : dans le cas de machines d'extraction à câbles multiples, méthodes de réfection des pattes et de réglage de longueur des câbles ; indicateur de charge de chaque câble, coefficients de sécurité. Les techniques de fabrication des attaches concernent le choix du métal à employer, les traitements thermiques et le contrôle au laboratoire.

F. AERAGE. ECLAIRAGE. HYGIENE DU FOND.

IND. F 110

Fiche n° 25.308

M. WEST. Economic factors in the design and operation of underground ventilation circuits. *Les facteurs économiques dans la conception et la conduite des circuits d'aérage souterrains.* — *Bull. of the Inst. of Mining and Metallurgy*, 1959, septembre, p. 561/575, 13 fig.

Analyse des principaux éléments du prix de revient de l'aérage souterrain et méthode de détermination des dimensions économiques des galeries.

Discussion de l'application pratique de la méthode tant en ce qui concerne la conception d'un circuit que dans sa mise en service. On donne une série de schémas et diagrammes montrant les dimensions économiques d'une galerie d'aérage répondant à des circonstances variées et faisant intervenir l'action de ventilateurs.

IND. F 123

Fiche n° 25.406

K. RENNER. Etude sur l'aérage secondaire d'une galerie d'avancement dans les mines de potasse (Sté Braunschweig Lüneburg). — *Mines* n° 4, 1959, p. 327/334, 4 fig.

Une galerie de 2400 m de longueur totale était à réaliser. Le volume d'air à front devait être $Q = 100 \text{ m}^3/\text{min}$. L'étude avait déterminé un diamètre de canar de 600 mm. On a décidé d'utiliser les ventubes plastiques et un ventilateur de 600 mm de diamètre - 14 kW, type ESN 6 - 200 II, Korfmann-Witten.

Aérage secondaire à l'étage de 430 m branché sur l'entrée d'air, ventilation soufflante retour par une ancienne taille.

Jusqu'à un avancement de 700 m, les ventubes type B ne laissaient apparaître que des fuites minimes. Au-delà, l'accroissement de pression (de 83 à 157 kg/m^2) par suite d'une variation de section détermina des déformations exagérées des ventubes, surtout dans les 200 premiers mètres. On décida de monter les 200 premiers mètres en canars rigides en bois et au-delà d'utiliser des ventubes type F en longueur de 30 m. Le 20 mars 1957, la Westfälische Berggewerkschaftskasse de Bochum a fait une inspection dont le rapport est donné, la galerie avait à ce moment une longueur de 1567 m dont : 196 m en canars rigides en bois, 480 m de ventube plastique

type F (16 éléments de 30 m) et 872 m de ventube plastique type B (109 éléments de 8 m).

Exposé des essais, mesures et calculs : diagramme des chutes de pression. Les pertes de charge dans les types F diffèrent peu de celles dans le canar en bois tant que la pression est suffisante pour les maintenir (au-dessus de 200 mm d'eau). Les diagrammes du ventilateur donnent un rendement de 60 %, une autre disposition avec 2 ventilateurs en série donnerait légèrement plus.

IND. F 231

Fiche n° 25.302

A. BRYAN. Report on mining explosions. *Rapport sur les explosions dans les mines.* — *Colliery Guardian*, 1959, 8 octobre, p. 284/288, et 15 octobre, p. 301/305 - *Iron and Coal T.R.*, 1959, 2 octobre, p. 477/480.

En 5 ans, 13 coups de grisou se sont produits en Angleterre, ils sont énumérés, et ont spécialement ému l'opinion. Un comité créé par le Ministre britannique pour étudier le problème des explosions a déposé ses conclusions. Elles concernent d'abord la ventilation et ses prescriptions générales. L'émission du grisou, particulièrement aux endroits critiques, doit être observée et contrôlée efficacement et la ventilation doit être adaptée aux indications recueillies. La surveillance doit exercer ses devoirs d'inspection tant dans le contrôle du grisou au front de taille, au front de remblai et en général partout où des accumulations dangereuses peuvent exister, que dans le contrôle du toit.

La surveillance doit disposer de l'appareillage nécessaire, maintenu dans un état d'entretien parfait. Elle doit veiller à ce que les moyens de ventilation soient toujours à la hauteur des circonstances, assurer au besoin une ventilation auxiliaire dans les traçages. Il est désirable de désigner des spécialistes pour le contrôle de la ventilation, et nécessaire de provoquer aux divers échelons de la hiérarchie du personnel des échanges de vues sur ce sujet. Il est également nécessaire que chacun soit mis au courant des particularités du phénomène de dispersion du grisou et instruit des moyens de le diluer et de l'évacuer efficacement.

Le rapport mentionne les principales précautions usuelles réglementaires en matière de contrôle des terrains, particulièrement en ce qui concerne la première poussée et ses effets dans l'arrière-taille, de surveillance des voies où des cavités peuvent servir de réservoirs au grisou, de confection de remblais efficaces. L'entretien et la protection du matériel, surtout du matériel électrique, ont aussi une grande importance pour éviter les causes d'explosions. Les engins de minage, câbles et explosifs, ont droit à une attention spéciale.

Les poussières de charbon, d'après des recherches récentes, sont plus difficiles à enflammer lorsqu'elles sont humides, mais leur explosion, lorsqu'elle a lieu, est plus dangereuse que celle des poussières sèches.

Il y a donc lieu d'éviter autant que possible leur accumulation. Le rapport rappelle les interdictions de jeter au remblai les explosifs ratés et d'introduire des allumettes dans la mine. Il discute la question des mines considérées comme non grisouteuses, où l'éclairage à feu nu est autorisé et conclut au danger de cette tolérance qui devrait être restreinte.

Il se termine par des considérations sur les facteurs humains du problème et sur la nécessité d'organiser l'instruction du personnel et sa collaboration à la sécurité. La réglementation actuelle est suffisamment complète, mais il faut l'observer.

IND. F 2321

Fiche n° 25.355

A. LATIN. Frictional sparks from light alloys. *Étincelles par friction des alliages légers.* — *Colliery Engineering*, 1959, septembre, p. 397/404, 7 fig. et 1959, octobre, p. 440/446, 6 fig.

Dans la 1^{re} partie de l'article, l'auteur discute les conditions dans lesquelles se produisent ces étincelles dangereuses et rappelle les résultats des recherches du N.C.B. Mining Res. Est. Les procédés pour diminuer le danger sont examinés. Des essais ont été réalisés avec des antifrictions dont le Polytétrafluorure d'éthylène et le MoS₂ - des alliages abaissant la température de fusion : étain (232° C) plomb (327° C) - et des antioxydants (Silice) sont difficilement utilisables, certaines silicones pourraient donner des résultats mais on ne connaît pas encore un procédé métallurgique d'incorporation.

Les essais ont été faits avec un pendule de choc glissant et d'autres avec un bras griffant sur un disque tournant. Les étincelles ont été photographiées et mesurées.

Conclusions : 1) le mécanisme d'allumage peut résulter d'une réaction entre l'aluminium et l'oxyde de fer (ou autre oxyde, la vapeur d'eau comprise) - 2) l'oxydation par l'air est aussi possible, en tout cas pour entretenir la combustion - 3) le mécanisme exact reste imprécis, oxyde de fer et aluminium réagissent à 1.000° - l'aluminium en enduit et la rouille semblent réagir à 800° - 4) aucun alliage à l'aluminium connu jusqu'à présent n'empêche les étincelles - les antifrictions ne sont pas utilisables économiquement et les antioxydants inefficaces - les alliages d'étain et plomb sont lourds et peu solides - 5) on constate une différence importante entre l'étincelle par enduit d'aluminium et l'étincelle due au choc du mouton sur la plaque d'aluminium ; dans le 1^{er} cas, les étincelles dangereuses sont produites par l'aluminium pur et les alliages mous, dans le 2^{me} cas, par les alliages durs - 6) dans le cas de ces alliages, une teneur de 10 % d'Al donne peu de danger pour le frottement sur la rouille, bien entendu les autres constituants ne doivent pas être eux-mêmes très combustibles - 7) l'acier rouillé enduit de solutions de phosphates diminue le danger

de la friction sur enduit d'aluminium, cependant une corrosion ultérieure peut annihiler cette protection.*

Bibliographie.

Description d'essais effectués dans les laboratoires du Mining Research Establishment du N.C.B. pour vérifier l'efficacité de certains enduits : aluminium pur, araldite, polythène, soudure de bronze etc...

Les appareils utilisés réalisaient divers effets : entaille par chute de biseau chargé sur une surface oblique, choc rasant abrasif, flexion.

En somme, aucun enduit ne s'est montré absolument efficace.

Parmi les enduits non métalliques, ceux du type résine époxyde et néoprène sont les meilleurs. Toutefois, de nombreuses couches (jusqu'à 24) sont nécessaires pour donner une épaisseur suffisante. Parmi les enduits métalliques, le bronze étendu à la flamme sur une couche de soudure est le plus efficace.

IND. F 31

Fiche n° 25.357

S. SHAW. Rocket igniters for experimental coal-dust explosions. *Fusées d'allumage pour explosions expérimentales de poussières de charbon.* — **Safety in Mines Res. Est. Res. Rep. n° 175**, 1959, août, 17 p., 5 fig.

L'étude des données fondamentales concernant les explosions de poussières de charbon dans des galeries d'essais relativement courtes, demande l'emploi d'une source d'allumage ou d'inflammation qui ne soulève pas la poussière dans la zone soumise à l'essai et dont la longueur de flamme soit courte par rapport à cette zone.

Une ou deux fusées de 450 g, fixées sur le sol, enflamment la poussière en suspension dans une galerie en acier de 1,20 m de diamètre et de 100 m de longueur. La zone d'inflammation de la fusée est courte par rapport à d'autres types classiques de moyens d'allumage. Les conditions idéales à réaliser par un mode d'allumage sont : de produire un souffle minimum soulevant la poussière près de la flamme ; de produire une courte flamme assez persistante pour allumer la poussière ; de se comporter de manière à donner des résultats suffisamment reproductibles ; d'être d'un emploi facile ; peu sensibles aux intempéries et de puissance facilement contrôlable.

La notice décrit la fusée conçue pour les essais et donne les résultats obtenus.

IND. F 40

Fiche n° 25.297

X. Stof en stofbestrijding in de kolenmijnbouw. *Poussières et contrôle des poussières.* — **Geologie en Mijnbouw**, 1959, septembre, p. 284/356.

Numéro spécialement consacré au sujet ci-dessus : A. Mey : Stof en stoflongen - Poussière et silicose. H. Breuer : Aufgaben, Durchführung und Grenzen

eines betrieblichen Routine-Staubmessverfahren - Problèmes, réalisation et limites d'un procédé de mesures de routine des poussières en chantier.

M. Landwehr : Erfahrungen mit einem Staubsammelgerät, mit dem der Staub fraktioniert aufgegangen wird - Essais avec un appareil de captage des poussières les laissant dans leur état de dispersion.

G. Degueldre : Les mesures d'empoussiérement dans les charbonnages belges.

J. Fay & R. Tomlinson : The measurement of airborne dust in British coalmines - Les mesures de nuages de poussières dans les mines de charbon anglaises.

I. Bergman & R. Gordon : The composition and pathogenicity of airborne dust in British coalmines - Composition et pathogénie des poussières de charbon dans les mines anglaises.

P. Kitto : Dust conditions in South African collieries - Les conditions d'empoussiérement dans les charbonnages de l'Afrique du Sud.

W. Matla : De stofverhoudingen in de Nederlandse steenkolenmijnen - Les degrés d'empoussiérement des mines de charbon hollandaises.

F. Hartogensis : Stofbestrijding in de industrie - La lutte contre les poussières dans l'industrie.

X. : Overzicht van de literatuur betreffende stofbestrijding in mijnen - Aperçu sur la bibliographie concernant la lutte contre les poussières dans les mines de charbon.

IND. F 441

Fiche n° 25.286

W. HARTMANN. Untersuchungen über die Vergleichbarkeit der Resultate verschiedener Staubmessmethoden. *Recherches sur la comparabilité des résultats des diverses méthodes de mesures d'empoussiérement.* — **Staub**, 1959, 1^{er} octobre, p. 345/351, 3 fig.

Méthodes de mesures : exigences auxquelles elles doivent répondre : a) mesure en unités, poids ou volume - b) granulométrie discriminatoire - c) détermination des propriétés chimico-minéralogiques - d) respecter l'état, tant physique que chimique de la poussière. Principaux appareils utilisés : cône-mètre, midget-impinger, précipitateur thermique, filtre, tyndallomètre, électroprécipitateur, chambre de sédimentation.

Dispersion et reproductibilité des mesures au précipitateur thermique - Détermination du facteur d'équivalence entre précipitateur thermique, midget-impinger et mesures gravimétriques - Idem entre précipitateur thermique - procédé gravimétrique par embouage et chambre de sédimentation.

Application dans des cas de poussières industrielles. En conclusion, dans le cas de poussières peu agglutinatives, les diverses méthodes donnent une bonne corrélation. Pour des domaines de mesures

identiques entre des valeurs fixées, on trouve également une bonne concordance des valeurs moyennes. Au contraire, dans le cas de poussières formant des agglomérats, les facteurs de conversion doivent être déterminés dans chaque cas particulier.

IND. F 50

Fiche n° 25.293

C. SADEE, J. v.d. PUP et A. GERAETS. Widerstandsthermometer für die Klimaforschung unter Tage. *Thermomètre à résistance pour l'étude du climat au fond.* — *Glückauf*, 1959, 10 octobre, p. 1311/1314, 7 fig.

Pour l'étude des facteurs du climat au fond, on demande de plus en plus de précision, ce qui exige des thermomètres de plus en plus précis. Il faut : 1) grande précision, 2) faible inertie, 3) variabilité des conditions d'emploi (tailles, boueux, sondages), 4) autant que possible enregistreur, 5) antigrisou-teux; 6) non fragile.

Ces conditions excluent : les thermomètres à mercure - bimétaux - à pression de gaz ou de fluide.

Parmi les électriques, les thermo-éléments sont exclus, la température froide étant difficile à maintenir. Il ne reste donc que les thermomètres à résistances. La station de recherche des Staatsmijnen, en collaboration avec la firme Philips, a mis au point un thermomètre très sensible avec résistance de semi-conducteur à coefficient de température négatif (N.T.C.) en tube de verre soudé. Une variation de 1° provoque une variation de résistance de 3 à 4 1/2 %, comme celle-ci est d'environ 1000 Ω on obtient 40 $\Omega/^\circ\text{C}$.

Contrairement aux thermomètres à résistance en platine, il ne faut pas un pont de mesure si sensible, de plus les câbles de connexions et résistances des appareils de mesure sont négligeables. Vue d'un tel thermomètre de 8 ou 9 cm d'encombrement.

Description du pont - de l'enregistreur - de la source d'électricité (batterie sèche de 1,5 V) - étalonnage et contrôle. Utilisation.

IND. F 52

Fiche n° 21.972

A. HARRIS et C. JONES. Techniques for the underground measurement of virgin strata temperature with sample determinations in North Staffordshire. *Techniques de mesures de température de terrains vierges par analyses d'échantillons dans le Nord Staffordshire.* — *Colliery Engineering*, 1959, septembre, p. 384/390, 10 fig.

Dans le Nord Staffordshire, l'extraction se fait surtout à la profondeur de 700 m environ, actuellement, alors que les réserves de charbon se trouvent surtout vers 1.000 m. Pour l'avenir, il y a lieu par conséquent d'étudier de près le problème des températures dans les futurs travaux.

La mesure des températures en terrains vierges se fait par trous de sonde où on place, à une distance

suffisante dans le terrain, un thermomètre dont les indications sont utilisées dans une formule qui conduit au calcul en tenant compte des divers éléments du problème.

L'appareillage comprend un thermocouple avec les accessoires auxiliaires. Il diffère légèrement suivant qu'il s'agit de mesurer les températures à distance du front de taille ou en travers-bancs par trous de sonde courts ou longs. L'article expose les méthodes utilisées dans ces cas, fournit des résultats d'observations et discute leurs interprétations.

La prédiction des températures par mesures au front de taille avec trous de sonde de 1,20 m de longueur et 40 mm de diamètre, normaux au front de taille, est possible pourvu que l'avancement du front soit régulier, d'environ 1 m par jour, cette méthode est plus économique que celle des longs trous de 9 à 18 m en travers-bancs avec un diamètre de 55 mm.

Dans le Nord Staffordshire, on a observé des températures en terrains vierges de 40° à la profondeur de 1035 m.

IND. F 54

Fiche n° 25.338

P. LEYH. Problèmes médicaux soulevés par le travail aux températures élevées (6^e partie). Comparaison d'appareils respiratoires en circuit fermé à oxygène comprimé et à air liquide, en vue d'opérations de sauvetage aux hautes températures. — *Institut d'Hygiène des Mines, Comm. 163*, 1959, 15 août, 24 p.

Description des appareils respiratoires expérimentés :

Draeger type 160 A, 19 kg - bonbonne de 2 litres à 150 atm

Aerencheon à air liquide, 16 kg - container de 2,5 kg

Fenzy, 13,250 kg - 2 bonbonnes de 2 litres à 150 atm.

Méthodes de travail : réalisation pratique des exercices et mesures effectuées ; température de l'air inspiré, température interne : rectale, buccale, cutanée ; fréquence cardiaque, pression artérielle, fréquence respiratoire, perte par sudation, etc...

Les résultats obtenus fournissent des indications en sens divers dont on peut souligner que le Fenzy est moins bon que les deux autres, sauf pour les courtes missions de reconnaissance dans les ambiances et les conditions de climat très sévères, où son poids léger l'avantage.

L'absorbeur à la soude caustique du Draeger est meilleur que l'absorbeur à la chaux sodée du Fenzy.

IND. F 60

Fiche n° 25.346

W. CLARKE. Spontaneous heating at Roslin colliery. Scaling off a fire in the vicinity of a winding shaft. *Incendie spontané au charbonnage de Roslin. L'isolement d'un foyer d'incendie près d'un puits d'extraction.* — *Iron and Coal T.R.*, 1959, 9 octobre, p. 519/527, 8 fig.

Le charbonnage de Roslin, Ecosse, exploite un gisement de forte inclinaison et une couche de 3,30 m

en 3 lits à profondeur moyenne. Plusieurs échauffements spontanés et incendies étant survenus, favorisés par le développement des traçages et galeries de communication établis dans l'exploitation de cette couche puissante et très inclinée, notamment dans un district situé à 90 m du puits d'entrée d'air, on décida de réduire les pertes d'air dans cette zone au moyen de revêtements en maçonnerie de briques dans les communications. Des injections de ciment complétaient le scellement étanche. Un incendie s'étant encore déclaré à 84 m du puits d'entrée, de nouveaux travaux de barrage du foyer furent entrepris, avec emploi de maçonnerie, d'injections de ciment et d'injections d'azote en bonbonnes qui parvinrent à maîtriser le feu. L'article décrit les importants travaux d'étanchement exécutés comportant l'érection de serremments en sacs de sable et en béton, dans des conditions difficiles soulevant des problèmes d'aéragé particuliers qui ont été résolus par diverses solutions : on a notamment fait usage, non seulement d'injections de ciment, mais également d'embouages de sable au moyen d'un système de tuyaux étudiés à cet effet.

IND. F 65

Fiche n° 23.311VI

H. DONEGAN. Coal mine fires. *Incendies de charbonnages.* — *Colliery Engineering*, 1959, septembre, p. 391/396, 6 fig.

Conclusions résultant des prises d'échantillons et de leurs analyses au Charbonnage d'Aberdare; Nouvelle Galles du Sud.

Les principaux points sur lesquels l'observation et l'étude ont porté sont : l'explosibilité des gaz retenus derrière les barrages ; la signification des teneurs observées en CO, CO₂, O₂, dont les taux respectifs fournissent une indication sur l'activité du feu et sa décroissance ; les relations entre les pressions enregistrées et les analyses de gaz. Les observations relevées permettent de reconnaître l'existence de rentrées d'air derrière des serremments et des mouvements de la masse gazeuse en relation avec les variations de la pression atmosphérique.

Il est possible de parler de la « respiration » des barrages. L'auteur donne des indications utiles pour minimiser les causes d'inefficacité des serremments et pour assurer la correction de l'échantillonnage des gaz. Plusieurs graphiques relevés au Charbonnage d'Aberdare illustrent cette étude.

IND. F 70

Fiche n° 25.399

C. HALMOS et C. MEYER. Mine lighting measurement - Determining underground visual conditions by a new photographic method. *La mesure de l'éclairage minier par une nouvelle méthode photographique.* — *Colliery Guardian*, 1959, 22 octobre, p. 327/333, 10 fig.

La méthode de mesure des conditions visuelles souterraines exposée emploie des clichés photogra-

phiques ordinaires et une échelle de clarté, avec des plaques dont le facteur de réflexion est connu. En matière d'éclairage, il importe de distinguer la sensation subjective de clarté, perçue par l'œil humain, de la clarté physique enregistrée par un instrument optique. Elles dépendent de divers facteurs qui ne sont pas tous identiques. L'appréciation du degré de clarté, ou d'éclairement, en particulier dans les chantiers souterrains, a suscité divers procédés. La nouvelle méthode dérivée de celle de A. Roberts consiste à prendre sur un même cliché l'objet ou l'ensemble dont on veut mesurer le degré d'éclairement et une échelle de clarté, boîte éclairée par une source lumineuse uniforme, ouverte d'un côté qui est couvert par des filtres de différentes translucidités.

Sur le cliché développé on compare, avec un densitomètre, la luminosité de l'objet avec celle de l'échelle en question. La construction de l'échelle servant d'étalon de comparaison et son mode d'emploi demandent des dispositifs de correction et de mesure dont l'article donne l'exposé.

G. EPUISEMENT.

IND. G 02

Fiche n° 25.225

H. SAUL. Water problems in the coalfields of Great Britain. *Les problèmes posés par l'eau dans les bassins de Grande-Bretagne.* — *Colliery Guardian*, 1959, 24 septembre, p. 191/199, 4 fig. et 1^{er} octobre, p. 229/234, 4 fig.

Les venues d'eau que l'on rencontre, soit dans les fonçages de puits, soit dans l'exploitation souterraine en Grande-Bretagne, proviennent le plus souvent de la recoupe d'assises de grès parfois puissantes, de l'ordre de 50 m d'épaisseur, et plus ou moins aquifères. La continuité de ces assises est généralement irrégulière. Leur répartition et leur importance dans les différents bassins où le Houiller affleure à la surface, est recouvert de morts-terrains ou bien se trouve sous la mer, sont renseignées dans cet article. L'eau est aussi rencontrée dans des terrains autres que les grès houillers : dans le Permien, dans le Trias, dans la craie.

Certains fonçages, notamment dans le Kent, ont été faits avec l'aide des procédés originaires du Continent, congélation et cimentation. Il est important, avant d'entreprendre des travaux de fonçage ou d'exploitation, de connaître les venues d'eau auxquelles on doit s'attendre, en prenant des renseignements sur les travaux précédemment exécutés dans le bassin. Des venues d'eau, souvent importantes, peuvent aussi être rencontrées en provenance d'anciens travaux abandonnés. Il importe de s'éclairer sur cette éventualité comme il importe, lorsqu'on cesse et abandonne une exploitation, d'en conserver les données de situation pour renseigner les exploi-

tants possibles futurs et de prendre les mesures pour protéger les exploitations voisines.

Enfin, les venues d'eau peuvent avoir leur origine dans des terrains sous-jacents, antérieurs au Houiller, calcaire carbonifère, calcaire silurien et autres cas dont il existe plusieurs exemples en Angleterre.

L'auteur mentionne plusieurs cas survenus dans des charbonnages, notamment dans le Pays de Galles, où des assises de grès aquifères ou bien des remblais anciens se trouvaient intercalés dans les exploitations nouvelles. Des suintements ou des venues d'eau se produisant alors, on a généralement pu, par des forages exécutés en direction des bancs aquifères, vider les bains au bout de quelque temps. Il y a des cas où l'on peut avoir intérêt à ne pas vider d'anciens travaux intercalés dans les nouveaux, si aucun danger sérieux ne peut en résulter et en particulier si l'eau s'est accumulée après que les affaissements du sol, dus à l'ancienne exploitation, ont été achevés. Dans les exploitations poursuivies sous la mer, des prescriptions spéciales sont observées quant à la dimension des piliers, l'épaisseur déhouillée, les épaisseurs de protection sous le fond de la mer, la longueur des traçages en avant des fronts, les épontes à laisser entre concessions voisines, etc. Des précautions analogues sont prescrites dans les exploitations qui s'étendent sous des assises Permo-Triassiques fortement aquifères. Des trous de sonde pratiqués en montant renseignent sur l'épaisseur de terrain de protection qui garantit la sécurité des travaux.

L'auteur traite finalement des moyens d'exhaure couramment utilisés dans les exploitations normales et des mesures de protection à employer pour éviter, à l'expiration des exploitations, de créer pour les exploitations voisines des accumulations d'eau dangereuses : serrements et plates-cuves convenablement disposés aux points les mieux choisis.

H. ENERGIE.

IND. H 5341

Fiche n° 25.407

JOY-SULLIVAN. How to apply and service mercury switches. *Comment employer et se servir des interrupteurs à mercure.* — *Coal Age*, 1959, octobre, p. 94 et 98/99, 4 fig.

Les interrupteurs à mercure peuvent trouver un emploi de plus en plus généralisé dans les mines. Dans un boîtier hermétique (facile à rendre anti-grisouteux), il y a une nappe de mercure et un plongeur magnétique qui peut être commandé par une bobine extérieure. Il est à l'abri de la poussière et de l'humidité. Il convient pour la commande des circuits de verrouillage en série, de surcharge et de relais à temps, le démarrage des moteurs à voltage réduit par résistances ou étoile-triangle.

Il y en a de 4 types : 1) normalement ouverts à fermeture instantanée - 2) normalement ouverts à fermeture temporisée - 3) normalement fermés à ouverture instantanée pour interverrouillage et déclenchement aux surcharges - 4) normalement fermés à ouverture instantanée et relais de déclenchement ajustable. (Vues).

IND. H 543

Fiche n° 25.343

X. La transmission « Transmatic » Dowty. — *L'Équipement Mécanique*, 1959, septembre-octobre, p. 69/71, 5 fig.

La Railway Gazette du 5 juin 1959 fait état de la transmission hydrostatique Dowty dite « Transmatic ».

Elle comporte, d'une part, une pompe entraînée par l'arbre moteur, d'autre part un organe récepteur accolé au réducteur de vitesse. La pompe est du type alternatif à double piston, les deux cylindres pouvant prendre différentes positions comprises entre -35° et $+35^\circ$ à l'intérieur d'un carter en fonte. Le récepteur renferme les mêmes cylindres et pistons, mais maintenus dans une position fixe. Un circuit fermé permet l'écoulement de l'huile suivant le cycle de fonctionnement ci-après. Suivant que l'angle d'inclinaison est positif, nul ou négatif, le récepteur tourne dans le sens opposé à celui de l'arbre moteur, est immobile ou tourne dans le même sens : c'est une question de position relative des 2 pistons selon l'obliquité, quand elle est nulle les 2 pistons sont immobilisés au milieu des cylindres. Cette transmission équipe déjà un rouleau compresseur Gainsborough et un locotracteur Diesel construit par les Établissements Ruston et Hornsby.

I. PREPARATION ET AGGLOMERATION DES COMBUSTIBLES.

IND. I 06

Fiche n° 25.300

A. HOYLE et A. WHITTLE. Control techniques in the production of commercial grades of coal. *Méthodes techniques de contrôle dans la production des catégories commerciales de charbon.* — *Colliery Guardian*, 1959, 8 octobre, p. 263/273, 4 fig.

Le contrôle consiste dans l'obtention et l'interprétation de données permettant de déterminer un standard de qualité pour chaque catégorie de charbon et d'assurer la conformité à ce standard des charbons à leur rendement maximum. L'article montre comment, pour un groupe de charbonnages exploités dans des conditions fort différentes, un tel contrôle a été réalisé, en même temps que pour certains, la mécanisation se développait, au bénéfice du rendement. L'organisation des prises d'échantillons et de leurs analyses pour les différentes catégories commerciales est exposée. L'analyse porte surtout sur le

degré d'humidité et la granulométrie. Le contrôle s'effectue au cours des manutentions et à l'usine de préparation, ses résultats sont transmis et enregistrés : des indications immédiates par téléphone, des rapports journaliers, d'autres, plus synoptiques, mensuels ou trimestriels, définissent la qualité du charbon et visent à garantir sa constance. Ce contrôle, convenablement interprété, indique les ajustements et mises au point qui sont éventuellement nécessaires aux installations de manutention et de préparation. Des réunions sont organisées mensuellement pour tout le personnel de la direction et du contrôle pour échanger des idées et des instructions. La clientèle est appelée à formuler ses plaintes éventuelles et on s'efforce de porter remède aux défauts et de se conformer aux désirs exprimés. Certains problèmes ont fait l'objet d'attentions particulières : variabilité de composition des fines lavées, augmentation de la production relative des fines due à la mécanisation, amélioration de la qualité des fines, récupération des mixtes, concassage, mélanges, etc...

IND. I 13

Fiche n° 25.368

A. FITTON et R. JACKSON. Some experience of coal grinding plant tests on a ring-ball mill and a tube mill. *Quelques résultats d'essais de broyage de charbon dans un broyeur à billes et un broyeur à boulets.* — *Journal of the Institute of Fuel*, 1959, novembre, p. 520/529; 16 fig.

Essais comparatifs de deux types de broyeurs installés dans des centrales électriques pour pulvériser le charbon d'alimentation des chaudières. Il s'agit d'un broyeur à roulement à billes et d'un broyeur cylindrique à boulets. Le broyeur à roulement à billes a une consommation d'énergie inférieure, mais le broyeur à boulets est plus facile à conduire et est à préférer pour des capacités élevées et un débit constant à condition que l'humidité de l'alimentation ne soit pas trop élevée. Le broyeur à roulement à billes a une capacité de séchage plus importante et est plus économique lorsque la charge est très variable.

IND. I 24

Fiche n° 25.334

K. RIETEMA. Symposium over cyclonen. II. Het mechanisme van de afscheiding van fijn verdeelde stoffen in cyclonen. *Symposium sur les cyclones. II. Mécanisme de la séparation de solides fins dans les cyclones.* — *De Ingenieur*, 1959, 25 septembre, p. CH 59/66, 12 fig.

Les théories existantes sur la séparation sont basées sur des trajectoires d'équilibre où les forces agissant sur les particules (force centrifuge et force exercée par le mouvement centripète du fluide porteur) sont égales. La présente note développe une nouvelle théorie qui est basée sur un état non stationnaire.

On suit la particule dans son mouvement dans le cyclone.

L'auteur aboutit à un coefficient de séparation sans dimensions qui dépend uniquement de la géométrie du cyclone.

Les résultats obtenus correspondent parfaitement aux données de la littérature.

IND. I 331

Fiche n° 25.181

G. EVESON et S. SINGHAL. A simplified analysis of the energies involved in a jig washing. *Analyse simplifiée des énergies mises en œuvre dans un lavage par bac à pistonage.* — *Jl of the Inst. of Fuel*, 1959, septembre, p. 398/408, 9 fig.

Etablissement du diagramme du cycle de pression d'air dans un bac à pistonage pneumatique A.C.C.O. du type semi-industriel. Ce diagramme est établi au moyen d'un dispositif électronique. Une jauge à membrane plongée dans le caisson à air du bac actionne un condensateur variable. Les variations de pression sont ainsi transformées en variations de capacitance du condensateur qu'un appareil électronique convertit en variations de potentiel qui sont lues sur un oscillographe cathodique.

On filme en même temps les mouvements de l'eau et du lit de charbon à travers une fenêtre pratiquée dans la paroi du bac.

Les auteurs en déduisent le bilan des énergies mises en œuvre au cours d'un cycle de pulsation. Influences de la vitesse de rotation de la valve à air et de la pression de l'air. Conclusions.

IND. I 340

Fiche n° 25.119

F. MAYER. Der Mikrodüsenregler in der Aufbereitung. *Le régulateur à microtuyères en préparation.* — *Erzmetall*, 1959, septembre, p. 443/449, 11 fig.

Avantages de la régulation en préparation : économie de personnel, possibilité d'utiliser toujours les appareils à leur charge la plus favorable.

L'amplificateur à microtuyère est constitué par une tuyère de petit diamètre (inférieur à 0,5 mm) devant laquelle se déplace une pièce métallique commandée par la grandeur qu'il s'agit de régler et sur laquelle vient percuter le jet d'air sortant de la tuyère.

Ce système est très sensible, un déplacement de l'élément de percussion de 0,2 à 0,3 mm couvrant tout le domaine de réglage.

Les avantages du système à microtuyères sont les suivants :

- Le régulateur fonctionne avec une seule source d'énergie (air comprimé).
- Construction simple et robuste.
- Insensible aux vibrations.
- Facilité de réglage de la vitesse de réponse du régulateur par modification du volume d'air dans le circuit de réglage.

Exemples d'application pour le réglage de la densité et du niveau des suspensions denses, de la teneur en solides de l'overflow d'un classificateur et de la purge d'un épaisseur.

IND. I 41

Fiche n° 25.114

E. BROCKE. Betriebserfahrungen bei der Entwässerung von Rohschlamm und Flotationskonzentrat. *Résultats industriels d'égouttage de schlamms bruts et flottés.* — Glückauf, 1959, 29 août, p. 1135/1146, 16 fig.

Description des différents types de filtres et de centrifugeuses utilisés pour l'égouttage des schlamms bruts et flottés : filtres à vide à tambour avec et sans cellules, filtres à disques ; essoreuses vibrantes, à panier perforé et à vis d'extraction, discontinues à vidange par couteaux racleurs, à piston poussoir, à bol plein type Bird.

Résultats industriels obtenus par essorage de schlamms bruts et flottés :

Schlamms bruts :

Essoreuse Siebtechnik Kox 2 : humidité de l'essoré 15 %, rendement en solides 80 %.

Essoreuse Escher Wyss S 850 : humidité de l'essoré 17,7 %, rendement en solides 95 %.

Essoreuse Krupp-Hozhy 2000 : humidité de l'essoré 12-14 %, rendement en solides 87,5 %.

Dans ces 3 exemples, les teneurs en < 0,1 de l'alimentation étaient respectivement de 30, 29, et 45 % et les débits de 5, 4 et 8 t/h de produit sec.

Schlamms flottés :

	Humidité de l'essoré	Rendement en solides	< 0,6 mm dans l'alim.
Essoreuse Escher Wyss HDS 2500	18 %	86 %	32 %
Essoreuse Krupp Hozhy 2500	20 %	91,8 %	27 %
Essoreuse Siebtechnik Kox 3	14 %	65 %	22,5 %
Essoreuse Humboldt Bird	16 %	90 %	20 %

La filtration a l'avantage de donner des rendements en solides très élevés : 98 à 99 %, les capacités spécifiques varient de 370 à 1140 kg/m²/h, suivant la finesse de l'alimentation et sa concentration. Possibilités d'accroissement de capacité des appareils d'égouttage par addition de flocculants ou d'huiles lourdes et par accroissement de la concentration de l'alimentation.

Description et mode de fonctionnement du filtre-épaisseur construit par la firme Krauss-Maffée. L'appareil d'essai avec une surface filtrante d'environ 50 m² permettra d'épaissir à 600 g/litre 15 t/h de mousse de flottation à 250 g/litre.

Les frais d'égouttage sont un peu inférieurs dans le cas des essoreuses : 10 à 12 F/t contre 12 à 20 F/t pour les filtres à vide mais avec l'essorage il faut ajouter les frais de traitement des solides passant dans le filtrat.

J. AUTRES DEPENDANCES DE SURFACE.

IND. J 18

Fiche n° 25.361

J. NARDI. Pumping solids through a pipeline. *Le transport des matières solides par pipelines.* — Mining Engineering, 1959, septembre, p. 904/908, 5 fig.

Historique des installations de transport hydraulique par pipelines depuis 1850. Les premières ont été réalisées dans les placers en Californie. En Angleterre, les premières installations pour le charbon datent de 1914.

L'article en mentionne plusieurs autres pour transports divers. Une installation soviétique, décrite en 1957, transporte sur 65 km, par tubes de 0,30 m de diamètre, 220 tonnes/heure de charbon fin. L'étude d'un projet de transport par pipelines est assez complexe et réclame de nombreuses données. Il est souvent nécessaire d'ajouter à l'eau des substances chimiques qui maintiennent la matière solide en suspension et qui réduisent la corrosion et l'abrasion. Des unités de pompage intercalées sont nécessaires dans les longs transports. Le procédé est économique en cas de transports importants dont la durée peut justifier les frais d'installation.

L. GAZEIFICATION.

IND. L 3

Fiche n° 25.363

X. Gasification of low-grade fuel in a slagging gasifier. *Gazéification d'un combustible de basse qualité dans un gazogène scorifiant.* — B.C.U.R.A. Quarterly Gazette, n° 37 et 38, p. 18/22, 4 fig.

L'utilisation pour produire du gaz de ville de charbon de basse qualité à forte proportion de fines et très cendreuse, a un grand intérêt économique. La réaction vapeur d'eau-carbone, très endothermique, demande une haute température à laquelle les cendres sont liquéfiées. Le gaz doit être distribué sous pression et il y a avantage à créer cette pression au stade de la fabrication elle-même. On a construit à Leatherhead un gazogène expérimental pour 1 t/h pour réaliser ces conditions. Il a 1 m de diamètre et 3 m de hauteur. La partie inférieure est pourvue d'une circulation d'eau. L'air est soufflé par 2 tuyères qui s'engagent profondément à l'intérieur du foyer. Les scories liquides s'évacuent par des tubes à travers lesquels passe de l'eau et la scorie elle-même forme un revêtement solidifié isolant. L'orifice de sortie est chauffé par brûleurs à

gaz. La coulée est continue. L'article donne les détails de la construction et du fonctionnement de ce gazogène dont l'expérimentation a été aidée par l'emploi d'un équipement de télévision.

On a commencé des essais d'injection de charbon pulvérisé avec augmentation de la proportion d'oxygène dans l'air soufflé.

Le rendement de gazéification est d'environ 90 % avec du coke à lit fixe et 80 à 83 % quand on emploie 47 % du combustible total sous forme de charbon pulvérisé.

P. MAIN-D'OEUVRE. SANTE. SECURITE. QUESTIONS SOCIALES.

IND. P 10

Fiche n° 25.303

H. STEPHENSON. Mines inspection in 1958 - East Midlands Division. *L'inspection des mines en 1958 - Division Est Midlands.* — *Colliery Guardian*, 1959, 8 octobre, p. 289/294, 5 fig.

88 charbonnages + 14 petites mines produisant 45.741.126 t en 1958 contre 46.941.000 t en 1957. Rendements respectifs : 1919 contre 1866 kg, production mécanisée nette : 45,44 % contre 34,85.

Statistique des accidents améliorée légèrement par rapport à 1957, mais non par rapport à 1956 pour les mortels, aggravée pour les accidents graves. Dans l'ensemble, malgré un progrès dû aux perfectionnements des systèmes de soutènement, on constate qu'il y a encore des progrès à réaliser dans leur emploi et dans l'observation des précautions à prendre. On signale l'emploi d'un échafaudage mobile avec doubles supports hydrauliques dans les fronts de bossements. Les accidents dus au roulage et aux transports sont nettement croissants et, en particulier, l'usage des transporteurs mécaniques doit être réglementé plus étroitement. Les prescriptions réglementant le soutènement au front de taille près des abatteurs mécaniques et au front de remblai lors du retrait des étançons, doivent être sérieusement appliquées. De nombreux accidents de surface ont été causés par l'inobservance des règlements de sécurité. Quatre inflammations de grisou se sont produites, soit par étincelles dues au contact de pics de hacheuses avec des nodules durs, soit par manque d'aspersion d'eau. 5 incendies sont dus à des échauffements spontanés. 8 ruptures d'attaches de cages dues à diverses causes. On signale plusieurs dénoyages de chantiers, l'eau parvenant, soit d'anciens travaux, soit de grès aquifères ; l'emploi d'un réservoir mobile pour arroser sous pression au moyen de mélanges ignifuges les garnissages des revêtements de galeries susceptibles d'être incendiés. Renseignements divers concernant les organisations de prévention, d'assainissement et de secours, ainsi que d'éducation des travailleurs.

IND. P 10

Fiche n° 25.279

W. WIDDAS. Mines inspection in 1958 - Durham Division. *Inspection des mines en 1958 - Division Durham.* — *Colliery Guardian*, 1959, 1^{er} octobre, p. 254/259, 1 fig.

Production de la Division en baisse : 24,031 millions de t contre 25,172 en 1957. Développements en vue vers l'est sous la mer du Nord. Préparatifs d'un nouveau puits à Westoe. Equipement en cours au puits Hawthorn et à Dawdon ; 148 charbonnages en activité.

Statistique des accidents : diminution pour les éboulements, mais augmentation pour les autres causes, en particulier les transports, pour lesquels on souhaiterait plus d'automatisme.

On attire l'attention sur les précautions à prendre dans le retrait des étançons et bèles de soutènement en taille et en galerie : on signale une machine à commande hydraulique capable de tirer, pousser ou lever. Dans son emploi comme dans celui du sylvester, il importe de faire l'amarrage, non à un cadre ou un bois servant au soutènement, mais à un poteau d'ancrage indépendant du soutènement.

Plusieurs accidents sont dus à l'instabilité des poulies d'extrémité et de tension des convoyeurs et au manque de barrières protectrices. Développement des mesures de drainage du grisou. On signale un forage de 24 m foré au-dessus des remblais d'une taille chassante qui a donné, reliée à un ventilateur aspirant, jusqu'à 82 % de grisou.

A la suite de ce drainage, les prises d'essai ont montré une chute de 3 à 0,5 % de grisou dans les remblais.

On rappelle que les tuyauteries à eau alimentant les pulvérisateurs antipoussières doivent être suffisantes pour fournir l'eau éventuellement nécessaire à l'extinction d'incendies.

Q. ETUDE D'ENSEMBLE.

IND. Q 110

Fiche n° 25.228

A. BOWKER et P. PARRY. Reorganisation and reconstruction work at Area level. *La réorganisation et la reconstruction au niveau du district.* — *Colliery Guardian*, 1959, 24 septembre, p. 214/218.

La nationalisation en Angleterre a entraîné un travail considérable de réorganisation des charbonnages, conçu, planifié et dirigé par le National Coal Board, son achèvement peut encore demander 10 ans et son exécution se poursuit sans entraver la production. L'article envisage ce travail au niveau du district qui constitue le premier stade du groupement des charbonnages au point de vue administratif. Sa mission consiste à supprimer certaines exploitations improductives et à moderniser les autres en accroissant leur rendement. Après un examen ap-

profondi de la situation de chaque charbonnage aux points de vue technique et financier, il faut étudier chaque poste de production en vue de lui faire rendre son effet maximum. Cette tâche est dévolue aux différents départements du N.C.B. : scientifique, génie-civil, préparation du charbon, topographie, aérage, planning. Les conditions locales, réserves, marché, disponibilités de main-d'œuvre, etc... sont analysées, les ressources offertes par le matériel et la machinerie existants sont examinées.

Les profits sont soumis à l'étude et à l'approbation du degré supérieur de l'administration, c'est-à-dire, au niveau de la division et de la Direction Générale. L'exécution est naturellement du ressort du personnel du charbonnage intéressé, sous le contrôle de l'administration. La direction du charbonnage, qui a joué un rôle consultatif dans toute l'étude, peut se trouver parfois prise entre deux feux : les deux chefs des départements de l'Area chargés, l'un du planning si le souci de la production nuit à l'exécution des travaux de reconstruction, et l'autre des opérations, si l'exécution du planning fait tomber la production.

IND. ◊ 115

Fiche n° 25.285^I

MISSION DES CHARBONNAGES DE FRANCE. Voyage en U.R.S.S. — *Revue de l'Industrie Minière*, 1959, septembre, p. 677/762, 56 fig.

Préface : aperçu sur la mentalité nationale en U.R.S.S.

Chapitre I : Aperçu général : composition de la mission, itinéraire suivi, sièges et établissements visités.

Chapitre II : Visites dans les bassins de Kouznetz et du Donetz :

- A. Kouznets : Situation géographique - organisation administrative - industrie houillère - organisation du combinat houiller - généralités sur le gisement - effectifs du bassin.
- B. Donetz : Situation géographique - organisation administrative - développement industriel - organisation du sovna-khose de Stalino - généralités sur le gisement - effectifs du bassin.
- C. Sièges et établissements visités : Kouznetz : Taïbinsk - Prokopievsk 5-6 et 3-3 - Polyssaïevo N° 3 - Siège Kirov - Institut VNII - Siège Polyssaïevo - Donetz : Roumiantsev - Nikitovka N° 4-5 - Sinejnoïé N° 9 - Siège Proletaire Profond - groupe Nietsvetai - anthracite.

Conclusions d'ensemble sur les visites de mines : l'Institut Maknii - l'usine Kirov - l'Institut Guipro-

Ouglemach - l'usine Malakhovka - l'Institut V.Ou. G.I. (voir aussi f. 24.474 I - R 115).

Chapitre III : Conclusions techniques : A) Ressources et développement probables - B) Méthodes d'exploitation originales - C) Amélioration des procédés conventionnels de travail - D) Découpage et concentration (cf. f. 24.846 I - Q 115).

Chapitre IV : Questions économiques et sociales : salaires - avantages sociaux - prix de revient, etc... - logement - formation ouvrière (cf. f. 24.846 II - Q 115).

IND. ◊ 32

Fiche n° 25.301

R. THOMAS. Coal industry's policies to meet oil competition. *Directives de l'industrie charbonnière pour répondre à la concurrence du pétrole*. — *Colliery Guardian*, 1959, 8 octobre, p. 273 - *Iron and Coal T.R.*, 1959, 2 octobre, p. 445.

Avec l'aide des consommateurs, le N.C.B. essaie de prévoir les besoins futurs : c'est assez difficile, on a installé beaucoup de locos Diesel aux chemins de fer, qui seront progressivement remplacées par des électriques. Par contre, l'industrie du gaz utilisera moins de charbon de qualité. Dans l'industrie en général, tout dépend de la façon dont l'industrie charbonnière se comportera. Il faut fournir granulométrie et qualité demandées. Certaines conversions au pétrole ont été effectuées sous l'emprise de la loi sur l'air pur : automatiquement, les installations au fuel étaient exemptes de l'application de la loi. Au début de cet été on vient d'y remédier : on accordera la même liberté aux installations faites depuis le début de 1957 qu'aux plus anciennes. Les installations modernes consommant du charbon ont un aussi bon rendement que celles au pétrole.

Mais il y a plus : les prix de revient charbon ont commencé à baisser depuis le 1^{er} juillet 1957, tandis que la tendance du pétrole semble aller en sens inverse : le rapport d'une compagnie pétrolière internationale publié récemment signale que le prix auquel on a vendu et vend encore le fuel sur certains marchés européens entraîne des pertes hors de proportion avec l'accroissement possible de la vente. Vendre en dessous du prix de revient est toujours malsain, mais dans la lutte avec le charbon c'est particulièrement dangereux : plusieurs gouvernements s'en rendent compte. Enfin, la fourniture de charbon est toujours assurée, on ne saurait pas en dire autant du pétrole. Le N.C.B. fera un effort pour que les prix du charbon ne montent pas, la qualité va en s'améliorant. Les services de vente seront perfectionnés et une campagne de publicité développée.

Bibliographie

P. KUKUK. *Geologie, Mineralogie und Lagerstättenlehre*, troisième édition. (*Géologie, minéralogie et science des gisements*, 3^e édition). Relié toile, 18 × 23 cm, 354 p., 433 fig. - Springer Verlag 1960, Berlin, Heidelberg Platz 3. Prix : 28,50 DM.

Ouvrage d'initiation destiné spécialement aux élèves ingénieurs des mines, aux géomètres et autres employés des mines, ainsi qu'aux élèves des écoles de mineur, de topographie, de travaux civils et de sciences naturelles.

La deuxième édition parue en 1955 étant épuisée, l'auteur a saisi cette occasion pour revoir tout l'ouvrage et le compléter.

Cette troisième édition n'est pas rédigée sous une forme scientifique et aride, mais plutôt comme le fruit d'un enseignement expérimenté et enrichi de recherches, sans doute sur des bases scientifiques, mais dans un langage facile, en s'appuyant sur les principes fondamentaux, les lois et connaissances des trois sciences qui sont à la base de l'exploitation des mines : la géologie, la minéralogie et la science des gisements.

L'auteur s'est spécialement attaché à faciliter les progrès du débutant dans la connaissance de l'évolution dramatique de notre terre et d'une traduction en clair des nombreuses expressions étrangères des spécialistes. Roches, minéraux, lapidification et fossilisations, gisements exploitables sont présentés sous une forme facilement assimilable avec le concours de nombreux croquis et photographies dont beaucoup d'inédites, coupes et cartes régionales en vue de rendre le sujet vivant. Un autre but recherché a été de documenter le mineur aussi complètement que possible sur les richesses minérales de l'Allemagne. Mais cet ouvrage n'est pas seulement un traité, il est aussi un manuel souvent consulté après la sortie de l'école et susceptible d'épargner de longues recherches parmi les ouvrages spécialisés. Dans ce but, cet ouvrage « tiré de la pratique à l'usage des praticiens » s'en tient aux questions essentielles. A l'usage des personnes qui disposent de plus de temps, une bibliographie est donnée sur les sujets particuliers.

O.E.C.E. - *L'énergie en Europe, nouvelles perspectives*. Rapport de la Commission consultative de l'énergie sous la présidence du Prof. Austin Robinson. - 1960, 141 p., 18 × 23 cm. Prix : 60 FB.

Après avoir étudié en détail la situation énergétique de l'Europe, la Commission formule pour l'avenir plusieurs conclusions importantes. Elle procède dans son rapport à une nouvelle évaluation des perspectives de l'offre et de la demande d'énergie en Europe occidentale en tenant compte du fait que, depuis les rapports de M. Louis Armand et de la Commission Hartley (l'Europe face à ses besoins croissants en énergie, 1956), on a découvert en Europe, au Sahara, et ailleurs, d'importants gisements nouveaux de pétrole et de gaz naturel ; d'autre part, le marché du charbon est devenu favorable à l'acheteur.

Pour apprécier l'évolution future de la demande d'énergie, 3 méthodes différentes de prévision ont été utilisées : elles donnent des résultats assez voisins (la documentation est d'ailleurs à peu près identique). Le rapport de la Commission, tenant compte des alternances de récession et d'avance plus rapide, conclut qu'on doit raisonnablement escompter que les économies européennes continueront à bénéficier d'un taux d'expansion à long terme plus élevé qu'avant la guerre. Il serait donc regrettable d'ajourner les mesures qui s'imposeront à long terme. Quant aux importations de combustibles, la Commission estime qu'on ne peut pas, d'une manière générale, calculer les quantités d'énergie à importer en soustrayant des besoins prévus les ressources potentielles indigènes, celles-ci ne pouvant s'écouler qu'à un prix compétitif. Selon ses prévisions, les importations qui étaient de 6 % en 1953, 25 % en 1955 et près de 30 % en 1958, s'élèveront à 32 % en 1965 et à 39 % en 1975.

Par rapport à l'ensemble des autres produits, le charbon était devenu environ 50 % plus cher en 1953 qu'en 1913 tant en Europe qu'aux E.U. mais, tandis qu'il continuait à monter en Europe, il a baissé aux E.U. depuis 1946.

La Commission pense que si, en 1975, le développement du gaz naturel et de l'énergie nucléaire per-

met d'approcher la limite inférieure des possibilités estimées, la demande de charbon (importations comprises) atteindra peut-être 500 Mt, mais ce maximum semble peu probable : le charbon devrait se vendre à un prix concurrentiel impliquant l'abandon d'un certain nombre de mines marginales. C'est sous forme d'électricité, gaz et coke, que le charbon a le plus de chance de trouver un écoulement.

La Commission ne méconnaît pas les problèmes sociaux et humains, mais les pays membres devraient tenir compte le cas échéant des difficultés que pourrait créer un système de retraite prévu exclusivement pour l'industrie charbonnière si la production vient à décroître.

Le gaz naturel, source d'énergie à bon marché, est susceptible de modifier très sensiblement le bilan énergétique de l'Europe, par contre l'énergie nucléaire, sauf évènement exceptionnel, sera peu compétitive avant 1975. La tendance générale des investissements s'oriente vers l'énergie d'une façon croissante, les taux d'intérêts en vigueur devraient pouvoir être ramenés à un niveau inférieur. Une série de conclusions sont données où l'on note un souhait vers la libre concurrence internationale des sources d'énergie, et la fourniture d'énergie à un prix de faveur aux pays sous développés.

NATIONS UNIES - L'utilisation de l'énergie atomique à des fins pacifiques. Actes de la deuxième Conférence internationale de Genève, septembre 1958, en 13 volumes reliés toile, 23 × 27 cm.

1) Progrès accomplis dans le domaine atomique; répertoire de la conférence. - 2) Matières premières. - 3) Matériaux nucléaires et séparation. - 4) Métallurgie et technologie des réacteurs. - 5) Réacteurs et centrales atomiques. - 6) Physique et économie des réacteurs. - 7) Physique nucléaire. - 8) Combustibles irradiés et protection. - 9) Les radio-éléments dans la recherche et dans les applications; sécurité. - 10) Les radio-éléments en biologie et en médecine; effets biologiques. - 11) Physique corpusculaire et chimie nucléaire. - 12) La fusion contrôlée : théorie. - 13) Appareils de dito.

Nations Unies, Section des Ventes et de la Distribution, Genève.

A la suite de l'intérêt suscité par la première Conférence des Nations Unies en août 1955, une seconde Conférence s'est tenue à Genève du 1^{er} au 13 septembre 1958. L'ampleur et la portée de cette dernière reflètent l'extension que prennent les applications pacifiques de l'énergie atomique. La documentation contenue dans les Actes de cette Conférence, à laquelle quarante-cinq pays et six organisations intergouvernementales ont présenté des mémoires, constitue l'étude d'ensemble la plus complète sur les travaux consacrés dans le monde entier à l'emploi pacifique de l'énergie atomique.

A titre indicatif, nous donnons le compte rendu analytique de 3 de ces volumes.

Volume 1 : Progrès dans le domaine atomique - 481 p - 198 fig. - 12,50 U.S. dollars.

On y trouve les discours d'ouverture prononcés par des personnalités de premier plan dont M. F. Perrin, président de la Conférence, et de nombreux mémoires sur les progrès et les perspectives de l'énergie nucléaire, notamment :

16 mémoires sur l'avenir de l'électricité d'origine nucléaire dont un belge de M. Masoin ;

12 mémoires sur le recrutement et la formation du personnel technique ;

15 mémoires sur le développement de la collaboration internationale au cours des dernières années ;

6 conférences spéciales du soir sur des sujets variés et spécialement une de Sir John Cockcroft donnant un aperçu de la Conférence et des vues bien étayées sur l'évolution probable des centrales atomiques.

Ce volume contient en outre la liste des membres du bureau de la Conférence, des délégations nationales et autres participants, ainsi qu'une liste récapitulative de l'ensemble des mémoires de la Conférence.

Volume 2 : Matières premières - 791 p - 480 fig. - 18 U.S. dollars.

On y trouve quelque quatre-vingt mémoires concernant les ressources en matières premières, la géochimie, la minéralogie, la géologie, la prospection, les méthodes utilisées ou envisagées pour l'extraction minière et le traitement des matières premières nucléaires et avant tout des minerais d'uranium.

On y trouve en outre des études approfondies sur les problèmes relatifs aux gisements connus des différents minerais, les données les plus récentes sur les réserves de minerais et les dernières méthodes mises au point de prospection. Une place importante est réservée aux perfectionnements récents apportés au traitement des minerais en vue du rendement et de la rentabilité, on a décrit un certain nombre de procédés qui sont encore en période d'essais. Une étude sur les perspectives de l'uranium au Katanga intéressera particulièrement les Belges.

Les mémoires consacrés aux appareils de mesure et de prospection ainsi qu'à l'application des mathématiques aux problèmes miniers corroborent les progrès réalisés.

Volume 3 : Réacteurs et centrales atomiques - 1297 p - 1126 fig. - 19 U.S. dollars.

Ce volume donne une vue très complète sur les réalisations et les projets des différents pays dans le domaine des centrales nucléaires. Les mémoires y figurant contiennent des renseignements très détaillés sur des types de réacteurs de puissance — à eau sous pression, à gaz, organique ou homogène, etc... — tant sur leur construction que sur leur exploitation.

Le spécialiste y trouve également des renseignements d'un grand intérêt sur les réacteurs de recherche et d'essais techniques les plus répandus à

l'heure actuelle et dont la gamme des modèles s'enrichit de plus en plus.

Enfin, on y voit des études sur les applications de l'énergie atomique envisagées dès à présent : propulsion marine, chauffage urbain, industrie chimique, etc... et dont certaines sont appelées à un grand développement.

CHARBONNAGES DE MONCEAU-FONTAINE - Cours pour électriciens du fond. - Trois tomes cartonnés, 22 × 28 cm, respectivement 287 et 202 p., le 3^e tome comportant 269 fig. - Septembre 1959.

Les Charbonnages de Monceau-Fontaine ont déjà publié bon nombre d'ouvrages technologiques sur l'art des mines et ses services annexes ; ils sont tous rédigés en vue d'une assimilation rapide pratique sans grand concours de théorie. Le présent ouvrage est visiblement conçu avec la même préoccupation, cependant la technologie électrique mobilisant des éléments subtils et les théories fondamentales ayant évolué, il était indispensable de donner en quelques pages les notions indispensables à la compréhension du fonctionnement des équipements modernes. C'est ce que l'auteur a réalisé en une soixantaine de pages et cinquante figures ; c'est une sorte de credo pour l'électricien de charbonnage qui l'orientera dans ses activités. En vue de les rendre moins périlleuses, le second chapitre traite en détail de la sécurité sous toutes ses formes : sécurité contre l'électrocution, sécurité contre les coups de grisou, sécurité contre l'incendie du fond, il est à peine besoin de souligner l'importance de ce chapitre que l'électricien du fond doit avoir toujours présent à l'esprit.

Le câble est évidemment la forme la plus traditionnelle et la plus utilisée pour conduire l'électricité, encore qu'actuellement elle ne soit plus la seule ; le 3^e chapitre traite donc des câbles ; il décrit les divers types et en donne les propriétés et la façon de les installer au fond de la mine, d'en rechercher les défauts et d'en faire l'entretien, puis on passe aux transformateurs qui permettent de changer de tension et enfin aux moteurs qui sont les engins les plus courants d'utilisation. Ainsi se termine le premier volume.

Le tome II entre plus profondément dans le métier et est plus diversifié. On y traite successivement des coffrets de chantier, des disjoncteurs, de l'éclairage, des téléphones et de la manutention du matériel électrique. Chaque chapitre est agrémenté des figures et schémas explicatifs qu'on a réunis dans le troisième tome. Celui-ci constitue ainsi à lui seul un aide-mémoire auquel l'électricien se référera fréquemment avant de chercher, si c'est nécessaire, de plus amples détails dans les deux premiers tomes.

En résumé, le cours pour électriciens du fond des Charbonnages de Monceau-Fontaine est incontestablement un modèle du genre.

J. MARTIN. - Charbonnages de Monceau-Fontaine. - Code de bonne pratique du remblayage par scraper. Janvier 1960 - Cartonné, 22 × 28 cm, 100 p. avec 38 planches et 9 photos.

Cette monographie, très soigneusement exposée et bien documentée avec des dessins et des plans cotés, est relative à un type d'installation appartenant à la grande famille des scrapers avec, comme particularité, une benne basculante selon le sens de marche. Mise au point après de multiples essais au charbonnage de Shirebrook en Angleterre (cf. A.M.B. 1952, mai, p. 367 et Bultec Inichar n^o 38 du 1^{er} avril 1953), elle a rapidement trouvé des applications dans d'autres pays.

Le Service des Etudes des Charbonnages de Monceau-Fontaine s'est attaché à lui faire rendre les meilleurs services en soignant les détails et même en les perfectionnant : disposition d'un châssis de protection, à l'avant du treuil, contre le tir des mines, cosses automatiques Joy pour l'amarrage rapide des câbles, choix judicieux des poulies de renvoi, forme même des racloirs qui varie légèrement d'un constructeur à l'autre avec des rendements différents.

Tout cela est bien détaillé dans la première partie suivie de l'exposé d'un certain nombre d'exemples d'application avec caractéristiques des chantiers, du matériel et du cycle des opérations.

L'ensemble constitue un manuel technique qui sera très apprécié par le personnel des bureaux d'études, par le personnel chargé de démarrer une installation nouvelle, ainsi que par les conducteurs des travaux.

ANNALES DES MINES DE FRANCE

Janvier 1960.

Les promesses à long terme du *Gisement de fer de Tindouf* (Sahara) sont mises en évidence par la description qu'en donnent MM. R. Michel et L. Clarioud. Cette étude fait ressortir les résultats acquis à ce jour.

La *Lutte contre les poussières dans les exploitations minières françaises* a fait l'objet d'un rapport officiel au Bureau International du Travail, émanant de l'administration française : il en est reproduit d'importants extraits.

Monsieur Bernard a tenté de représenter les *Fonctions d'amortissement* par une famille \equiv à un paramètre. Les fonctions « canoniques » ainsi mises en évidence peuvent jouer un rôle utile dans la théorie de l'amortissement.

La chronique des métaux, minerais et substances minérales diverses ainsi que des notes bibliographiques et le tableau habituel de renseignements économiques complètent la livraison.

Février 1960.

La technique française de *Préparation mécanique des charbons* a de nombreuses réalisations à son actif dans le monde. M. H. Fournol évoque les tendances générales de son évolution actuelle.

La vitesse de *Creusement des puits de mines* a pu être améliorée ces dernières années grâce à un meilleur équipement et à une organisation plus poussée des chantiers. M. Peyrat évoque en particulier les avantages obtenus en effectuant simultanément le chargement mécanique des terres et le revêtement définitif.

Une importante manifestation franco-africaine concernant *Le rôle de la recherche scientifique et technique dans le développement des pays africains* s'est déroulée du 14 au 20 décembre 1959 à Dakar et Abidjan. Les Annales des Mines donnent les grandes lignes des discussions de ce Colloque et les vœux que celui-ci a présentés.

La chronique des métaux, minerais et substances minérales diverses ainsi que des notes bibliographiques et le tableau habituel de renseignements économiques complètent la livraison.

J. JUNG et R. BROUSSE. - *Classification modale des roches éruptives utilisant les données fournies par le compteur de points*. - 122 p., 5 fig., 16 × 24 cm. Masson et Cie, 120, boul. Saint-Germain, Paris 6^e. - Prix : 14 FFN.

Le problème de la classification et de la nomenclature des roches éruptives est l'un de ceux qui ont préoccupé depuis longtemps les pétrographes. Dans leur ouvrage, MM. Jung et Brousse apportent à ce problème une solution nouvelle, fondée sur l'emploi d'un accessoire, récemment inventé, du microscope polarisant, le chariot compteur de points.

Grâce à cet ingénieux petit appareil, il est devenu possible, même à des non spécialistes, de déterminer rapidement et avec précision les proportions des différents minéraux apparaissant dans les plaques minces de roches. Ce sont ces données minéralogiques quantitatives, définissant ce que l'on appelle la composition modale des roches, qui servent de base à la classification proposée. Cette dernière repose sur des principes simples et d'une mise en œuvre aussi expéditive que possible, conformément aux exigences de la recherche pétrographique moderne.

Une première partie de l'ouvrage est consacrée à la théorie et à la technique du compteur de points. Une particulière importance y a été accordée à la

VIENT DE PARAITRE

PUBLICATIONS O.E.C.E.

L'ENERGIE EN EUROPE

NOUVELLES
PERSPECTIVESRAPPORT DE LA COMMISSION CONSULTATIVE DE L'ENERGIE
DE L'O.E.C.E. 144 pages (in-8° raisin)

L'AVENIR DE L'INDUSTRIE DU CHARBON

PETROLE ET GAZ NATUREL : INCIDENCE DES NOUVELLES
PRODUCTIONS EUROPEENNE ET SAHARIENNE — LE ROLE
DE L'ENERGIE NUCLEAIRE — PROBLEMES D'INVESTIS-
SEMENTS — PREVISIONS D'OFFRE ET DE DEMANDE JUS-
QU'EN 1967 — LA POLITIQUE ENERGETIQUE D'ENSEMBLE.EN VENTE
CHEZ LES PRINCIPAUX LIBRAIRES

discussion des erreurs systématiques et aux méthodes permettant de les réduire jusqu'à l'obtention de la précision recherchée.

Les deuxième et troisième parties renferment l'exposé des principes de la classification, ainsi que des tableaux synoptiques facilitant les déterminations. Enfin, dans les quatrième et cinquième parties, on trouvera la définition de 492 noms de genres, espèces et variétés de roches éruptives, susceptibles d'être rencontrés dans la bibliographie et qui ont été classés, ici, d'une part par familles et d'autre part par

ordre alphabétique. Bien des pétrographes seront sans doute heureux d'avoir sous la main ce répertoire de termes dont beaucoup, créés autrefois, ne sont plus que rarement utilisés.

L'ouvrage de MM. Jung et Brousse est destiné à rendre des services non seulement aux spécialistes, mais aussi aux géologues de terrain et d'une façon plus générale à tous ceux qui à des titres divers, et même incidemment, ont à s'occuper de roches éruptives. Il mérite aussi d'avoir sa place dans les laboratoires d'enseignement.