

ADMINISTRATION DES MINES - BESTUUR VAN HET MIJNWEZEN

SEPTEMBRE 1955

Bimestriel — Tweemaandelijks

SEPTEMBER 1955

Annales des Mines

DE BELGIQUE



Annalen der Mijnen

VAN BELGIE

DIRECTION - REDACTION :

**INSTITUT NATIONAL DE
L'INDUSTRIE CHARBONNIÈRE**

DIRECTIE - REDACTIE :

**NATIONAAL INSTITUUT VOOR
DE STEENKOLENNIJVERHEID**

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

EDITIONS TECHNIQUES ET SCIENTIFIQUES

37-39, rue Borrens — BRUXELLES

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 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.
- E. CHAPEAUX, Président de la Fédération de l'Industrie des Carrières, à Bruxelles.
- P. CULOT, Délégué à l'Administration des Charbonnages de la Brufina, à Hautrage.
- P. DE GROOTE, Ancien Ministre, Président de l'Université Libre de Bruxelles, à Uccle.
- L. DEHASSE, Président de l'Association Houillère du Couchant de Mons, à Mons.
- A. DELATTRE, Ancien Ministre, à Paturages.
- A. DELMER, Secrétaire Général Honoraire du Ministère des Travaux Publics, à Bruxelles.
- L. DENOËL, Professeur à l'Université de Liège, à Liège.
- N. DESSARD, Président de l'Association Charbonnière de la Province de Liège, à Liège.
- P. FOURMARIER, Professeur à l'Université de Liège, à Liège.
- L. GREINER, Président d'Honneur du Groupement des Hauts Fourneaux et Aciéries Belges, à Bruxelles.
- M. GUERIN, Inspecteur général honoraire des Mines, à Liège.
- A. HALLEUX, Professeur à l'Université Libre de Bruxelles, à Bruxelles.
- M. LASSALLE, Président Honoraire de la Fédération de l'Industrie du Gaz, à Bruxelles.
- P. MAMET, Président de la Fédération Professionnelle des Producteurs et Distributeurs d'Electricité de Belgique, à Bruxelles.
- A. MEILLEUR, Administrateur-Délégué de la S. A. des Charbonnages de Bonne Espérance, à Lambusart.
- I. ORBAN, Administrateur-Directeur Général de la S. A. des Charbonnages de Mariemont-Bascoup, à Bruxelles.
- O. SEUTIN, Directeur-Gérant honoraire de la S. A. des Charbonnages de Limbourg-Meuse, à Bruxelles.
- E. SOUPART, Administrateur-Délégué de la S. A. des Charbonnages de Tamines, à Tamines.
- E. STEIN, Président de l'Association Charbonnière du Bassin de la Campine, à Hasselt.
- R. TOUBEAU, Professeur 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.
- J. VAN OIRBEEK, Président de la Fédération des Usines à Zinc, Plomb, Argent, Cuivre, Nickel et autres Métaux non ferreux, à Bruxelles.
- O. VERBOUWE, Directeur Général Honoraire des Mines, à Uccle.

BESCHERMEND COMITE

- HH. H. ANCIAUX, Ere Inspecteur generaal der Mijnen, te Wemmel.
- L. BRACONIER, Administrateur-Directeur-Gérant van de N. V. « Charbonnages de la Grande Bacnure », te Luik.
- L. CANIVET, Voorzitter van de Vereniging der Kolenmijnen van het Bekken van Charleroi en van de Beneden Samber, te Brussel.
- P. CELIS, Voorzitter van het Verbond der Gasnijverheid, te Brussel.
- E. CHAPEAUX, Voorzitter van het Verbond der Groeven, te Brussel.
- P. CULOT, Afgevaardigde bij het Beheer van de Steenkolenmijnen van de Brufina, te Hautrage.
- P. DE GROOTE, Oud-Minister, Voorzitter van de Vrije Universiteit Brussel, te Ukkel.
- L. DEHASSE, Voorzitter van de Vereniging der Kolenmijnen van het Westen van Bergen, te Bergen.
- A. DELATTRE, Oud-Minister, te Paturages.
- A. DELMER, Ere Secretaris Generaal van het Ministerie van Openbare Werken, te Brussel.
- L. DENOËL, Hoogleraar aan de Universiteit Luik, te Luik.
- N. DESSARD, Voorzitter van de Vereniging der Kolenmijnen van de Provincie Luik, te Luik.
- P. FOURMARIER, Hoogleraar aan de Universiteit Luik, te Luik.
- L. GREINER, Ere-Voorzitter van de « Groupement des Hauts-Fourneaux et Aciéries Belges », te Brussel.
- M. GUERIN, Ere Inspecteur generaal der Mijnen, te Luik.
- A. HALLEUX, Hoogleraar aan de Vrije Universiteit Brussel, te Brussel.
- M. LASSALLE, Ere-Voorzitter van het Verbond der Gasnijverheid, te Brussel.
- P. MAMET, Voorzitter van de Bedrijfsfederatie der Voortbrengers en Verdelers van Electriciteit in België, te Brussel.
- A. MEILLEUR, Afgevaardigde-Beheerder van de N. V. « Charbonnages de Bonne Espérance », te Lambusart.
- I. ORBAN, Administrateur-Directeur Generaal van de N. V. « Charbonnages de Mariemont-Bascoup », te Brussel.
- O. SEUTIN, Ere Directeur-Gérant van de N. V. der Kolenmijnen Limburg-Maas, te Brussel.
- E. SOUPART, Afgevaardigde-Beheerder van de N. V. « Charbonnages de Tamines », te Tamines.
- E. STEIN, Voorzitter van de Kolenmijn-Vereniging van het Kempisch Bekken, te Hasselt.
- R. TOUBEAU, 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.
- J. VAN OIRBEEK, Voorzitter van de Federatie der Zink-, Lood-, Zilver-, Koper-, Nikkel- en andere non-ferro Metalenfabrieken te Brussel.
- O. VERBOUWE, Ere Directeur Generaal der Mijnen, te Ukkel.

COMITE DIRECTEUR

- MM. A. MEYERS, Directeur Général des Mines, à Bruxelles, Président.
- J. VENTER, Directeur de l'Institut National de l'Industrie Charbonnière, à Liège, Vice-Président.
- 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, Directeur divisionnaire des Mines, à Bruxelles.
- P. GERARD, Directeur divisionnaire des Mines, à Hasselt.
- H. LABASSE, Professeur d'Exploitation des Mines à l'Université de Liège, à Embourg.
- R. LEFEVRE, Directeur divisionnaire des Mines, à Jumet.
- P. RENDERS, Directeur à la Société Générale de Belgique, à Bruxelles.
- A. VANDENHEUVEL, Ingénieur en chef - Directeur des Mines, à Bruxelles.

BESTUURSCOMITE

- HH. A. MEYERS, Directeur Generaal van het Mijnwezen, te Brussel, Voorzitter.
- J. VENTER, Directeur van het Nationaal Instituut voor de Steenkolennijverheid, 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, Afdelingsdirecteur der Mijnen, te Brussel.
- P. GERARD, Afdelingsdirecteur der Mijnen, te Hasselt.
- H. LABASSE, Hoogleraar in de Mijnbouwkunde aan de Universiteit Luik, te Embourg.
- R. LEFEVRE, Afdelingsdirecteur der Mijnen, te Jumet.
- P. RENDERS, Directeur bij de « Société Générale de Belgique », te Brussel.
- A. VANDENHEUVEL, Hoofdingenieur - Directeur der Mijnen, te Brussel.

ANNALES DES MINES DE BELGIQUE

N° 5 — Septembre 1955

Direction-Rédaction :

**INSTITUT NATIONAL
DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE**

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

ANNALEN DER MIJNEN VAN BELGIE

Nr 5 — September 1955

Directie-Redactie :

**NATIONAAL INSTITUUT
VOOR DE STEENKOLENNIJVERHEID**

P 1273

Sommaire — Inhoud

Renseignements statistiques belges et des pays limitrophes	772
INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE	
INICHAR. — Exposition minière allemande, Essen 1954 : Transports généraux et accessoires des puits et des recettes (Compte rendu - suite)	777
INICHAR. — Journées des Epontes et du Soutènement organisées les 2 et 3 juin 1955 : Le soutènement en tailles — Le soutènement en galeries — Visite au Charbonnage de Houthalen	803
INICHAR. — Conférence internationale sur la science du charbon, Heerlen 2 et 3 mai 1955 (Compte rendu)	840
INICHAR. — Exposition internationale sur l'utilisation pacifique de l'énergie atomique, Genève, août 1955 (Compte rendu)	866
Journées techniques sur les applications du caoutchouc dans les mines de houille.	
F. C. M. WIJFFELS. — L'utilisation du caoutchouc dans la mine	871
A. ANDRIEN. — Les courroies transporteuses ininflammables	875
P. HANSROUL — Besoins de l'industrie minière belge vis-à-vis du caoutchouc.	884
NOTES DIVERSES	
J. MEDAETS. — Les travaux de désameublement des chantiers	890
BIBLIOGRAPHIE	
INICHAR. — Revue de la littérature technique	895
Divers	910
COMMUNIQUES	

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

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

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

BASSINS MINIERES	Production nette (Tonnes)	Consommation propre et fournitures au personnel (tonnes) (1)	Stock (tonnes)	Jours ouvrés (2)	PERSONNEL										Grisou capté et valorisé (6)				
					Nombre moyen d'ouvriers			Indices (3)				Rendement Kg		Présences % (4)		Mouvement de la main-d'œuvre (5)			
					à veine	Fond	Fond et surface	Veine	Taille	Fond	Fond et surface	Fond	Fond et surface	Fond		Fond et surface	Belge	Etrangère	Totale
Borinage	356.940	42.653	325.970	25,56	2.660	14.816	20.143	0,19	0,44	1,08	1,48	927	676	80,32	82,46	-186	+ 548	+ 362	1.730.469
Centre	315.752	43.361	298.010	25,40	1.893	11.154	15.506	0,15	0,39	0,91	1,27	1.097	786	83,24	85,50	-253	+ 292	+ 39	1.897.412
Charleroi	630.394	61.288	451.954	25,81	4.599	21.815	30.649	0,19	0,38	0,90	1,29	1.105	778	83,05	85,45	-377	+ 878	+ 501	1.817.172
Liège	413.985	38.111	63.175	25,48	2.840	16.674	22.720	0,17	0,44	1,04	1,42	960	704	80,84	83,6	-91	+ 256	+ 165	—
Campine	878.396	73.310	93.601	26,00	4.160	22.077	30.361	0,12	0,26	0,66	0,91	1.525	1.016	84,25	86,97	-130	+ 427	+ 307	—
Le Royaume	2.595.467	258.723	1.232.710	25,70	16.155	86.532	119.379	0,16	0,36	0,87	1,21	1.154	829	82,49	85,07	-1037	+2411	+1374	5.445.053
1955 Mai	2.410.283	263.426	1.293.547	23,76	16.360	86.173	119.432	0,16	0,36	0,87	1,21	1.156	825	82,62	85,20	-319	+ 394	- 525	5.026.545
Avril	2.493.134	269.852	1.367.413	24,70	16.360	86.255	119.641	0,16	0,36	0,87	1,21	1.155	825	82,19	84,67	-821	- 766	-1587	4.606.404
Mars	2.665.459	326.127	1.467.396	26,69	16.330	85.636	118.416	0,16	0,36	0,87	1,20	1.153	828	80,50	82,82	-380	- 227	- 607	4.218.377
1954 Juin	2.438.127	239.761	4.035.261	23,66	17.812	93.428	129.020	0,17	0,39	0,92	1,28	1.087	780	81,88	87,10	-223	- 200	- 423	4.509.621
Moyen. mens.	2.437.391	270.806	2.814.928(7)	24,05	17.245	90.735	125.763	0,17	0,38	0,91	1,28	1.099	784	83,53	85,91	-63	- 528	- 591	4.350.908
1953 Moy. mens.	2.505.024	196.883	3.063.210(7)	24,27	18.357	95.484	131.954	0,18	0,40	0,94	1,32	1.060	758	78	81	+ 10	- 450	- 440	4.595.867
1952 Moy. mens.	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
1951 »	2.470.933	216.116	214.280(7)	24,2	18.272	94.926	133.893	0,18	0,39	0,95	1,36	1.054	738	79,6	82,4	-503	+1235	+ 732	2.334.178
1950 Moy. mens.	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	—
1949 »	2.321.167	232.463	1.804.770(7)	23,82	19.890	103.290	146.622	0,20	—	1,08	1,55	926	645	79	83	—	—	—	—
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)	24,2	18.739	91.945	131.241	0,18	—	0,92	1,33	1.085	753	—	—	—	—	—	—
1913 »	1.903.466	187.143	955.890(7)	24,1	24.844	105.921	146.084	0,32	—	1,37	1,89	731	528	—	—	—	—	—	—
Sem. du 5 au 11-9-1955	579.479	—	847.216	5,94	—	84.087	115.673	—	—	0,88	1,22	1.136	822	77,45	80,14	—	—	+ 312	—

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 au chiffre correspondant des périodes antérieures.

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

(3) Nombre de postes effectués, divisé 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 toujours une 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 cal., 00 C et 760 mm de Hg.

(7) Stock fin décembre.

BELGIQUE

FOURNITURE DE CHARBON BELGE AUX DIFFERENTS SECTEURS ECONOMIQUES (en tonnes)

JUN 1955.

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
1955 Juin	379.687	16.794	587.252	1.272	102.853	256.879	22.418	8.308	43.584	33.721	92.711	9.106	36.563	67.920	65.933	19.351	29.901	624.564	2.398.847
Mai	334.605	16.699	578.505	1.640	90.472	233.871	23.292	8.489	43.555	38.260	113.572	9.799	25.527	55.773	68.132	21.155	30.490	528.375	2.217.211
Avril	390.157	14.337	617.314	1.401	117.581	247.950	26.163	11.896	47.615	49.998	126.944	13.788	25.692	63.544	61.759	23.777	35.458	451.291	2.326.674
Mars	481.392	15.284	607.259	1.254	147.122	263.233	29.348	18.602	42.960	48.755	120.454	17.730	22.080	56.833	70.861	20.831	41.117	761.802	2.769.957
1954 Juin	324.725	13.516	462.890	2.144	98.892	204.374	19.995	8.111	39.138	43.046	110.362	9.422	32.499	64.181	61.277	19.011	23.843	474.584	2.012.010
Moy. mens.	415.609	14.360	485.878	1.733	109.037	240.272	24.211	12.299	40.485	46.912	114.318	14.500	30.707	61.361	62.818	19.898	30.012	465.071	2.189.610
1953 Moy. mens. (1)	457.333	14.500	539.657	—	105.167	260.283	25.083	12.000	39.917	43.750	116.833	14.750	33.833	58.250	81.000	19.333	24.000	346.750	2.192.749
1952 »	480.657	14.102	708.921	—	—	275.218	34.685	16.683	30.235	37.364	123.393	17.838	26.645	63.591	81.997	15.475	60.800	209.060	2.196.669
1951 »	573.174	12.603	665.427	—	—	322.894	42.288	19.392	36.949	49.365	125.216	22.251	33.064	76.840	87.054	21.389	82.814	143.093	2.319.813

(1) Chiffres rectifiés.

PERIODE	Quantités reçues m ³			Consommat. totale (m ³) y compris les exportations	Stock (m ³) à la fin du mois	Quantités reçues +			Consommation totale +	Stock à la fin du mois +	Exportations +
	Origine indigène	Importation	Total			Origine indigène	Importation	Total			
1955 Juin . . .	84.393	9.831	94.424	91.025	319.207	5.371	—	5.371	8.359	44.366	749
Mai . . .	70.908	12.562	83.470	82.897	307.884	5.261	727	5.988	7.737	47.354	906
Avril . . .	60.780	13.706	74.486	84.708	301.670	5.458	6.238	11.696	9.833	49.143	970
Mars . . .	31.116	11.307	42.423	88.679	308.600	8.840	5.835	14.675	12.202	47.240	934
1954 Juin . . .	86.764	227	86.991	90.627	579.572	4.510	361	4.871	7.961	40.73	2.666
Moy. mens. .	67.128	1.643	68.821	87.335	428.456(1)	4.959	4.654	9.613	8.868	37.023(1)	2.468
1953 Moy. mens. .	66.994	1.793	68.787	91.430	703.050(1)	4.156	3.839	7.995	8.769	28.077(1)	3.602
1952 » » . . .	73.511	30.608	104.119	91.418	880.695(1)	4.624	6.784	11.408	9.971	37.357(1)	2.014
1951 » » . . .	64.936	30.131	95.067	93.312	643.602(1)	6.394	5.394	11.788	12.722	20.114(1)	208
1950 » » . . .	62.036	12.868	74.904	90.209	570.013(1)	5.052	1.577	6.629	7.274	31.325(1)	1.794
1949 » » . . .	75.955	25.189	101.144	104.962	727.491(1)	2.962	853	3.815	5.156	39.060(1)	453

(1) Stock fin décembre.

(1) Stock fin décembre.

PERIODE	Produits bruts (1 ^{re} et 2 ^e fusions)								Demi-produits		Ouvriers occupés
	Cuivre +	Zinc +	Plomb +	Etain +	Aluminium +	Antimoine, Cadmium, Cobalt, Nickel, etc. +	Total +	Argent, or, platine, etc. kg	A l'exception des métaux précieux +	Argent, or, platine, etc. kg	
1955 Juin . . .	13.888	17.996	5.669	819	219	314	38.905	23.441	17.130	1.859	15.551
Mai . . .	12.540	18.398	6.026	843	208	352	38.367	22.576	15.082	1.568	15.547
Avril . . .	12.500	17.490	6.112	915	191	381	37.592	24.418	15.567	1.740	15.596
Mars . . .	11.700	17.374	6.443	1.084	172	376	37.099	22.226	15.614	1.595	15.533
1954 Juin . . .	13.114	18.123	5.699	1.020	139	417	38.542	26.729	14.804	1.899	15.263
Moy. mens. .	12.809	17.726	5.988	965	140	389	38.017	24.331	14.552	1.850	15.827
1953 Moy. mens. .	12.528	16.119	6.363	821	125	390	36.346	24.384	12.833	1.638	14.986
1952 Moy. mens. .	12.035	15.956	6.757	850		557	36.155	23.833	12.729	2.017	16.227
1951 Moy. mens. .	11.541	16.691	6.232	844		597	35.905	22.750	16.675	2.183	16.647
1950 Moy. mens. .	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) Chiffres provisoires.

PERIODE	Hauts fourneaux en activité	Produits bruts				Produits demi-finis (1)		Produits			
		Fonte	Acier Total	Fer de masse	Fers finis	Pour relamineurs belges	Autres	Aciers marchands	Profilés et zorés (1 et U de plus de 80 mm)	Rails et accessoires	Fil machine
1955 Juin (2) . . .	1	440.401	497.383 ⁽³⁾	6.272	58.943	38.426	145.401	15.669	8.604	40.704	
Mai . . .	51	448.885	470.579 ⁽³⁾	5.713	59.974	24.526	132.488	20.902	7.186	36.592	
Avril . . .	51	451.262	493.182 ⁽³⁾	5.848	55.309	24.557	143.400	19.387	8.915	38.322	
Mars . . .	51	476.570	522.275 ⁽³⁾	6.152	53.659	31.203	154.537	24.882	6.662	41.918	
1954 Juin . . .	46	390.724	427.107 ⁽³⁾	5.227	57.044	29.488	113.996	14.572	4.904	38.438	
Moy. mens. . .	47 ⁽⁴⁾	384.907	410.591 ⁽³⁾	4.924	48.798	24.844	115.884	15.999	4.685	36.509	
1953 Moy. mens. . .	50 ⁽⁴⁾	350.819	374.720 ⁽⁵⁾	2.824	92.175		99.964	16.203	8.291	34.414	
1952 Moy. mens. . .	50 ⁽⁴⁾	399.133	422.281 ⁽⁵⁾	2.772	97.171		116.535	19.939	7.312	37.030	
1951 Moy. mens. . .	49 ⁽⁴⁾	405.676	421.134 ⁽⁵⁾	4.092	99.682		111.691	19.483	7.543 ⁽⁷⁾	40.494	
1950 » » . . .	48 ⁽⁴⁾	307.898	311.034	3.584	70.503		91.952	14.410	10.668	36.008	
1949 » » . . .	48 ⁽⁴⁾	312.441	315.203	2.965	58.052		91.460	17.286	10.370	29.277	
1948 » » . . .	51 ⁽⁸⁾	327.416	321.059	2.573	61.951		70.980	39.383	9.853	28.979	
1938 » » . . .	50 ⁽⁸⁾	202.177	184.369	3.508	37.339		43.200	26.010	9.337	10.603	
1913 » . . .	54	207.058	200.398	25.363	127.083		51.177	30.219	28.489	11.852	

(1) Qui ne sont pas traités ultérieurement dans l'usine qui les a produits. (2) Chiffres provisoires. (3) Dont acier moulé avec ébarbage : 10.114 t en juin 1955 ; 8.854 t en mai 1955 ; 9.779 t en avril 1955 ; 9.501 t en mars 1955 ; 6.809 t en juin 1954 ; 7.105 t moy. mens. 1954. (4) Pendant tout ou partie de l'année. (5) Dont acier moulé : 5.305 t moy. mens. 1953 ; 5.575 t moy. mens. 1952 ; 5.339 t moy. mens. 1951. (6) Non compris l'acier moulé. (7) Ne contient pas les traverses, celles-ci ayant dû, cette année, être incorporées aux « divers ». (8) Hauts fourneaux en ordre de marche : le nombre fictif de hauts fourneaux qui travaillaient sans interruption, auraient donné la production de l'année, est, pour 1948 : 42,93 et, pour 1938 : 35,31. (9) 31 décembre 1954.

IMPORTATIONS					EXPORTATIONS			
Pays d'origine Périodes Répartition	Charbons t	Cokes t	Agglomérés t	Lignite t	Destination	Charbons t	Cokes t	Agglomérés t
Allemagne Occid.	90.516	15.799 ⁽¹⁾	2.055	10.197	Allemagne Occident.	51.247	—	—
Espagne	3.650	—	—	—	Argentine	12.183	—	—
Etats-Unis d'Amérique	75.573	—	—	—	Autriche	—	40	—
France	51.506	—	7	—	Congo belge	1.032	—	—
Pays-Bas	30.229	8.415 ⁽²⁾	1.859	365	Danemark	427	7.005	—
Portugal	1.300	—	—	—	Finlande	—	659	—
Royaume-Uni	31.928	—	—	—	France	105.847	22.746	28.187
U.R.S.S.	11.626	—	—	—	Grèce	2	—	—
Ensemble juin 1955	296.328	24.214	3.921	10.562	Hongrie	—	9.814	—
1955 Mai	298.831	19.500 ⁽³⁾	3.787	8.524	Irlande	—	400	—
Avril	276.031	18.390 ⁽⁴⁾	4.065	8.937	Italie	5.830	—	—
Mars	300.780	25.811 ⁽⁵⁾	3.459	6.817	Luxembourg	4.093	6.204	555
1954 Juin	382.630	7.722 ⁽⁶⁾	2.412	9.740	Norvège	1.722	1.762	—
Moyenne mensuelle	310.388	9.251 ⁽⁷⁾	3.331	7.410	Pays-Bas	271.076	2.877	7.209
Répartition :					Royaume-Uni	141.491	—	—
1) Secteur domestique	87.499	5.000	3.921	9.737	Suède	4.994	—	—
2) Secteur industriel	197.421	17.766 ⁽⁸⁾	—	825	Suisse	36.008	—	260
Réexportations	11.650	—	—	—	Autres pays	262	120	—
Mouvement des stocks	— 242	+1.448 ⁽⁹⁾	—	—	Ensemble juin 1955	636.214	51.627	36.211
					1955 Mai	528.655	54.718	32.051
					Avril	461.110	49.709	39.073
					Mars	778.663	56.132	46.200
					1954 Juin	484.373	78.857	30.577
					Moyenne mensuelle	473.406	74.018 ⁽¹⁾	27.121

- (1) Dont 9.759 t coke de gaz. (2) Dont 2.453 t coke de gaz. (1) Dont 133 t coke de four importé et 26 t coke de gaz importé.
(3) Dont 9.812 t coke de gaz. (4) Dont 7.476 t coke de gaz.
(5) Dont 6.406 t coke de gaz. (6) Dont 3.146 t coke de gaz.
(7) Dont 2.307 t coke de gaz. (8) Dont 12.262 t coke de gaz.
(9) Coke de four.

URGIE

JUIN 1955.

TION (T)

finis									Ouvriers occupés
Tôles fortes 4,76 mm et plus	Tôles moyennes 3 à 4,75 mm	Larges plats	Tôles fines noires	Tôles galvanisées, plombées, et étamées	Feuillards, bandes à tubes, tubes sans soudure	Divers	Total	Tubes soudés	
45.917	10.473	2.628	49.592	20.129	25.763	3.082	367.962	3.242	51.639
40.987	3.505	2.752	48.247	21.721	23.949	2.219	345.548	3.287	51.691
41.999	9.617	2.425	46.731	23.492	26.195	2.954	363.437	3.906	51.138
45.818	10.036	2.582	54.936	25.745	33.032	2.873	403.021	4.296	51.127
34.396	8.584	2.227	30.017	20.555	20.198	1.772	289.659	3.807	45.222
37.563	8.189	2.084	35.818	17.980	25.287	1.972	301.970	3.655	50.424 ⁽⁹⁾
43.418	8.451	3.531	32.180	9.207	20.683	3.767	280.110	1.647	42.820
39.357	7.071	3.337	37.482	11.943	26.652	5.771	312.429	2.959	43.263
			Tôles minces, tôles fines, tôles magnétiques						
36.489	5.890	2.628	42.520	15.313	32.476	8.650	323.207	3.570	43.640
24.476	6.456	2.109	22.857	11.096	20.949	2.878	243.859	1.981	36.415
30.714	5.831	3.184	23.419	9.154	23.096	3.526	247.347	—	40.506
Grosses tôles	Tôles moyennes		Tôles fines	Tôles galva- nisées	Feuillards et tubes en acier				
28.780	12.140	2.818	18.194	10.992	30.017	3.589	255.725	—	38.431
16.460	9.084	2.064	14.715	—	13.958	1.421	146.852	—	33.024
19.672	—	—	9.883	—	—	3.530	154.822	—	35.300

PRODUCTION	Unités	1955	1955	1954	Moyenne mensuelle 1954	PRODUCTION	Unités	1955	1955	1954	Moyenne mensuelle 1954
		(a)	(b)	(a)				(b)			
PORPHYRE :											
Moellons	t	250	115	617	305	PRODUITS DE DRA-	t	126.055	111.415	113.144	90.986
Concassés	t	283.161	305.329	273.342	244.925	GAGE : Gravier	t	17.118	12.819	12.934	15.686
Pavés et mosaïques.	t	3.488	3.734	3.592	3.452	Sable	t	155.176	158.678	177.575	145.645
PETIT-GRANIT :											
Extrait	m ³	12.356	13.086	15.103	12.269	CHAUX :	t	156.641	140.135	124.799	130.167
Scié	m ³	5.669	6.061	6.390	5.808	PHOSPHATES	t	760	1.355	1.256	2.190
Façonné	m ³	1.481	1.551	1.466	1.350	CARBONATES NATUR.					
Sous-produits	m ³	13.692	11.955	12.110	10.203	(Craie, marne, tuf-feau)	t	21.469	23.928	18.964	21.463
MARBRES :											
Blocs équarris	m ³	492	498	497	414	CARBON. DE CHAUX					
Tranches ramenées à 20 mm	m ²	40.856	43.822	44.835	42.363	PRECIPITES	t	3.210	4.654	2.584	3.503
Moellons et concassés	t	940	884	965	948	CHAUX HYDRAULI-					
Bimbeloterie	Kg	30.937	39.425	38.052	34.219	QUE ARTIFICIELLE	t	1.898	1.448	2.379	1.144
GRES :											
Moellons bruts	t	9.895	9.777	9.579	7.942	DOLOMIE : Crue	t	27.795	17.004	16.140	15.242
Concassés	t	77.830	87.450	90.939	72.947	Frittée	t	20.316	20.381	16.944	17.556
Pavés et mosaïques.	t	1.663	1.826	1.420	1.456	PLATRE :	t	3.095	3.756	3.015	2.984
Divers taillés	t	4.744	5.291	5.047	4.224	AGGLOM. PLATRE	m ²	107.027	110.722	115.299	101.504
SABLE :											
pour métallurgie	t	64.441	63.517	47.811	45.995			4 ^e trim. 1954	3 ^e trim. 1954	4 ^e trim. 1953	Moy mens. 1954
pour verrerie	t	58.178	69.615	43.760	55.373	SILEX : Broyé	t	3.352	3.171	2.993	1.006
pour construction	t	136.319	130.940	132.551	109.782	Pavés	t	916	944	515	255
Divers	t	52.788	63.283	36.426	41.409	FELDSPATH & GALETs	t	66	54	153	42
ARDOISE :											
pour toitures	t	892	968	913	905	QUARTZ	t	33.287	41.423	50.071	10.724
Schiste ardoisier	t	114	93	83	93	et QUARTZITES	t	89.328	102.809	108.992	32.462
Coticule (pierre à aiguiser)	Kg	2.700	3.695	4.650	4.420	ARGILES :					
								Mai 1955(a)	Avril 1955(b)	Mai 1954	Moy mens. 1954
						Ouvriers occupés		12.923	12.877	13.895	13.884

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

COMBUSTIBLES SOLIDES

PAYS DE LA CEEA ET GRANDE-BRETAGNE

MAI 1955

PAYS	Houille produite (1000 t)	Nombre d'ouvriers inscrits (1000)		Rendement par ouvrier et par poste Kg		Nombre de jours ouvrés	Absentéisme en %		Coke de four produit 1000 t	Agglomérés produits 1000 t	Stocks (1000 t)	
		Fond	Fond et surface	Fond	Fond et surface		Fond	Fond et surface			Houille	Cokes
Allemagne												
1955 Mai	10.430	330	486	1.542	1.150	24	17,91	16,35	3.405	490	546	218
1954 Moy. mens.	10.670	331,4	—	1.492	—	—	—	—	2.910	503	654 ⁽¹⁾	1984 ⁽¹⁾
1954 Mai	10.083	331,1	487	1.497	1.115	24	18,07	16,62	2.828	393	1.906	3572
Belgique												
1955 Mai	2.410	107	143,9	1.156	825	23,76	17,38	14,80	553	97	1.294	85
1954 Moy. mens.	2.437	111,6	150	1.099	784	24,05	16,47	14,09	512,2	114,9	2.815 ⁽¹⁾	127,1 ⁽¹⁾
1954 Mai	2.299	112,9	151	1.081	773	22,15	16,48	14,29	497	95	3.899	127
France												
1955 Mai	4.450	146,3	212	1.591	1.040	23,6	21,29	14,41 ⁽²⁾	903	564	8.094	331
1954 Moy. mens.	4.534	151,5	219,7	1.504	990	23,81	21,78	16,75 ⁽²⁾	768	561	7.838 ⁽¹⁾	375 ⁽¹⁾
1954 Mai	4.273	153,3	222	1.507	984	22,26	20,76	13,96 ⁽²⁾	753	544	6.741	401
Sarre												
1955 Mai	1.403	37,1	56,4	1.828	1.167	23,94	15,43	10,68 ⁽²⁾	331,5	—	542	21
1954 Moy. mens.	1.402	37,7	57,3	1.744	1.119	24,3 ⁽²⁾	17,13	12,63 ⁽²⁾	306	—	821 ⁽¹⁾	19 ⁽¹⁾
1954 Mai	1.294	37,6	57,1	1.704	1.087	22,93	17,37	12,06 ⁽²⁾	283	—	722	52
Italie												
1955 Mai	92	5,7	—	893	—	—	—	—	253	—	68	119
1954 Moy. mens.	89	6,9	—	636	—	—	—	—	208	2	11 ⁽¹⁾	58 ⁽¹⁾
1954 Mai	88	7	—	635	—	—	—	—	192	—	42	42
Pays-Bas												
1955 Mai	883	30,8	55	1.432	—	23	5,9 ⁽³⁾	4,2 ⁽²⁾	322	71	291	94
1954 Moy. mens.	1.006	30,6	54,9	1.497	—	25	6,6 ⁽³⁾	5,5 ⁽³⁾	282	77	287 ⁽¹⁾	82 ⁽¹⁾
1954 Mai	981	30,8	54,9	1.478	—	25	14,6	12,4	269	77	256	42
Communauté												
1955 Mai	19.658	656,7	—	1.496	—	—	—	—	5.770	1.217	10.892	871
1954 Moy. mens.	20.138	669,6	—	1.438 ⁽⁴⁾	—	—	—	—	4.986	1.256	12.426 ⁽¹⁾	2645 ⁽¹⁾
1954 Mai	19.018	672,7	—	1.434	—	—	—	—	4.820	1.109	13.566	4236
Grande-Bretagne												
1955				A front								
Sem. du 29-5 au 4-6	3.311,5 ⁽⁵⁾	—	705,8	3.165	1.142	—	—	13,25	—	—	—	—
Sem. du 21 au 27-8	4.188,7 ⁽⁵⁾	—	702,1	3.190	1.199	—	—	12,20	—	—	—	—
1954												
Moy. hebdom.	4.313,9 ⁽⁵⁾	—	707,2	3.257	1.231	—	—	12,21	—	—	—	—
Sem. du 30-5 au 5-6	4.420,2 ⁽⁵⁾	—	709,3	3.237	1.220	—	—	12,12	—	—	—	—

(1) Stock fin décembre. (2) Surface seulement. (3) Uniquement les malades. (4) Sans l'Italie : 1.447. (5) Houille marchande.

L'Exposition minière allemande - Essen 1954

(Suite)

Compte rendu par INICHAR

VIII. — TRANSPORTS GENERAUX ET ACCESSOIRES DES PUIITS ET DES RECETTES

Vu la fréquence des expositions de matériel minier, il nous a paru opportun de rassembler dans une même note, non seulement les nouveautés présentées à l'Exposition d'Essen en 1954, mais aussi celles exposées à la Foire de Liège en mai 1955, à Cleveland en mai 1955 et à l'Exposition de Paris en juin 1955.

Cette note comprend trois chapitres qui traitent respectivement des locomotives, des installations de recettes du fond et accessoires et des moyens d'extraction. Ils comportent les subdivisions suivantes :

1) Locomotives.

- a) à air comprimé,
- b) Diesel,
- c) à accumulateurs,
- d) à trolley.

2) Les installations de recettes du fond et accessoires des voies.

- A) *Appareils de recettes :*
 - Eisenwerk-Brauns,
 - Frölich et Klüpfel,
 - Siemag,
 - Mönninghoff.
- B) *Appareils de sécurité au puits :*
 - a) Veilleur de puits « Frölich et Klüpfel »,
 - b) Gardien de puits « Hauhinco ».
- C) *Ouvertures et fermetures automatiques des barrières de puits :*
 - a) Cylindres de commande verticaux,
 - b) Cylindres de commande horizontaux.
- D) *Portes étanches pour puits de retour d'air :*
 - a) Sas G.H.H.,
 - b) Sas Hasenclever.
- E) *Frein de berlines :*
 - Frein Hauhinco.
- F) *Appareils à rebroussement :*
 - a) Tables releveuses :
 - 1°) Table Mönninghoff,
 - 2°) Table Hemscheidt;
 - b) Pistons pneumatiques :
 - 1°) Piston G.H.H.,
 - 2°) Piston Strunk.
- G) *Appareils de relevage :*
 - Releveuse de berlines système « Basuyaux ».

- H) *Avanceurs de berlines* :
- a) à piston :
 - 1°) Avanceur oléo-électrique Hausherr,
 - 2°) Refouleur électro-hydraulique Mönninghoff;
 - b) à chaînes :
 - 1°) Refouleur Mönninghoff,
 - 2°) Avanceur Hasenclever,
 - 3°) Avanceur alternatif Rea;
 - c) à chenilles : Avanceur Strunk.
- I) *Commande automatique des aiguillages ou des portes* :
- a) Le cylindre électrique « Rahman »,
 - b) Appareil électrique de l'Industrielle Boraine,
 - c) Appareil « Canton ».

3) Moyens d'extraction.

- A) *Skips et cages* :
- a) Possibilités d'application des skips,
 - b) Dispositifs de fermeture,
 - c) Cages.
- B) *Câbles* :
- a) Câbles multiples,
 - b) Fabrication et entretien des câbles.
- C) *Attelages et cosses*.
- D) *Molettes et poulies Koepe* :
- a) Généralités,
 - b) Fourrures.
- E) *Guidage des cages et des skips* :
- a) Mains courantes,
 - b) Guides.
- F) *Transmissions - Téléphone de cage*.

1) LOCOMOTIVES.

La traction par locomotives à trolley est très peu répandue en Belgique pour diverses raisons, soit que les distances à parcourir ou les tonnages à transporter soient trop faibles, soit par crainte des poussées de terrains dans les galeries principales. Parmi les types possibles de locomotives, deux sont à recommander : la locomotive Diesel et la locomotive électrique à accumulateurs. Celle-ci donne lieu à des frais d'exploitation très réduits, notamment au point de vue entretien.

Le tableau (1) montrant le développement

(1) Ce tableau est extrait de Glückauf du 11 septembre 1954 « Der technische Fortschritt auf der Deutschen Bergbauausstellung 1954 in Essen » par E. GLEBE.

des différents types de locomotives dans les mines de charbon allemandes (Ruhr - Aix-la-Chapelle - Basse-Saxe) entre les années 1934 et 1954, permet de se rendre compte de l'évolution des tendances dans ce pays.

Nous donnons ci-après les nouveautés présentées à la Foire d'Essen en matière de locomotives.

a) Locomotives à air comprimé.

La firme *Arn Jung* exposait une locomotive à air comprimé du type « Troll », à 4 cylindres à grande vitesse, très remarquable. La commande se fait par l'intermédiaire de roues dentées et d'une chaîne Galles. Elle est construite suivant trois modèles, 11, 22 et 50 CV (fig. 1).

Locomotives	1934		1938		1950	
	nombre	%	nombre	%	nombre	%
à trolley	1196	55,05	1199	50,48	1289	44,26
à accumulateurs	59	2,72	41	1,73	78	2,68
à accumulateurs accouplées	1	0,05	20	0,84	29	1,—
à benzine	175	8,06	33	1,39	—	—
à air comprimé	581	26,75	710	29,89	894	30,70
Diesel	160	7,37	372	15,67	622	21,36

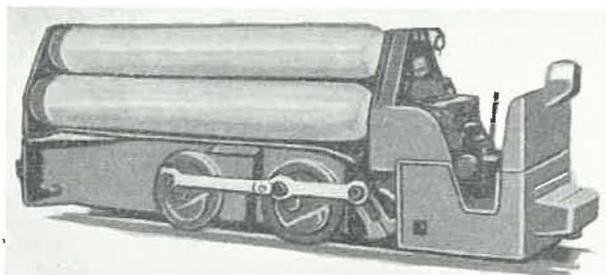


Fig. 1. — Locomotive à air comprimé « Troll » de la firme A. Jung.

Demag construit à l'heure actuelle la machine la plus puissante (61 CV) avec la commande traditionnelle par bielles et manivelles.

b) Locomotives Diesel.

Klöckner-Humboldt-Deutz, Cologne, construit six types de locomotives Diesel, 9, 20, 30, 60, 75 et 90 CV. Suivant la puissance, elles sont à 1, 2, 4 ou 6 cylindres horizontaux ou verticaux. La locomotive de 90 CV est une Diesel électrique (2). La transmission est constituée par une boîte de vitesses hydraulique de la firme Voith, commandant, par deux arbres de cardan, un démultiplicateur arrière et un démultiplicateur avant qui contient également le renversement de marche. La boîte de vitesses hydraulique, qui comporte un étage transformateur et un étage de couplage, ajuste automatiquement la vitesse du locotracteur aux variations de profil de la voie et de la charge remorquée. Il en résulte une diminution de fatigue du moteur et de la transmission, ainsi qu'une sensible économie de combustible.

Le système de freinage est hydraulique. Il est de sécurité simple, à action progressive, peu encombrant et d'entretien facile. Le frein mécanique manœuvré par le levier à main n'est employé que comme frein de blocage à l'arrêt.

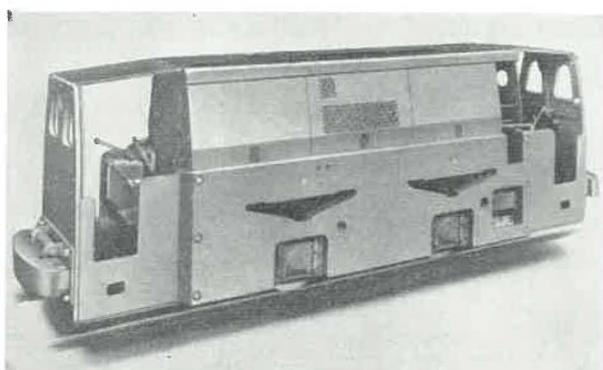


Fig. 2. — Locomotive Diesel Klöckner-Humboldt-Deutz à 2 cabines.

Il existe un poste de commande à chaque extrémité de la locomotive en vue d'améliorer les conditions de visibilité (fig. 2).

(2) Voir Annales des Mines de Belgique, septembre 1954, p. 542.

Le locotracteur est équipé d'un double dispositif de démarrage permettant la mise en marche du moteur, soit à la main par démarreur à inertie, soit au moyen de l'air comprimé.

La Ruhrthaler Maschinenfabrik Schwarz und Dykerhoff, Mülheim-Ruhr, expose sa nouvelle locomotive « Vollsicht Ausbau » (fig. 3). Le poste de commande est central. Le conducteur peut toujours s'asseoir dans le sens de l'avancement de la locomotive et a une vue complète de la voie au delà de 6 m en avant de la machine.



Fig. 3. — Locomotive Diesel « Vollsicht » de la firme Ruhrthaler.

Cinq types de locomotives sont exécutés suivant ce modèle (22, 32, 50, 60/75 et 90/100 CV).

La même firme expose une locomotive de conception toute nouvelle. Il s'agit d'une combinaison de la locomotive à trolley et de la locomotive Diesel. Cette idée a été réalisée en incorporant un moteur Diesel dans une locomotive à trolley ordinaire. Celui-ci actionne la locomotive aux endroits où la traction par trolley n'est pas permise. Le moteur électrique peut être alimenté en courant continu ou alternatif.

c) Locomotives à accumulateurs.

Ces dernières années, les locomotives à accumulateurs anti-grisouteuses se sont de plus en plus développées dans la Ruhr, aussi bien pour le transport principal que pour le transport en chantiers.

Jusque maintenant, elles étaient équipées de moteurs à courant continu excités en série. Ces moteurs ont une grande puissance de démarrage à cause de la grande surcharge qu'ils peuvent prendre. Le passage à la plus grande vitesse se fait par échelons par l'intermédiaire d'un rhéostat.

La figure 4 représente la courbe caractéristique de l'effort de traction en fonction de la vitesse des moteurs série. L'effort de traction est grand au démarrage. La locomotive démarre lentement et, au fur et à mesure que l'effort diminue, la vitesse augmente.

L'adhérence limitée de la locomotive préserve le moteur de grosses surcharges. Avec un coefficient de frottement entre roue et rail égal à 0,25, son poids ne lui permet que d'absorber un courant égal à 2,5 fois le courant nominal. Pour un cou-

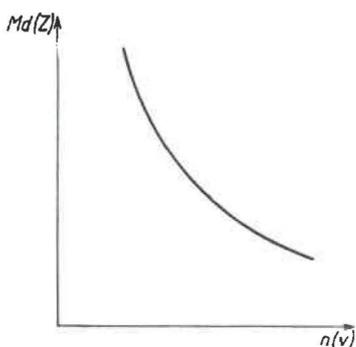


Fig. 4. — Courbe caractéristique. Effort de traction, vitesse des moteurs série.

rant absorbé plus fort, la locomotive patine et l'intensité de courant diminue. L'effort de traction ne dépend que de l'intensité de courant et est indépendant de la tension dont dépend la vitesse.

La firme *Bartz* de Dortmund présente un prototype de locomotive à accumulateurs antigrisouteuse et transmission hydraulique.

Une batterie d'accumulateurs est reliée de façon permanente avec un moteur shunt couplé avec une transmission hydraulique constituée par une pompe et un moteur à huile, séparés et reliés par deux conduites à huile à haute pression. Le moteur à huile est couplé à la transmission de la locomotive par l'intermédiaire d'un réducteur de vitesse. Le même levier agissant sur la pompe commande la marche avant, la marche arrière ou l'arrêt.

Le moteur à courant continu ne peut être enclenché ou déclenché que pour la position «arrêt» de ce levier. Il ne tourne que dans un sens. La figure 5 présente la disposition des organes de la locomotive. La vitesse de la locomotive dépend de

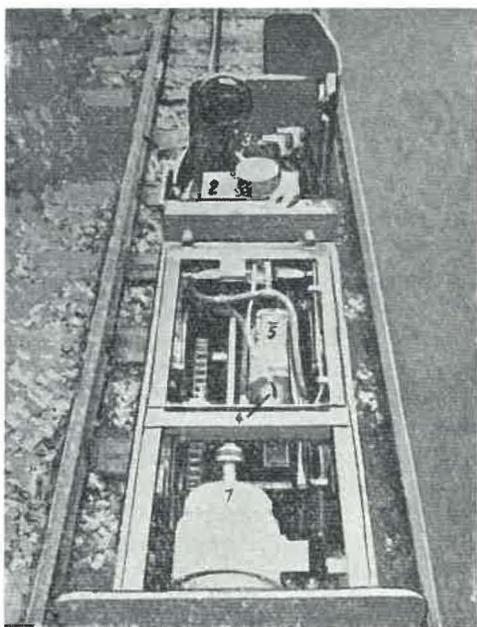


Fig. 5. — Locomotive Bartz à accumulateurs et transmission hydraulique. Disposition des organes : 1 moteur; 2 pompe à huile; 3 levier de commande; 4 moteur à huile; 5 réducteur de vitesse.

l'alimentation en huile du moteur. Celle-ci est limitée par la grandeur de la pompe et la position du levier de commande. La vitesse, indépendante de la charge, peut donc être réglée et ne dépassera pas un maximum déterminé par la grandeur de la pompe.

La charge détermine la pression hydraulique et, par là, le courant absorbé par le moteur. Une soupape à maximum de pression d'huile dans la pompe permet de limiter le courant à la valeur nominale du moteur. Celui-ci n'est donc jamais surchargé.

Avec une locomotive à accumulateurs ordinaire comportant, par exemple, quatre plots au rhéostat, le machiniste ne peut régler sa vitesse que par quatre paliers. Le nombre de tours du moteur sous tension constante s'établit suivant la charge. Si, sous faible charge, la vitesse de la locomotive devient trop faible, le machiniste est obligé de changer de plot au rhéostat et la vitesse ne varie pas de façon continue. Avec la nouvelle locomotive, on peut en agissant sur le levier de la pompe faire varier graduellement la vitesse de 0 à sa valeur maximum. On peut freiner en réduisant l'alimentation de la pompe. La locomotive entraîne le moteur électrique qui tourne comme générateur et envoie du courant dans la batterie. L'énergie cinétique de la locomotive et de la charge traînée est transformée en électricité. Avec une autre locomotive, cette énergie est transformée en chaleur.

La soupape à maximum de pression évite aussi que la puissance de freinage ne soit trop grande et que les roues ne bloquent.

Le même levier sert à commander la marche de la locomotive et le frein. Il est installé de façon que, abandonné à lui-même, il revient sur la position arrêt et freine.

Si le machiniste abandonne sa locomotive, elle s'arrête. Le frein mécanique n'est utilisé que comme frein de blocage à l'arrêt.

La même firme présente une locomotive antigrisouteuse pour voie de chantier d'un poids de 4 t et 36 éléments. Deux de ces locomotives peuvent être accouplées mécaniquement.

La *Bergbau-Gesellschaft* expose deux locomotives antigrisouteuses accouplées, d'un poids de 19,5 t et faisant 100 CV (fig. 6).

Les *S.S.W.* exposent deux locomotives pour voie de chantier E.L.9. qui peuvent être accouplées pour servir dans les voies d'exploitation. Leur

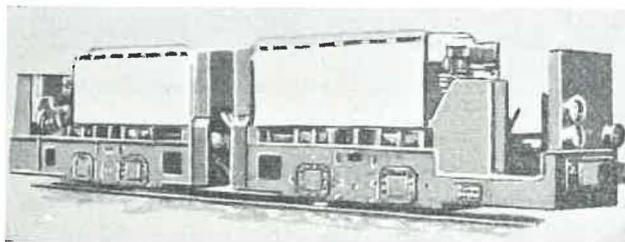


Fig. 6. — Locomotives à accumulateurs Bergbau-Gesellschaft accouplées. Puissance : 100 CV.

poids est de $2 \times 4,3$ t, leur puissance $2 \times 14,4$ kW, l'effort de traction à la périphérie de la roue est 2×785 kg et la vitesse : 6,7 km/h.

Chaque locomotive E.L.9. est pourvue de deux moteurs hermétiques recevant chacun l'énergie de la moitié de la batterie de 36 éléments et d'une capacité de 466 A/h.

En service, un interrupteur à cames permet, en marche avant comme en marche arrière, de coupler les moteurs en série parallèle et de brancher les demi-batteries en série ou en parallèle. Il n'y a pas de rhéostats.

d) Locomotives à trolley.

S.S.W. expose une locomotive à trolley E.L.6. de 7,3 t et 40 kW, avec un effort de traction à la périphérie de la roue de 350 kg et une vitesse de 10,5 km/h.

Elle est actionnée par deux moteurs. Elle est conforme à la nouvelle réglementation de l'Oberbergamt Dortmund concernant les locomotives du

fond. Elle possède un projecteur pour l'éclairage à distance et rapproché. L'éclairage à distance donne un éclairement de 4 Lux, à 80 m, et l'éclairage rapproché de 4 Lux, à 40 m. Elle est en plus pourvue de feux de position. La tension d'éclairage de 12 V est fournie par un transformateur. Pour le transport du personnel, l'avant et l'arrière sont pourvus d'une lampe bleue.

Depuis longtemps déjà, on cherche à remplacer le retour par le rail par le retour par un fil conducteur placé à côté de celui d'alimentation de façon à réduire les dangers d'électrocution et d'explosion. Les étincelles sont moins nombreuses et moins fortes avec le retour par trolley que par le rail; l'entretien des voies est plus simple, les difficultés de maintenir le contact entre rails lors des mouvements de terrain sont supprimées et la corrosion par électrolyse des rails et des tuyaux n'existe plus.

B.B.C. construit une locomotive à deux trolleys E.L.5., d'un poids de 3 t et d'une puissance de 96 kW à la tension de 220 V.

2) LES INSTALLATIONS DE RECETTES DU FOND ET ACCESSOIRES DES VOIES.

Dans les dernières expositions minières, on constate une tendance de plus en plus marquée à l'électrification des installations de recette du fond et des accessoires des voies.

Les appareils électro-hydrauliques qui permettent une commande souple des engins à marche discontinue ou alternative se multiplient de plus en plus. Les cylindres électriques et les moteurs à impulsion remplacent déjà le cylindre à air comprimé dans de nombreuses applications.

De nombreuses firmes exposent des installations complètes de recettes du fond. Citons : Eisenwerk-Brauns, Dortmund; Frölich et Klüpfel, Wuppertal-Barmen; Hauhinco, Essen; Rudolf Hausherr et fils G.m.b.H., Sprockhövel; Hermann, Hemscheidt, Wuppertal, Elberfeld; Maschinenfabrik Mönninghoff, Bochum; Siemag G.m.b.H., Dolbrück.

D'autres firmes telles que : Demag, Duisburg; Gutehoffnungshütte, Sterkrade A.G., Oberhausen-Sterkrade; Maschinenfabrik, Korfmann, Witten/

Ruhr; Soest-Ferrum Apparatebau G.m.b.H., Düsseldorf-Oberkassel présentent des parties d'installations ou des accessoires.

A. — Appareils de recettes.

Les installations de recettes des firmes Eisenwerk Brauns, Frölich et Klüpfel et Siemag sont complètement électrifiées.

Avec la nouvelle installation de *Eisenwerk Brauns* (fig. 7), l'automatisme est poussée à un point tel que le préposé n'a qu'à appuyer sur un bouton pour que toutes les opérations d'encagement : basculement des paliers mobiles, ouverture des freins de berlines, fonctionnement de l'engageur et retour des appareils dans leur position primitive, s'opèrent successivement dans l'ordre et le temps requis.

Les commandes se font par relais et la vitesse des opérations d'encagement peut être variée.

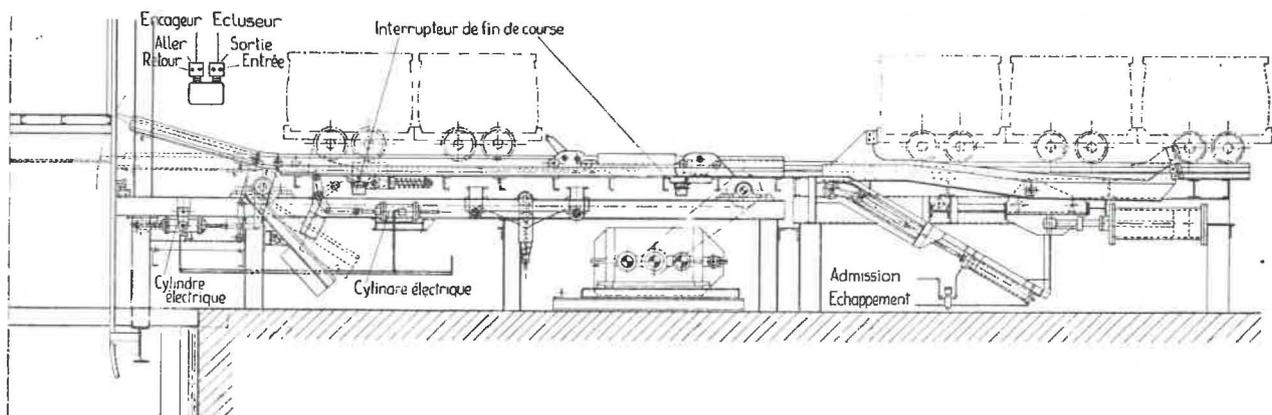


Fig. 7. — Installation d'encagement électrique Eisenwerk Brauns, entièrement automatique.

Dans les installations de la firme *Frölich et Klüpfel*, la commande de l'accouplement à lamelles qui relie le moteur à l'encaveur se fait par huile sous pression.

Le moteur est conçu de façon à pouvoir être enclenché 8 à 14 fois pendant le chargement d'une cage, soit en 22 à 25 secondes, sans s'échauffer exagérément. Les périodes de repos correspondant au trait sont de l'ordre de 120 à 150 secondes.

Le moteur est protégé par des fusibles. L'encaveur est freiné par contre-courant peu avant d'atteindre sa course maximum.

La course retour est commandée par relais. Ceux-ci arrêtent l'encaveur tout au début de sa course retour, de façon à retenir un wagonnet revenant accidentellement en arrière. On doit agir sur le levier de commande pour que l'encaveur revienne à sa position de départ. La fin de course est assurée par des interrupteurs de fin de course.

Le mouvement des paliers mobiles et du guidonnage est commandé par un « piston » électrique de la firme *Rahman et C^o*.

La firme *Siemag* préconise, pour la commande des encaveurs, un moteur de la même conception que ceux des laminoirs, tournant à 250-300 t/min.

Ses caractéristiques sont telles que le couple est maximum à vitesse nulle. Le poussoir a son accélération maximum au début, ce qui réduit le temps d'encagement.

En l'absence de la cage, toutes les commandes sont bloquées par l'action d'un contacteur électrique actionné par la cage.

Recette pour puits intérieur Mönninghoff. — Cette firme expose une recette pour puits intérieur où écluseurs, encaveurs, arrêteurs et planchers mobiles ont une sous-structure tellement réduite qu'ils ne nécessitent pas de caves pour leur installation. La commande se fait à l'air comprimé. Le plancher mobile de 525 mm de longueur permet de racherer une différence de niveau de 200 mm (fig. 8).

La même firme présente un dispositif de sécurité pour burquins déjà appliqué dans plusieurs mines belges, mais qui mérite encore d'être mentionné pour sa simplicité et son efficacité. La figure 8 bis montre le dispositif d'arrêt, au-dessus, en position de blocage et, en dessous, pendant l'encagement d'un wagonnet. On constate (fig. 8 ter) que le même dispositif sert à la fois de sécurité et de passerelle entre la cage et les rails d'ac-

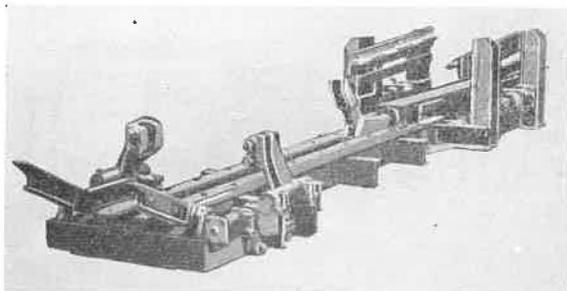


Fig. 8. — Recette Mönninghoff pour puits intérieur.

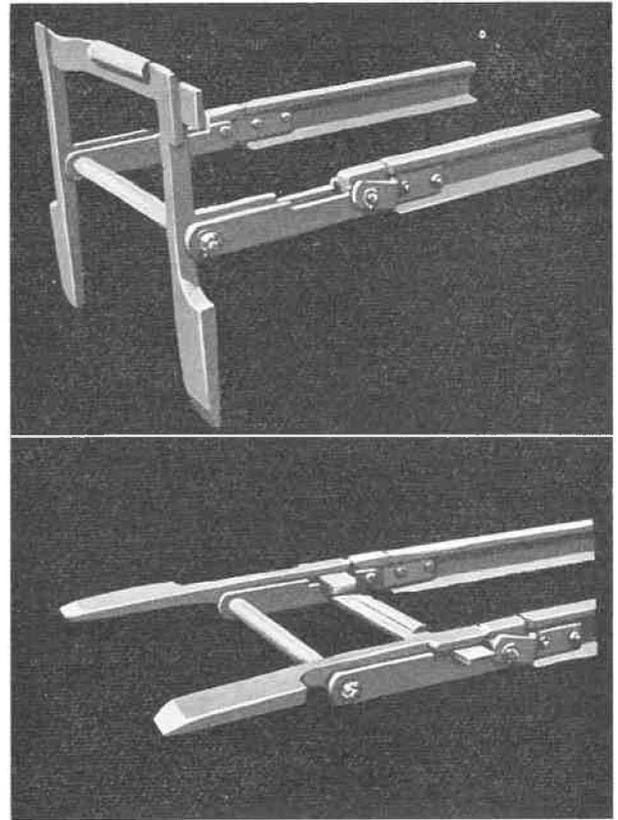


Fig. 8bis. — Dispositif de sécurité Mönninghoff pour puits intérieur, au-dessus : le dispositif est en position d'arrêt; en-dessous : le dispositif est en position d'encagement.

cès pendant l'encagement. Ce dispositif est composé de deux leviers très solides en fer forgé, reliés à la partie supérieure par un fer plat. Au milieu, les leviers sont fixés sur un axe d'articulation de façon à pouvoir pivoter. L'axe est tenu de chaque côté par une paire d'éclisses fixées

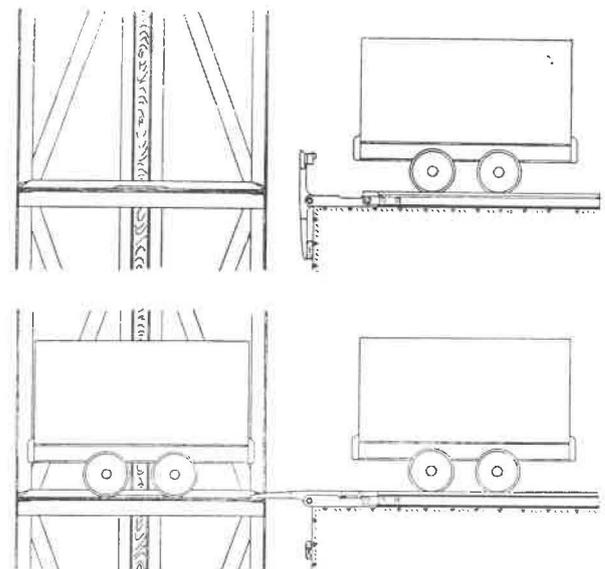


Fig. 8ter. — Représentation schématique du même dispositif de sécurité Mönninghoff en position de blocage et en position d'encagement.

par pivots à de courts fers plats boulonnés aux extrémités des rails.

Quand la cage est en place, on soulève les leviers à la main et on les pose à plat sur la cage (fig. 8 ter). Au départ de la cage, ils se remettent automatiquement en position de blocage.

B. — Appareils de sécurité au puits.

α) Veilleur de puits « Frölich et Klüpfel ».

Dans les installations de recettes Frölich et Klüpfel, un appareil palpeur à air comprimé appelé le « veilleur de puits » empêche la commande des appareils de la recette en l'absence de la cage (fig. 9).

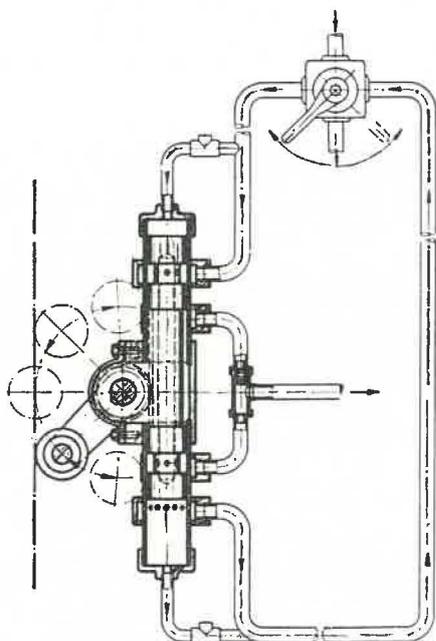


Fig. 9. — Veilleur de puits de la firme Frölich et Klüpfel.

Le veilleur de puits est installé sur le cadre de puits immédiatement en dessous de la recette. Il est constitué d'un cylindre distributeur et d'un levier palpeur. Celui-ci commande une vanne à quatre directions qui n'admet l'air comprimé aux organes de commande qu'en présence de la cage. En quittant la recette, la cage déplace le levier, soit vers le haut, soit vers le bas, fermant ainsi l'admission d'air comprimé et interdisant le déclenchement des appareils.

b) Gardien de puits « Hauhinco ».

La firme Hauhinco construit également ce qu'elle appelle un « gardien de puits » qui verrouille toutes les manœuvres de la recette en l'absence de la cage.

Il consiste en une vanne avec levier et rouleau palpeur. Avec barrières fermées et appareils encageurs au repos, le rouleau palpeur se trouve à l'extérieur du passage de la cage, dans la position verticale (a) (fig. 10).

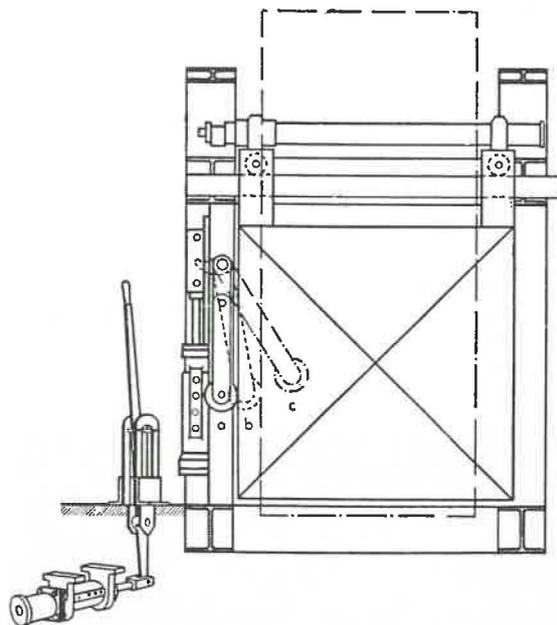


Fig. 10. — Gardien de puits de la firme Hauhinco.

L'admission d'air comprimé en vue de la manœuvre d'une barrière donne au levier palpeur une impulsion vers l'intérieur du puits.

a) En l'absence de cage à l'accrochage, l'extrémité libre du levier palpeur est projetée à l'intérieur du puits (position c) et retombe immédiatement dans la position (a). Dans cette dernière position, aucune admission d'air n'est possible et barrières et commandes des appareils d'encagement sont verrouillés.

b) Lorsque la cage se trouve à l'accrochage, le rouleau palpeur vient buter contre celle-ci et se maintient dans la position (b) permettant l'admission d'air comprimé. La barrière s'ouvre et il est possible de manœuvrer les appareils de la recette.

Si la barrière n'a pas été refermée, au moment où la cage quitte l'accrochage, l'extrémité du levier palpeur appuyant sur la cage est libérée et projetée à l'intérieur du puits en position (c). Elle retombe instantanément en position (a). La fermeture de la barrière se fait automatiquement et toutes les installations de la recette sont à nouveau verrouillées.

Cet appareil est très précis et peut même sur demande fonctionner pour une dénivellation de la cage de 150 mm par rapport au niveau de la recette. Il peut être utilisé aussi bien aux étages intermédiaires qu'aux étages principaux d'extraction.

Tout récemment, la firme Hauhinco a encore ajouté une sécurité supplémentaire. Le dispositif d'encagement est immédiatement bloqué après la manœuvre d'encagement dans le dernier palier de la cage. Cette sécurité a été adoptée en vue d'éviter l'envoi de berlines dans le puits au moment du départ de la cage.

C. — Ouvertures et fermetures automatiques des barrières de puits.

Les commandes automatiques d'ouverture et de fermeture des barrières de puits sont de deux types.

α) A cylindres de commande verticaux.

(fig. 11).

Les barrières sont suspendues; chacune d'elles roule par l'intermédiaire de deux galets sur un fer plat disposé sur chant et plié légèrement en V.

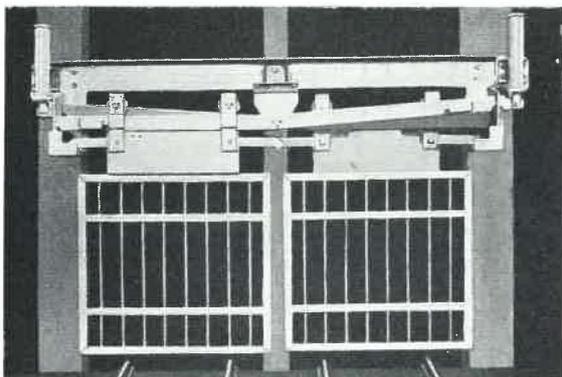


Fig. 11. — Barrière automatique Hauhinco à cylindres de commande verticaux.

Celui-ci peut pivoter autour du sommet du V fixé au centre du puits. Les cylindres de commande sont boulonnés sur les montants extérieurs et reliés chacun à l'extrémité d'un fer plat par une paire d'éclisses. Le mouvement de bascule imprimé par les cylindres à ces chemins de roulement communique aux barrières un mouvement de va-et-vient qui réalise l'ouverture et la fermeture du puits.

Une vanne à quatre directions actionnée par le préposé à l'encagement permet la commande des cylindres.

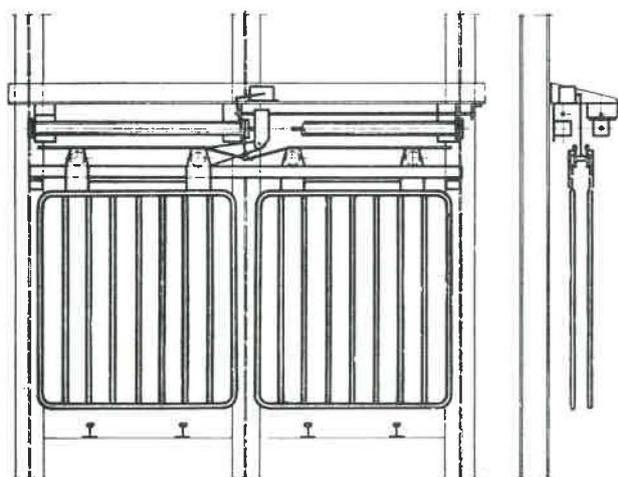


Fig. 12. — Barrières automatiques Frölich et Klüpfel à cylindres de commande horizontaux.

b) A cylindres de commande horizontaux.

(fig. 12).

Les fers plats sur lesquels roulent les galets des barrières sont immobiles et disposés horizontalement. Les cylindres sont fixés à une traverse placée au-dessus des barrières. Les pistons actionnent des leviers articulés qui provoquent l'ouverture et la fermeture des barrières. La même vanne à quatre directions, utilisée avec les cylindres verticaux, sert ici à la commande des cylindres horizontaux.

D. — Portes étanches pour puits de retour d'air.

Les sas généralement utilisés au fond et à la surface pour isoler les puits de retour d'air sont gênants, alourdissent les manœuvres dans les accrochages et sont loin d'être étanches. Les firmes G.H.H. et Hasenclever construisent des portes étanches pour puits de retour d'air qui permettent la suppression des sas.

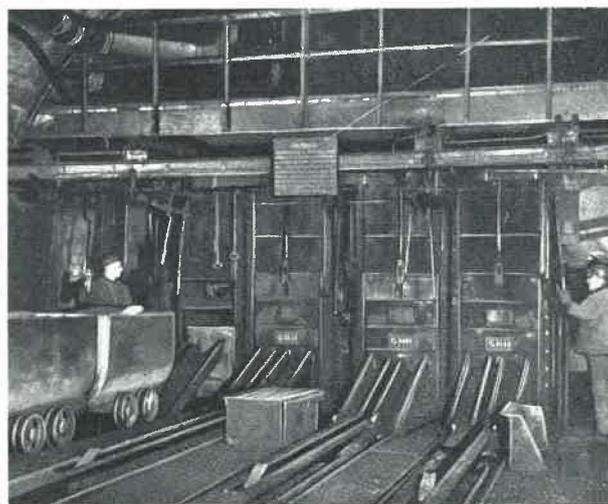


Fig. 13. — Portes étanches pour puits de retour d'air de la firme G.H.H.

α) Sas G.H.H.

La figure 13 montre les portes construites par G.H.H. Elles glissent verticalement dans un encadrement fixé à l'entrée du puits. Ces portes ne peuvent être ouvertes qu'en présence de la cage qui, à ce moment, obstrue le puits, chaque compartiment étant cloisonné sur une hauteur de cage. La commande peut se faire, soit à la main, soit automatiquement.

De grandes portes pivotantes faciles à manœuvrer permettent l'introduction des cages et des longues pièces dans le puits.

b) Sas Hasenclever.

Au lieu d'une fermeture étanche à joint rigide, Hasenclever (fig. 14) prévoit un volet en caoutchouc (1) avec trame en textile analogue à celle utilisée par les bandes transporteuses, mais dont les bords sont renforcés à l'aide de caoutchouc plein (fig. 14 et 15).



Fig. 14. — Vue d'ensemble des volets étanches Hasenclever pour puits de retour d'air.

Pour que ce volet puisse résister à la dépression existant dans le puits, il est armé sur les deux faces de fers plats en acier (2) qui ne sont fixés que sur le milieu du volet et laissent les bords libres. Ce retrait correspond à la largeur du renforcement en caoutchouc plein. Le volet est guidé dans des fers cornières (3). Une aile des fers cornières est fixée au chevalement du puits (4). Le volet est, par suite de la dépression qui existe dans le puits, attiré dans le guidage vertical contre des tringles conductrices (5) portant une saillie extérieure. Les barres en acier plat (2) se posent contre ces tringles, tandis que les bords en caoutchouc sont pressés contre la saillie. On obtient ainsi une étanchéité parfaite.

Pour ouvrir le puits, le volet s'efface et est ramené horizontalement au-dessus ou en dessous du niveau d'encastrement. Il est commandé par un moteur électrique (6), disposé à l'extrémité du guidage horizontal, qui agit sur des chaînes de traction (7) fixées aux deux extrémités du volet. Le mouvement est interrompu automatiquement à l'aide d'un interrupteur de fin de course à tige filetée et actionnée par l'arbre de commande. Le moteur est du type à induit coulissant avec frein conique, assurant un arrêt instantané du volet dès que le courant est coupé.

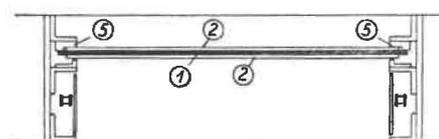
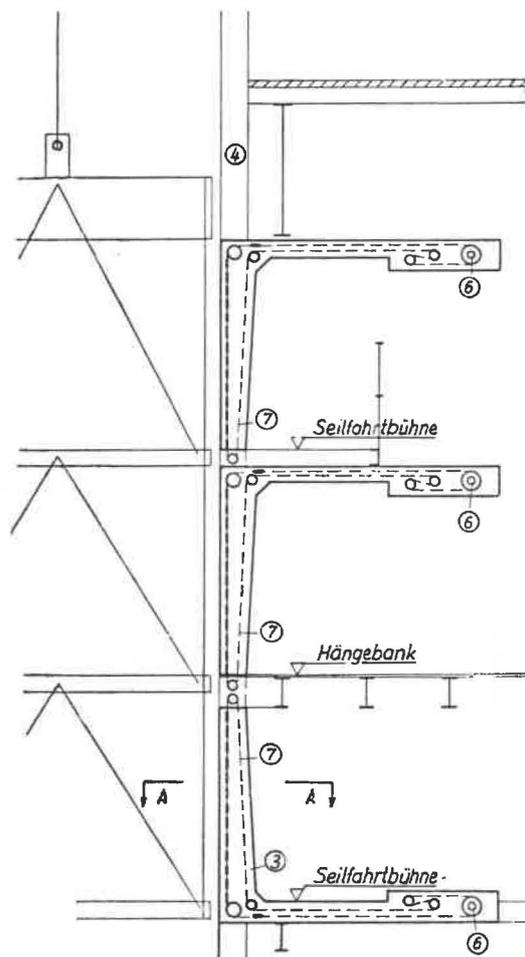


Fig. 15. — Représentation schématique des volets étanches Hasenclever pour puits de retour d'air.

E. — Frein de berlines.

Frein Hauhinco.

Hauhinco construit un frein de berlines agissant sur les quatre roues, même lorsque leur diamètre diffère (fig. 16).

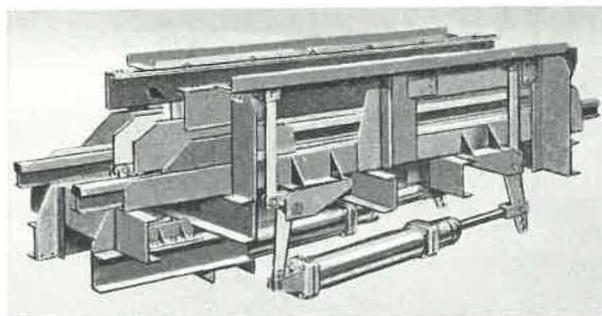


Fig. 16. — Frein de berlines Hauhinco.

Le diagramme figure 17 représente la force de freinage en fonction du chemin parcouru.

Le diagramme *a* correspond à un frein ne freinant pas également sur les quatre roues. Le travail de freinage à la pression de 4 atm = 1024 kgm.

Le diagramme *b* correspond à un frein freinant également sur les quatre roues. Le travail de frein-

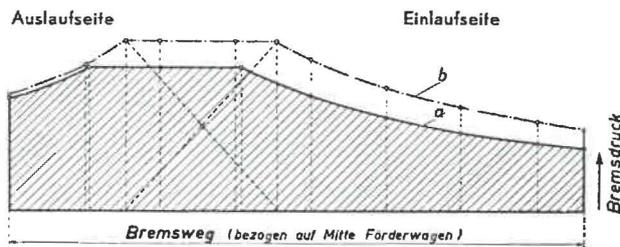


Fig. 17. — Diagramme représentant la force de freinage d'un frein ne freinant pas également sur les 4 roues (a) et d'un frein freinant également sur les 4 roues (b).

nage à la pression de 4 atm = 1250 kgm.

Un arrêteur élastique de sécurité est placé derrière le frein. Il évite qu'une rame entière de berlines ne soit poussée sur une chaîne distributrice à travers le frein. L'arrêteur est actionné par un cylindre à air comprimé spécial, commandé en même temps que le frein. Il est ouvert par la pression d'air comprimé et fermé sous l'action d'un ressort, si bien qu'il reste fermé lorsque l'air comprimé manque. Ce principe d'ouverture des arrêteurs avec l'air comprimé et de leur fermeture automatique en l'absence d'air est appliqué à tous les arrêteurs des installations de recettes Hauhincó. Il évite qu'ils ne restent ouverts au moment où l'air comprimé fait défaut. Frein et arrêteur sont ouverts par une pédale au pied mise à portée de l'accrocheur. Leur fermeture est automatique dès l'entrée d'une berline dans l'appareil.

F. — Appareils à rebroussement.

α) Tables releveuses.

1°) *Table Mönninghoff*. — Cette firme construit une table releveuse pour aiguillage à rebroussement (fig. 18).

Un cadre basculant constitué par des rails est placé sur un châssis surbaissé. Un cylindre vertical de levage actionné pneumatiquement est fixé à



Fig. 18. — Table releveuse Mönninghoff.

l'arrière du châssis et relié à l'extrémité libre du cadre basculant par un fléau. Deux sabots à ressort freinent les berlines à l'extrémité du cadre.

La table releveuse permet le rebroussement simultané de une ou de deux berlines. La commande peut être manuelle ou complètement automatique.

La berline refoulée de la cage ou du culbuteur, roule librement par gravité sur le cadre basculant de la table releveuse installée avec une légère inclinaison (2 % environ). Elle est freinée et arrêtée par les sabots à ressorts.

Le cylindre de levage soulève le cadre basculant à son extrémité arrière et l'incline vers l'avant.

La berline rebrousse chemin et est dirigée sur une autre voie par une aiguille placée à l'avant de la table releveuse.

La commande automatique se fait par l'intermédiaire de vanes à piston fixées au châssis.

Avec le modèle pour une berline, la vanne est commandée automatiquement par la berline à l'arrivée comme au départ.

Dans le cas d'une table pour deux berlines, il faut deux vanes actionnées également par les berlines à l'arrivée comme au départ. Elles sont disposées de telle façon que l'admission d'air au cylindre de levage n'a lieu que lorsque la deuxième berline monte sur le cadre basculant.

2°) *Table Hemscheidt*. — Cette firme présente un circuit complet avec table releveuse pour aiguillage à rebroussement. Celle-ci possède, en plus du mouvement de bascule nécessaire pour donner à la berline l'impulsion de retour, un mouvement de rotation qui aiguille la berline au retour sur une autre voie. La longueur de l'installation de rebroussement est ainsi diminuée de la longueur de l'aiguillage.

b) Pistons pneumatiques.

1°) *Piston G.H.H.* — La Gutehoffnungshütte montre un circuit pour berlines de grande capacité : culbuteur rotatif, avanceur hydraulique et rebrousseur pneumatique (fig. 19).

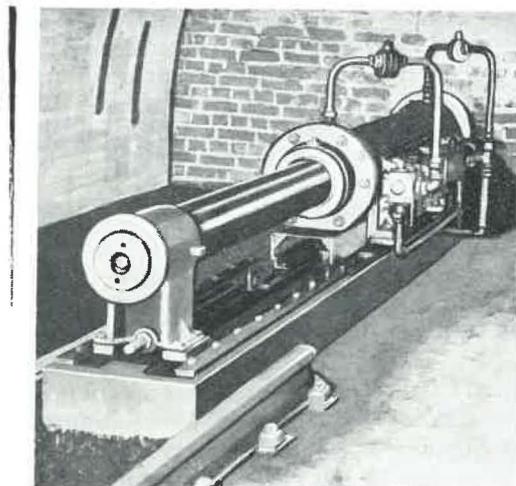


Fig. 19. — Appareil de rebroussement à piston pneumatique G.H.H.

Un piston commandé par l'air comprimé refoule la berline chaque fois qu'elle vient buter contre lui. Ce rebrousseur est réglable et peut être adapté à toutes les conditions de travail. Il convient pour le rebroussement de berlines pleines.

2°) *Piston Strunk*. — Un rebrousseur pneumatique basé sur le même principe est construit par la firme Strunk (fig. 20). La berline arrivant sur l'installation de rebroussement bute contre le piston d'un cylindre à air comprimé. Sous le choc,

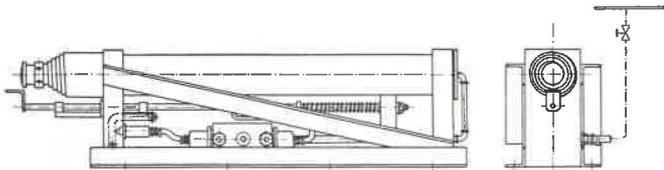


Fig. 20. — Appareil de rebroussement à piston pneumatique Strunk.

le piston amorce un mouvement de recul freiné par un ressort. En même temps, la berline actionne une vanne qui commande l'admission d'air comprimé dans le cylindre. Le piston refoule la berline. Sa course est de 700 mm. Il revient automatiquement à sa position de repos. L'opération dure 1 seconde.

G. — Appareils de relevage.

Releveuses de berlines, système « Basuyaux.

(Foire de Liège).

L'Industrielle Borraine construit un dispositif qui réalise un relevage vertical des berlines permettant une manutention par gravité dans un circuit mécanisé.

Cet appareil remplace la chaîne releveuse. Par rapport à celle-ci, il a l'inconvénient d'être discontinu mais a, par contre, l'avantage de pouvoir s'installer dans un espace très réduit et de pouvoir être utilisé dans bien des cas où toute autre solution de relevage ne pourrait être retenue.

En principe, cet appareil relève verticalement deux berlines à la fois placées sur un plateau. La hauteur de relevée n'est jamais très grande.

Pour accélérer les manœuvres et obtenir un débit suffisant, l'encagement et le déengagement sont automatiques.

Le plateau (H) (fig. 21) est supporté en son centre par deux bielles Q calées semblablement à chacune des extrémités du même arbre et reliées chacune à une manivelle P.

Le mouvement de rotation des manivelles imprime au plateau guidé verticalement par des mains courantes :

- a) un mouvement vertical alternatif,
- b) un mouvement de bascule autour d'un axe horizontal L après qu'il a atteint le niveau de relevage. Ce mouvement permet le déengagement automatique.

La longueur des manivelles 01 est choisie de façon que 2×01 soit égal à la différence de

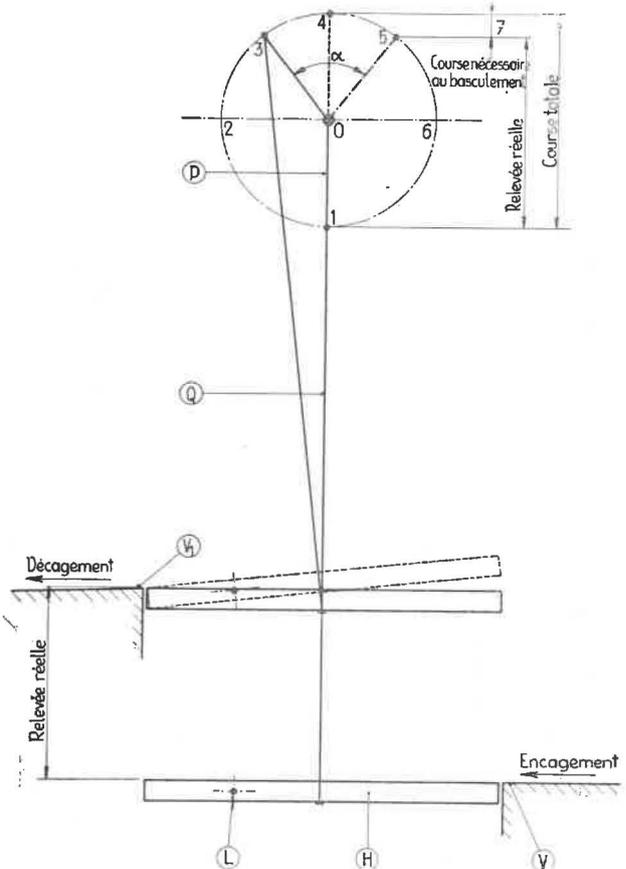


Fig. 21. — Représentation schématique de la releveuse de berlines système Basuyaux.

niveau entre l'encagement et le déengagement plus la hauteur dont on veut relever le centre du plateau pour le faire basculer.

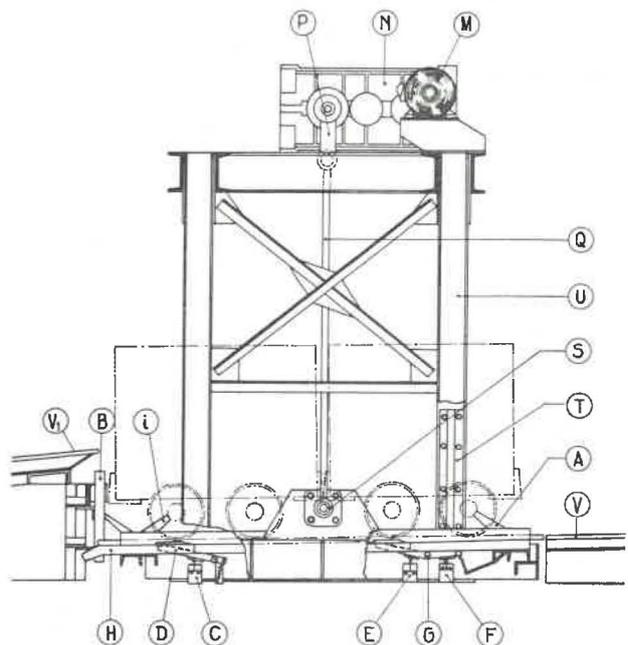


Fig. 22. — Releveuse de berlines système Basuyaux.

L'appareil est réglé de façon que les manivelles soient dans la position 01 lorsque le plateau se trouve au niveau d'encagement.

Lorsque les manivelles occupent la position 03, le plateau affleure au niveau de décaement. A ce moment, son extrémité avant vient au contact d'une butée fixe et il pivote autour de son axe L. Les manivelles continuant leur course, le plateau s'incline de plus en plus jusqu'à un maximum obtenu pour la position 04. A la position 05, il est de nouveau horizontal. Pendant la rotation des manivelles de 05 à 01, le plateau redescend verticalement pour revenir au niveau d'encagement. Un moteur frein avec réducteur de vitesse entraîne les deux manivelles calées sur l'arbre du réducteur.

Les différentes phases du mouvement de relevage pour un appareil à deux berlines se succèdent comme suit (fig. 22) :

— La première berline entre dans la releveuse en baissant au passage le taquet d'entrée A qui a pour effet de s'opposer au retour en arrière des berlines et vient s'arrêter contre le butoir fixe B indépendant de la releveuse. Celle-ci n'est soumise à aucun choc.

— Le contact électrique à fermeture C est actionné par la pédale D qui reçoit son impulsion de la jante de la roue avant de la berline, lorsque celle-ci est venue prendre contact avec le butoir fixe B.

— Dès que la deuxième berline est engagée, sa roue avant actionne le contact à fermeture E et le contact à ouverture F par l'intermédiaire de la pédale G.

Le fonctionnement de ces derniers contacts n'est effectif que quand le contact C a été actionné. Le passage de la première berline sur la pédale G n'a donc aucun effet.

— A ce moment, le courant électrique est établi et la releveuse se met en mouvement. Peu après son démarrage, le tampon de la première berline échappe au butoir fixe B, mais le taquet avant *i* maintient les berlines sur le plateau basculant.

Dès que les manivelles P ont atteint le point 3 (fig. 21), le plateau basculant H a atteint le niveau de décaement (V_1) et le taquet avant *i* est abaissé, laissant le passage libre aux essieux des berlines.

Dans cette position, le plateau H pivote autour de son axe L et, dès cet instant, les manivelles poursuivent leur course, le plateau H s'incline et les berlines sont décaées.

L'inclinaison du plateau H est maximum lorsque la manivelle atteint le point 4 et le plateau redescend ensuite à l'horizontale pendant le parcours 45 (fig. 21).

Les manivelles continuant leur course, le plateau revient au point mort bas où il actionne le contact à ouverture F par l'intermédiaire du doigt de la pédale G, arrêtant ainsi la releveuse au niveau d'encagement.

H. — Avanceurs de berlines.

α) à pistons :

1°) *Avanceur oléo-électrique « Hausherr »*. — Cet engin est muni d'un accouplement à lamelles qui sert en même temps de limiteur de charge. Le moteur électrique tourne continuellement. Il peut être commandé à distance au moyen d'une vanne à air comprimé. Cet avanceur a une course de 2000 mm de longueur (fig. 23).

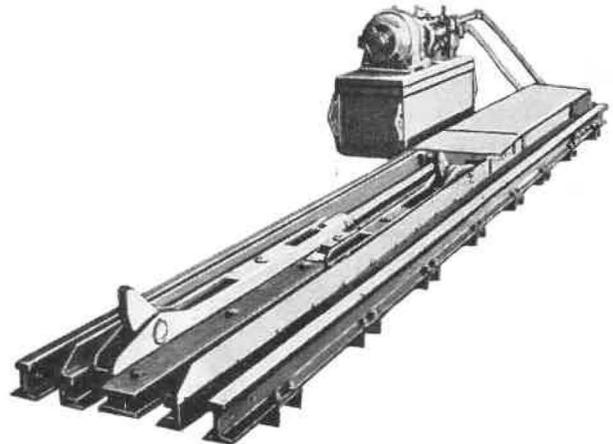


Fig. 23. — Avanceur électro-hydraulique Hausherr.

L'appareillage comprend deux cylindres parallèles de 80 mm de diamètre avec pistons et tiges de piston. A l'avant de chaque tige est fixé un sabot. Ce dernier porte un toc d'entraînement rabattable, tenu constamment en position levée par l'action d'un contrepoids.

A l'arrière des cylindres se trouve le distributeur automatique permettant l'inversion du mouvement des pistons en fin de course. Ceux-ci sont actionnés par de l'huile sous pression venant de la pompe.

L'avanceur se place directement dans la voie, sur les traverses du raillage, et ne nécessite aucun creusement de cave.

L'installation comprend en outre un réservoir à huile d'une capacité de 200 à 300 litres, qui peut se placer à côté du raillage, dans l'entrevoie ou dans une niche. Sur ce réservoir se fixent le moteur d'une puissance de 12 à 15 CV attaquant directement la pompe à huile, la soupape de sûreté réglable et le distributeur. La pompe aspire l'huile du réservoir et la refoule sous pression par une tuyauterie l'amenant au distributeur. L'huile sous pression passe ainsi dans l'un ou l'autre cylindre actif. Une seconde tuyauterie ramène au réservoir l'huile refoulée du cylindre non actif. Le distributeur placé sous le réservoir est commandé par une vanne à pédale. La pédale abaissée, l'huile passe dans les cylindres de l'avanceur et le met en mouvement; la pédale levée, l'avanceur est court-circuité et l'huile repasse directement dans le réservoir. L'avanceur est alors à l'arrêt. Il travaille à simple effet. L'huile sous pression n'est admise

que d'un seul côté du cylindre. Un cylindre actif commande mécaniquement, par l'intermédiaire d'une roue à empreintes, la marche arrière du piston voisin inactif.

La force de poussée de l'avanceur est de :

- 2 tonnes pour une pression d'huile de 40 kg,
- 2,5 tonnes pour une pression d'huile de 50 kg,
- 3 tonnes pour une pression d'huile de 60 kg.

La soupape de sûreté peut être aisément réglée pour réaliser la pression désirée.

Le réservoir de 1425 × 425 × 450 mm³ doit contenir 200 à 300 litres d'huile dont la viscosité Engler est de 4,5 à 5° à la température de 50° C et à la pression de 40 à 60 kg.

L'avanceur mesure 5 m de longueur et pèse tout compris 2000 kg environ.

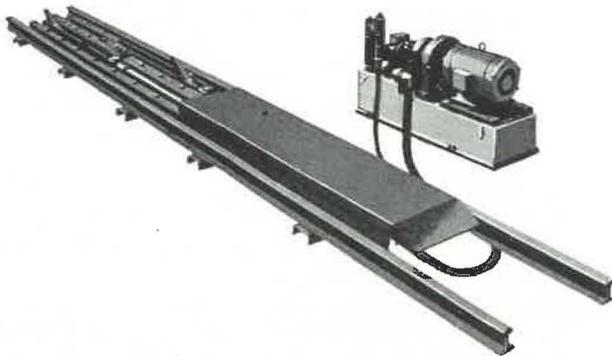


Fig. 24. — Avanceur électro-hydraulique Mönninghoff.

2°) Refouleur électro-hydraulique « Mönninghoff » (fig. 24). — Cet appareil est basé sur le même principe que le précédent. Le rappel à vide de chaque piston est effectué par un dispositif mécanique. Les tiges de chaque piston sont munies de crémaillères qui engrènent avec un pignon commun. A sa sortie de la pompe, l'huile pénètre dans un premier réservoir de refroidissement entourant les deux cylindres, de là elle est conduite par deux flexibles dans le réservoir principal de dimension réduite. Ce réservoir contient en outre un serpentin dans lequel un ventilateur souffle de l'air.

b) à chaînes.

1°) Refouleur « Mönninghoff ». — Concurrentement au refouleur pneumatique et hydraulique,

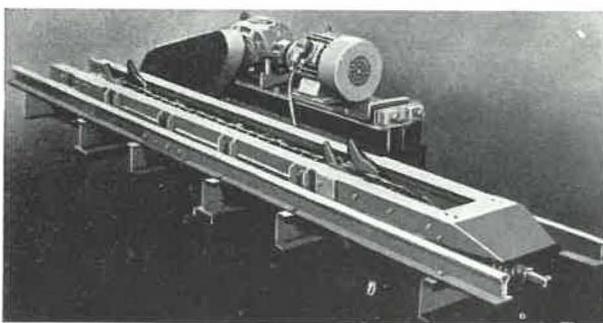


Fig. 25. — Chaîne avanceuse électrique Mönninghoff.

Mönninghoff construit un refouleur à chaînes à commande électrique (fig. 25). Il est constitué d'une chaîne avanceuse sans fin munie normalement de trois paires de tocs d'entraînement. Le moteur attaque le réducteur de vitesse par l'intermédiaire d'un accouplement Periflex. L'effort est transmis à l'arbre d'entraînement de la chaîne à tocs par l'intermédiaire d'une transmission à chaîne élastique. La roue commandée par la chaîne de transmission est montée en roue libre sur l'axe d'entraînement. Un accouplement à friction fixé à l'arbre par un ressort hélicoïdal permet son débrayage et son embrayage. La commande de l'accouplement se fait par un cylindre à air comprimé.

La chaîne d'entraînement des berlines est une forte chaîne à rouleaux. Afin de réduire les frottements, les pivots des taquets d'entraînement sont munis de galets de roulement. Les taquets sont disposés de telle façon qu'en fin de course ils basculent vers l'arrière, libérant ainsi l'essieu. Le dispositif de tension de la chaîne est réglable et monté sur ressorts.

Les chocs sur les taquets sont amortis par l'accouplement à friction et le ressort hélicoïdal fixant l'accouplement à l'arbre d'entraînement.

En cas de blocage, l'accouplement à friction patine, la chaîne à taquets s'immobilise tandis que le moteur et le réducteur de vitesse continuent à tourner.

La construction est surbaissée et convient pour des points de chargement.

En service le moteur tourne sans interruption, le refouleur étant embrayé et débrayé à volonté. Sur demande, le refouleur peut être muni d'un accouplement hydraulique intercalé entre le moteur et le réducteur de vitesse. On supprime alors l'accouplement Periflex et l'accouplement à friction. Le refouleur est mis en marche ou arrêté en enclenchant et en déclenchant le moteur. On l'utilise principalement aux accrochages.

2°) Avanceur « Hasenclever ». — La chaîne avanceuse Hasenclever (fig. 26) est équipée d'un embrayage différentiel à friction Hasenclever. La commande peut donc être effectuée par un moteur électrique du type à court-circuit, tournant continuellement dans le même sens.

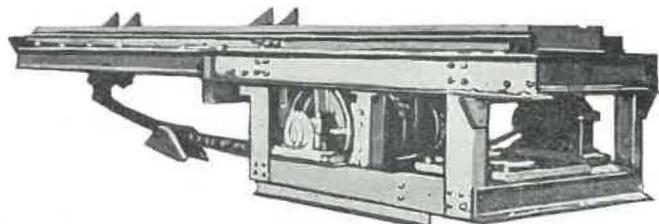


Fig. 26. — Chaîne avanceuse Hasenclever.

L'embrayage différentiel à friction sert d'organe de manœuvre. La chaîne avanceuse peut être mise en marche ou arrêtée par blocage ou déblocage du frein d'embrayage agissant sur la cou-

ronne du frein. Il sert en même temps de dispositif de sûreté contre une surcharge éventuelle, la friction pouvant être réglée pour un couple moteur déterminé. La manœuvre du frein d'embrayage peut se faire de n'importe quel point : électriquement, hydrauliquement ou pneumatiquement.

La forme spéciale du guidage de la chaîne provoque un rabattement du taquet vers l'arrière, avant qu'il ne parvienne à l'endroit d'évacuation des berlines. Le taquet se sépare de l'essieu et, au même instant, le taquet suivant se pose sur l'essieu de la berline suivante.

La chaîne normale ne peut être franchie par la locomotive que dans le sens de la traction. Il existe une chaîne pouvant être franchie par la locomotive dans les deux directions. Dans ce cas, le guidage de la chaîne peut être suffisamment abaissé par une tige de manœuvre pour que les doubles taquets d'entraînement ne dépassent pas le bord supérieur des rails.

3°) *Avanceur électrique alternatif R E A - 30.* — La Société Stéphanoise de constructions mécaniques exposait à Paris en juin 1955 un avanceur électrique (fig. 27).

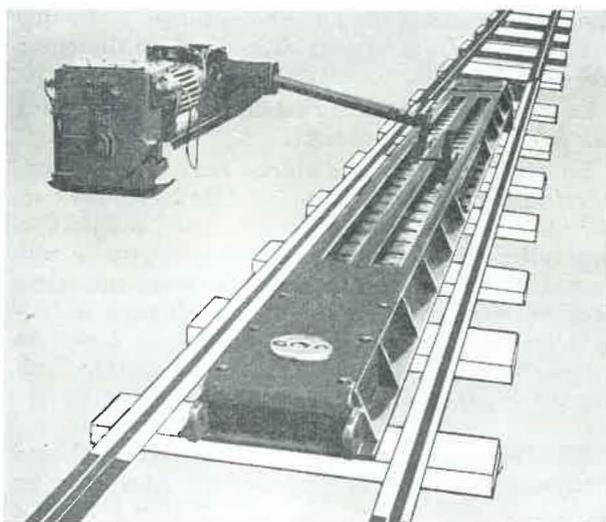


Fig. 27. — Avanceur électrique alternatif REA.

Un moteur électrique, antidéflagrant, prévu pour 500 inversions au démarrage à l'heure, d'une puissance de 16 CV, à vitesse lente, attaque par l'intermédiaire d'un accouplement élastique un réducteur à deux sorties d'arbre petite vitesse. L'un des bouts d'arbre transmet le mouvement à l'avanceur par joint de cardan télescopique, l'autre assure la commande du dispositif d'inversion avec réglage de la course. L'ensemble est monté sur un châssis en forme de traîneau.

Le mouvement passe du réducteur à l'avanceur par une transmission à la cardan qui autorise des angles maximums de 22°. Ceci, joint à la possibilité d'allongement télescopique de la barre, assure une mise en place facile et rapide sans aucun souci de

position relative entre le bloc moteur et l'avanceur.

Un réducteur formant renvoi d'angle reçoit le mouvement de la transmission à la cardan et entraîne la chaîne munie de tocs d'entraînement au moyen d'une roue motrice disposée horizontalement. Les tocs sont basculants vers l'avant avec rappel automatique en position relevée.

L'effort de traction au toc est de 3000 kg pour une vitesse d'avancement de 0,25 m/sec.

Le châssis est exécuté en deux tronçons démontables et se place entre les rails. Il est simplement boulonné sur les traverses. La seule excavation à creuser est celle qui doit servir à loger le réducteur placé sous la roue motrice, et la partie basse de la transmission à la cardan.

Le dispositif d'inversion est attaqué par la deuxième sortie d'arbre petite vitesse du réducteur. Il permet, d'une part, de régler la course des taquets depuis un minimum de 1,5 m jusqu'à une valeur maximum fonction de la longueur des berlines, d'autre part, d'ajuster exactement les positions de fin de course.

Un commutateur de sélection automatique à 3 positions commande la marche automatique, l'arrêt ou la marche manuelle. Sur la position de marche automatique, l'avanceur fonctionne sans interruption avec inversion à chaque fin de course.

Une boîte à 3 poussoirs permet la marche coup par coup et la marche de chaque chaîne séparément.

c) à chenilles :

Avanceur Strunk.

La firme Strunk construit un avanceur de berlines à chenilles (fig. 28). Les roues de la berline posent sur deux chaînes porteuses à chenilles animées d'un mouvement de translation.

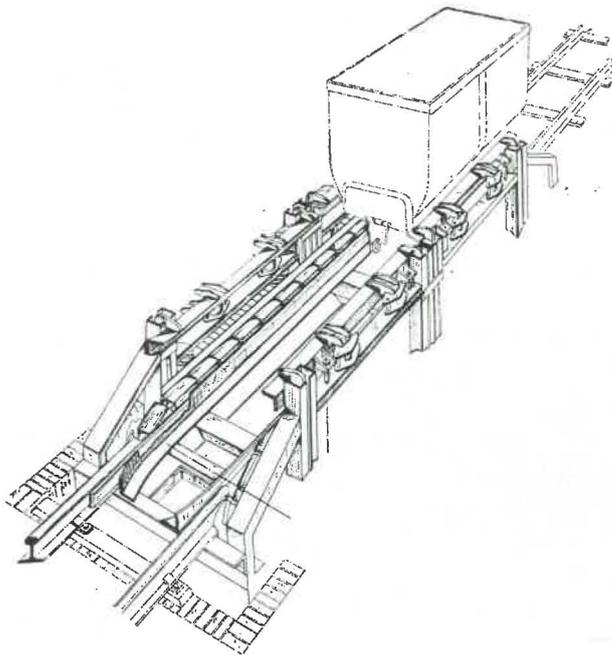


Fig. 28. — Chaîne avanceuse à chenilles Strunk.

Des contre-rails pressent sur la partie supérieure des roues pour augmenter l'adhérence de la berline sur la chaîne. Les roues roulent sous ces contre-rails en sens inverse de l'avancement de la berline. La vitesse d'avancement de celle-ci est la moitié de celle des chaînes.

L'entraînement se fait sans chocs et sans à-coups. Il n'y a aucune sollicitation sur les essieux ni sur les caisses de berlines qui peuvent être arrêtées exactement à l'endroit voulu. Pour permettre à des trains de berlines de traverser l'avanceur, les contre-rails peuvent être soulevés par des cylindres à air comprimé. L'avanceur peut être franchi sans aucun danger, même lorsque les chaînes sont en mouvement.

Le moteur de commande est électrique ou pneumatique. Il se place ordinairement à côté de l'appareil mais il peut aussi se placer en dessous.

Cet avanceur est construit en différentes longueurs et est constitué de plusieurs sections. Un avanceur de trois sections peut normalement exercer une force de traction de 2000 kg. Il nécessite un moteur de 15 à 20 CV pour une vitesse d'avancement de 0,30 m/sec.

En cas de blocage, l'adhérence de la berline est insuffisante. Celle-ci reste sur place et la chaîne continue à tourner jusqu'à ce qu'on l'arrête.

Cet avanceur peut aussi servir de freineur. On peut admettre jusque 30 mm de différence dans le diamètre des roues de berlines, les contre-rails supérieurs s'adaptent par leurs ressorts.

La chaîne à chenilles et les roues des berlines doivent être sèches pour que l'adhérence soit suffisante.

I. — Commande automatique des aiguillages ou des portes.

a) Le cylindre électrique « Rahman ».

La firme Rahman et C^o construit un appareil électrique permettant d'imprimer à une tige d'acier un déplacement longitudinal semblable à celui du piston d'un cylindre à air comprimé ou hydraulique, sans l'interposition d'un réducteur.

Il est appelé pour cette raison « cylindre électrique ».

Cet appareil peut remplacer les pistons à air comprimé ou hydraulique dans toutes les commandes automatiques d'aiguillage, d'ouverture de porte, d'ouverture de barrières aux puits, de freins de berlines, d'arrêteurs, de trémies de chargement, de fermeture de silos, etc.

Il se compose en principe d'un moteur électrique (fig. 29). Le stator est fixé dans un carter. L'axe du rotor est constitué par un cylindre creux rainuré qui ne peut se déplacer latéralement et dans lequel se visse une tige d'acier portant en relief une vis d'Archimède.

La rotation de l'axe du rotor entraîne un déplacement latéral et rapide de la tige d'acier filetée. Un interrupteur de fin de course réglable permet de limiter ce déplacement. Le mouvement de rotation du moteur est transformé en un déplacement

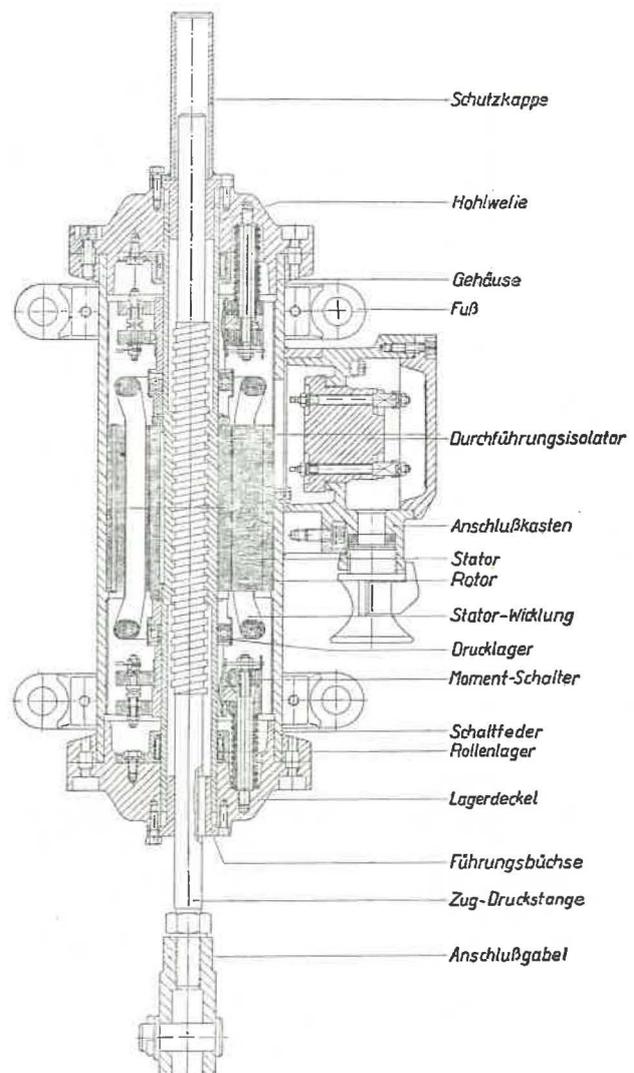


Fig. 29. — Cylindre électrique Rahman.

Schützkappe	=	coiffe de protection
Hohlwelle	=	cylindre creux
Gehäuse	=	carter
Fuß	=	support
Durchführungsisolator	=	bornes isolées
Anschlusskasten	=	boîte de raccordement
Stator	=	stator
Rotor	=	rotor
Stator Wicklung	=	enroulement du stator
Drucklager	=	butée
Moment-Schalter	=	interrupteur instantané
Schaltfeder	=	ressort de l'interrupteur
Rollenlager	=	roulement à rouleaux
Lagerdeckel	=	couvercle du roulement
Führungsbüchse	=	douille de guidage
Zug-Druckstange	=	tige de traction et de poussée
Anschlussgabel	=	fourchette de raccord.

axial d'une tige d'acier dont la course peut être réglée à volonté.

L'appareil est antigrisouteux et est construit suivant deux modèles : I et II, ayant les caractéristiques suivantes :

	I	II
Tension d'alimentation	max. 500 V	500 V
Puissance	environ 0,8 kW	2,2 kW
Poussée	environ 120 kg	600 kg
Course normale	0 à 120 mm	0 à 250 mm
Temps de parcours pour une course de 100 mm	environ 0,4 sec	0,4 sec
Poids	environ 45 kg	90 kg

Le temps de parcours normal de la tige d'acier égal à 0,4 sec pour une course de 100 mm est sensiblement proportionnel à la longueur de son déplacement. Il peut, suivant les cas d'application, être amené à un multiple de cette valeur.

La commande peut être manuelle ou automatique. Cet appareil d'encombrement réduit (fig. 30)

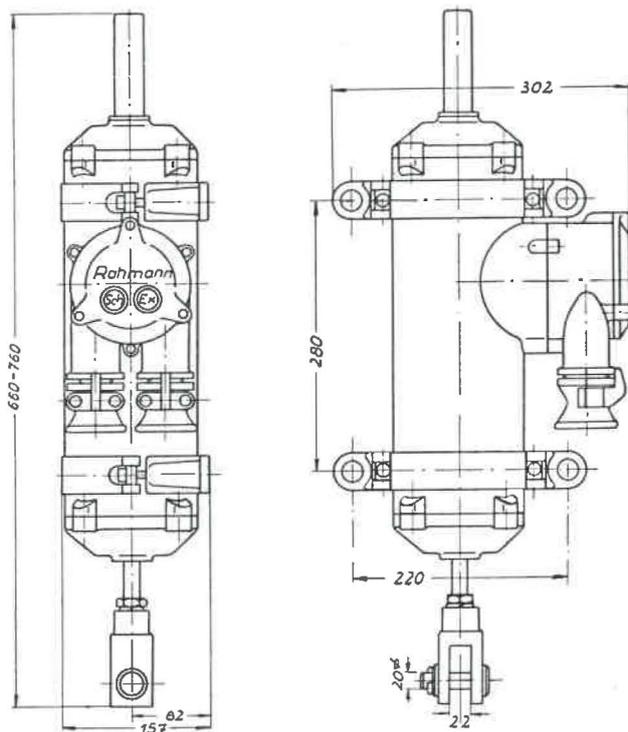


Fig. 30. — Encombrement du cylindre électrique Rahman.

est, non seulement d'installation facile, mais permet le remplacement d'anciennes installations dont les frais d'exploitation sont trop onéreux. La commande électrique a, comme avantages principaux, la suppression de l'air comprimé avec ses fuites et la suppression de l'ennui de congélation des tuyauteries en hiver.

b) Appareil électrique de l'Industrielle Boraine.

La Firme Industrielle Boraine présentait à la Foire de Liège (mai 1955) un appareillage électrique pour la commande d'aiguillage de voie (fig. 31).

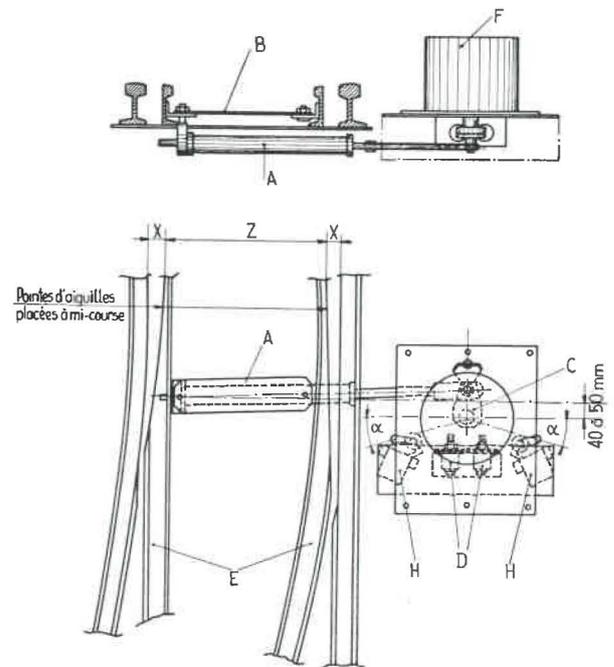


Fig. 31. — Appareil électrique pour commande d'aiguillage de voie.

Le mouvement est donné par un moteur électrique à impulsions F à couple élevé, dont l'armature mobile porte une manivelle C butant en fin de course sur les éléments élastiques D.

Le manchon de la manivelle C est relié à l'entretoise B des aiguilles E par une bielle élastique A.

Pour assurer la stabilité de la liaison en fin de course entre l'aiguillage et l'impulseur, l'appareil est conçu de façon que la manivelle fasse un angle α avec la direction de la bielle au moment où elle bute sur les éléments élastiques D.

Lorsque l'aiguillage se trouve dans sa position médiane, le ressort de la bielle élastique est libre et la manivelle se place parallèlement à la voie (fig. 31).

Pour déplacer l'aiguillage à gauche ou à droite, la manivelle décrit, dans un sens ou dans l'autre, un angle égal à $90^\circ + \alpha$ et vient buter contre un des éléments élastiques D.

La longueur de la manivelle est telle que le chemin parcouru par le bouton C est plus grand que l'écartement x entre les points d'aiguille et les rails. La bielle est alors comprimée ou tendue suivant que l'aiguillage est déplacé à gauche ou à

droite et l'action du ressort maintient les aiguilles au contact du rail et la manivelle au contact des butées D.

Pour que l'inversion soit complète, il suffit que l'impulseur soit mis sous tension pendant deux secondes environ. La consommation d'énergie électrique est de ce fait négligeable.

L'impulseur est alimenté en courant alternatif triphasé par un contacteur inverseur monté en « impulsion » avec deux boutons poussoirs pour la commande manuelle, ou avec deux pédales de voie pour la marche automatique.

Grâce à l'élasticité de la bielle, l'aiguillage peut être talonné dans les deux positions. Au repos dans l'une ou l'autre position, il n'est plus qu'un simple aiguillage élastique.

Dans le cas où l'on désire signaler à distance la position de l'aiguillage, on installe deux interrupteurs H sollicités en fin de course par une came solidaire de la manivelle C. Cet appareil simple et robuste s'installe facilement.

La Société Industrielle Borraine utilise le même moteur à impulsion pour la commande des freins de berlines, des taquets d'arrêt et des écluseurs de berlines.

c) Appareil « Canton » (Foire de Cleveland).

L'appareil est basé sur le principe du déplacement d'un noyau à l'intérieur d'un solénoïde.

La tringle de commande de l'aiguillage est reliée à un piston plongeur qui se déplace dans deux solénoïdes. Suivant que le courant est admis dans l'une ou l'autre bobine, le plongeur se meut dans un sens ou dans l'autre et entraîne les pointes d'aiguilles dans son déplacement. Des fusibles protègent contre des courts-circuits éventuels. Deux interrupteurs automatiques de 50 ampères coupent le courant après chaque manœuvre de l'aiguille.

Tout l'appareillage est logé dans un carter métallique très résistant. Il peut être rendu antidéflagrant (fig. 32). Cet engin est suffisamment puissant pour faire déplacer les pointes d'aiguille dans tous les cas.

On y adjoint souvent une signalisation lumineuse indiquant la position de l'aiguillage. La lumière verte signifie qu'il est établi pour passer

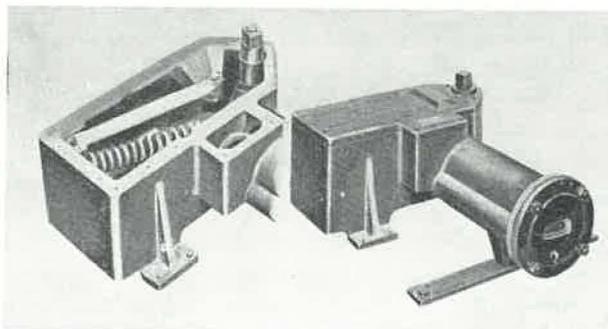


Fig. 52. — Appareil électrique de commande d'aiguillages « Canton »

en ligne droite et la lumière rouge, qu'il est établi pour bifurquer. Si aucune des deux lumières ne s'éclaire, c'est que l'aiguillage est resté calé dans une position intermédiaire.

Si l'aiguillage est talonné, les roues avant du véhicule déplacent l'aiguille qui reste dans cette position. Cela évite l'usure remarquée aux aiguilles à ressort. Une clé à adapter sur l'appareil permet de le manœuvrer à la main en cas de panne de courant.

La manœuvre des interrupteurs de commande peut être faite :

a) par le machiniste de locomotive lui-même qui, en passant, pousse sur un levier disposé au toit de la galerie ou établit un contact entre la locomotive et une plaque de cuivre fixée à la paroi latérale de la galerie au moyen d'une baguette métallique portant une poignée isolée (fig. 33). Ces dispositifs sont placés à proximité de l'aiguillage.

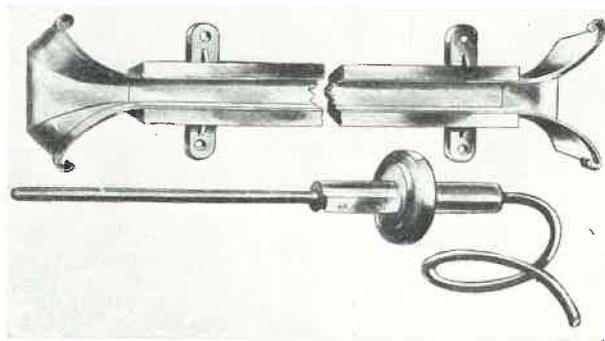


Fig. 33. — Dispositif de commande de l'aiguillage par le machiniste : baguette métallique et plaque de cuivre fixée à la paroi.

b) par le trolley lui-même lors de la traction électrique par trolley. La roue du trolley passe entre deux lames d'acier, les écarte et établit un contact. Ce système est surtout employé dans les endroits où le trafic se fait généralement dans la même direction.

c) à distance, par un préposé au transport. Des lumières indiquent sur un tableau la position des aiguilles.

Dans les mines importantes, où tous les aiguillages sont équipés du même dispositif automatique, leur commande peut être centralisée au même point. L'installation peut alors devenir un véritable « dispatching system » où les signaux lumineux indiquent sur un tableau la position des aiguilles et où un seul homme règle tout le trafic.

Il communique avec les machinistes de locomotives en éclairant un des deux panneaux lumineux « Avancez » ou « Arrêtez » exposés aux points critiques.

3) MOYENS D'EXTRACTION

La profondeur moyenne des mines de houille européennes augmente régulièrement. Elle est d'environ 750 m en Belgique et dans la Ruhr et s'accroît de 4,5 m à 6 m par année. La plus grande profondeur d'extraction dépasse 1400 m en Belgique. De telles profondeurs exigent des moyens d'extraction puissants et rapides.

On vise à augmenter autant que possible la charge utile et à réduire le poids mort. L'extraction par skip répond à cet objectif et se développe de plus en plus. On espère pouvoir bientôt atteindre des charges utiles de 20 tonnes. Dans ces conditions, l'extraction à câble unique sera nettement insuffisante et la solution ne pourra être trouvée que dans l'application de l'extraction par câbles multiples.

A. — Skips et cages.

a) Possibilités d'application des skips.

La Skip Compagnie donne un aperçu des possibilités qu'offre l'extraction par skip.

Elle montre entre autres un accrochage qui, au point de vue installation, comprend uniquement un culbuteur et un pupitre de commande. Le culbuteur est conçu pour le culbutage d'une berline de grande capacité découplée ou non. Du pupitre de commande, le préposé règle le culbutage et contrôle le remplissage automatique au moyen d'un tableau lumineux. Plusieurs installations d'extraction par skips entièrement automatiques existent déjà à l'étranger. Une vue montre une installation semblable en Suède. Il n'y a personne à l'accrochage et le premier ouvrier rencontré dans le fond est un préposé à la marche d'un concasseur situé à 50 m du puits.

Avec une extraction par skips, la grandeur des berlines est indépendante de la section du puits.

Ce mode d'extraction admet différentes variantes :

- 1) deux skips à charbon par machine,
- 2) un skip et contrepoids dans les puits de petite section et pour l'extraction à des niveaux différents,
- 3) un skip et une cage comme contrepoids qui permet la translation des marchandises et du personnel dans le cas d'un puits équipé d'une seule machine d'extraction,
- 4) un skip pour l'extraction du charbon et un skip pour la descente des pierres de remblayage, les deux opérations se faisant simultanément (fig 34).

On reproche ordinairement au skip de briser le charbon. On peut y pallier en installant des dispositifs anti-bris (fig. 35). La chute du charbon est amortie du culbuteur au skip. Un racleur transporte le charbon du culbuteur à la trémie. Il est retenu dans la trémie par un volet qui descend lentement après chaque vidange et remonte rapidement. Dans le skip même, il glisse sur un clapet de retenue qui s'affaisse sous le poids du char-

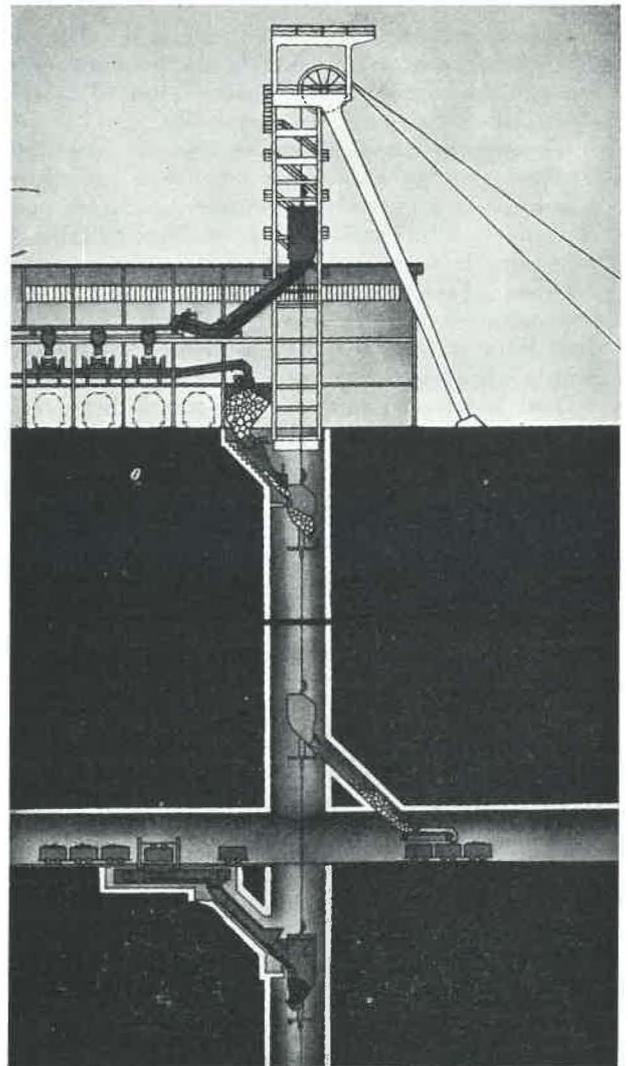


Fig. 34. — Deux skips pour extraction du charbon par l'un et simultanément descente des pierres de remblayage par l'autre.

bon et est relevé automatiquement après vidange.

A la surface, le charbon est vidé dans un couloir où un dispositif mécanique assure son évacuation lente et sans chute.

Lorsqu'il est nécessaire de transporter du personnel et des marchandises dans les puits équipés de skips, la firme Demag construit des skips surmontés de un ou deux paliers permettant ce transport (fig. 36).

Des charbons de nature ou de qualité différentes peuvent être extraits par skips sans être mélangés. Il suffit que la trémie réceptrice en surface soit divisée en deux compartiments avec volet mobile permettant le déversement du skip dans l'un ou l'autre de ces compartiments. Une signalisation venant de l'accrochage du fond renseigne le préposé à la surface sur la nature du charbon remonté à chaque cordée. Lorsque les deux qualités différentes à transporter sont en quantité à peu près égale, il y a intérêt à réserver un skip différent pour chacune.

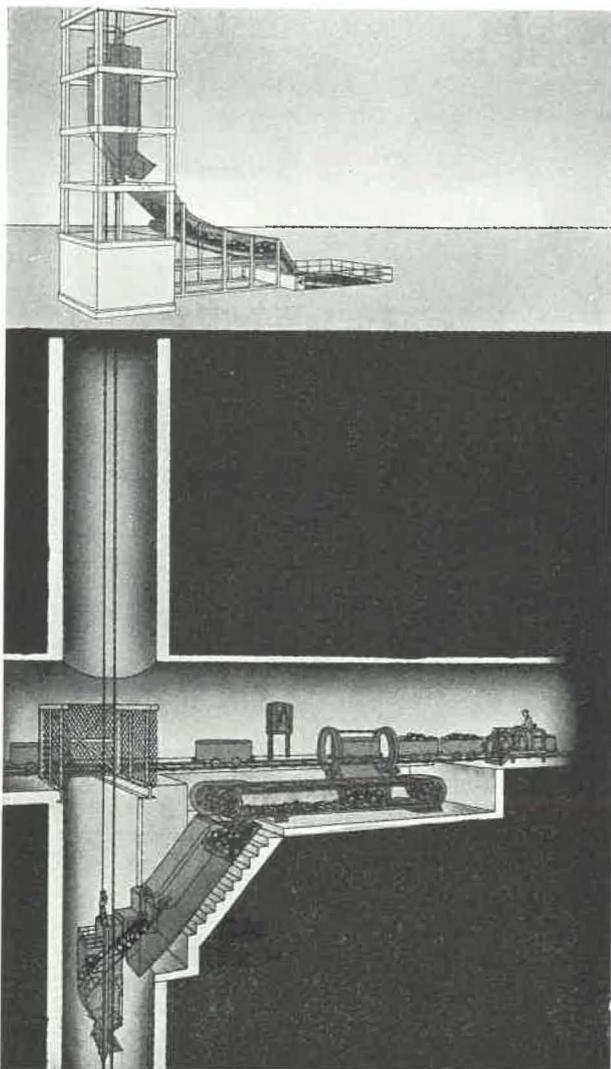


Fig. 35. — Dispositifs antibris pour éviter la dégradation des produits extraits.

Dans les puits de retour d'air, l'extraction par skips est de plus en plus généralisée parce qu'il supprime toutes les portes dans le transport du fond. L'éclusage du charbon se fait dans la trémie de chargement qui possède deux portes étanches, l'une à l'entrée et l'autre à la sortie, qui s'ouvrent alternativement. A la surface, l'étanchéité du puits est obtenue :

- a) par une cloison étanche disposée autour et au-dessus de l'avant carré,
- b) par une gaine où s'engage le skip au moment de sa vidange,
- c) par un clapet obturant l'entrée de la trémie de déversement.

Au moment du déversement du skip, celui-ci est engagé dans la gaine et le clapet peut s'ouvrir.

Il est très facile de combiner l'extraction par skip avec un stockage du charbon au fond et en surface pour compenser les fluctuations de l'extraction ou de la vente. Il suffit, dans le fond, de faire précéder la trémie du skip d'un silo d'em-

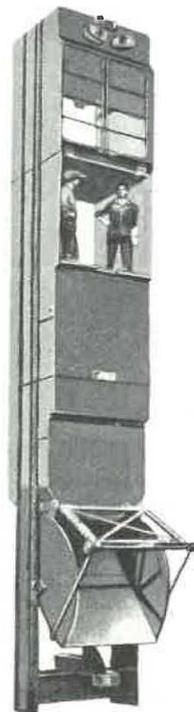


Fig. 36. — Skip équipé de paliers pour la descente du personnel et des marchandises.

magasinage et, au jour, de déverser dans un même silo.

L'extraction par skips peut aussi se faire le long de puits inclinés (fig. 37). Suivant la pente, la vidange en surface se fera par le fond ou par basculement en avant de la caisse du skip. Lorsqu'elle est possible, la vidange par le fond est plus rapide et la capacité du skip est mieux utilisée.

Il faut que la fermeture automatique des skips soit rapide, étanche et sûre pour éviter la chute de charbon dans le puits pendant l'extraction, ce qui nécessiterait un nettoyage continu du puits et du sous-puits.

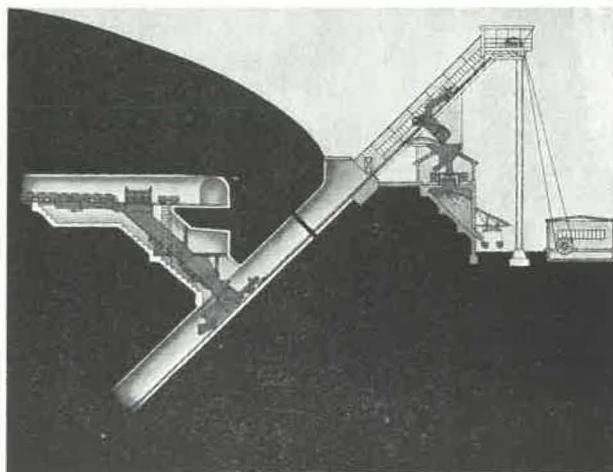


Fig. 37. — Extraction par skip dans un puits incliné.

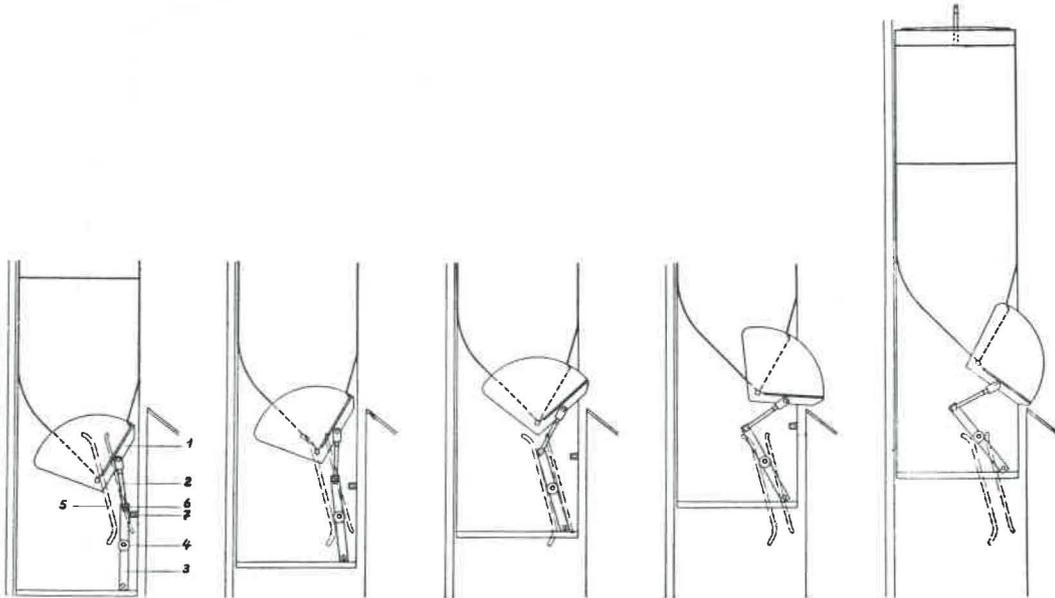


Fig. 58. — Fonctionnement du dispositif de fermeture de skip « Hasenclever ».

b) Dispositifs de fermeture.

Le système de fermeture Wolf a déjà été décrit dans les Annales des Mines de Belgique (1). Nous donnons ici le système utilisé par la firme Hasenclever (fig. 38).

La fermeture se compose du clapet (1) des leviers coudés (2 et 3) ainsi que des galets (4).

La commande est actionnée à l'aide de courbes de déchargement (5) fixées à l'intérieur du puits aux différents points de déchargement. A la remonte du skip, les galets (4) circulent dans les courbes de déchargement, les leviers articulés (2) et (3) sont attirés vers l'intérieur du puits et provoquent l'ouverture du clapet.

Lors de la descente du skip, les galets (4) circulent en sens inverse dans les courbes de déchargement, les leviers (2) et (3) sont repoussés vers l'extérieur et ferment le clapet. Le point d'articulation (6) dépasse le point mort, se pose contre le support (7) fixé au skip. La fermeture est verrouillée et son ouverture impossible pendant la translation.

Pour les matériaux pondéreux, le skip est renforcé pour éviter la flexion des parois latérales. Un skip en métal léger a été construit pour les mines de potasse.

Le skip est aussi parfois utilisé dans les puits intérieurs. Ils sont alors ordinairement installés avec contrepoids. Ils peuvent être à vidange latérale suivant le grand ou le petit côté. Le remplissage peut se faire indifféremment de chaque côté. Des installations, en Ruhr, atteignent des extractions de 250 t/h.

c) Cages.

La firme Karl Dröge présentait une cage avec plancher de travail escamotable.

(1) Voir Annales des Mines de Belgique, juillet 1952, p. 512-513.

B. — Câbles.

α) Câbles multiples.

L'extraction par câble unique convient normalement pour les extractions (profondeur et tonnage) actuelles. Pour l'avenir où l'on prévoit d'extraire de plus grandes charges à plus grande profondeur, diverses solutions sont à envisager :

- 1) Extraction par skips au lieu de cages,
- 2) Remplacement des cages ou des skips en acier par cages ou skips en alliage léger,
- 3) Extraction par paliers successifs,
- 4) Extraction par câbles multiples,
- 5) Diminution du coefficient de sécurité actuellement admis pour les câbles.

L'extraction par câbles multiples offre des possibilités pratiquement illimitées. Le câble unique, dont le poids et le diamètre deviennent prohibitifs, est remplacé par plusieurs câbles de petit diamètre.

En 1947, une machine d'extraction à quatre câbles a été installée au puits n° 2 du siège Hannover du charbonnage Fr. Krupp à Bochum Hordel (2).

Des investigations nombreuses et fouillées ont été faites entre 1947 et 1950. Elles ont prouvé que l'extraction par plusieurs câbles est possible sans compensateur mécanique. La compensation se fait naturellement. La condition requise est que, dans les premières semaines après la pose, on réalise à la main une répartition uniforme des charges statiques en s'appuyant sur des mesures de tension avec un système d'attelage approprié.

Il n'y a plus d'obstacle au développement de ce système d'extraction dans le domaine qui lui est assigné, celui des fortes charges et des grandes profondeurs.

(2) Voir Annales des Mines de Belgique, janvier 1952, p. 28.

Ses avantages sont très importants (3) :

1) sécurité contre la chute d'une cage, la rupture de tous les câbles étant fort improbable, surveillance aisée;

2) sécurité contre le glissement, plus grande surface de contact et réduction de la pression spécifique sur les poulies dans le rapport du nombre de câbles;

3) suppression de la torsion par câblage en sens inverse des câbles voisins dans la nappe;

4) réduction des diamètres d'enroulement, augmentation des vitesses de rotation des poulies motrices, réduction de volume des moteurs d'entraînement et des dimensions générales des installations, suppression des poulies de déflexion;

5) possibilité de réaliser de multiples combinaisons de skips et de cages de dimensions diverses en utilisant au mieux toute la section du puits;

6) standardisation des câbles, un même câble pouvant servir pour divers programmes d'extraction suivant le nombre employé.

b) Fabrication et entretien des câbles.

La firme Felten et Guillaume, qui travaille depuis un certain temps en relation avec la station d'essai des câbles de Bochum, présente un câble à 3 couches de torons aplatis qui est très remarqué.

Les torons de la couche médiane et ceux de la couche extérieure ont des fils de résistance différente, ce qui donne au câble une plus grande flexibilité.

Pour un puits de 1000 m de profondeur, le câble a plus de 70 mm de diamètre avec des fils ayant une résistance de 170 kg/mm² en acier galvanisé et 180 kg/mm² en acier clair. Il comporte 19 torons, soit 408 fils. Avec un diamètre de 86 mm et une résistance de 170 kg/mm², la charge de rupture atteint 545 t.

Pour une profondeur de 1500 m, un câble de 20 torons (508 fils) et une résistance de 170 kg/mm² a un diamètre de 95 mm et une charge de rupture de 710 t.

Ce câble sans torsion semble avoir beaucoup d'avenir.

La câblerie Heinz Putsch, Blankenstein/Ruhr, présente un guide très pratique concernant le nettoyage et l'entretien des câbles. Il donne les différentes causes de détérioration et les différents modes de graissage à appliquer suivant les cas.

Il est maintenant fait usage de silicone pour l'imprégnation des câbles. La firme Münster et C^o, Kamen/W, préconise l'« anti-rost » (silicone graphite) pour l'imprégnation des câbles et l'« anti-rostol » comme application externe. Ces produits graissent bien, ne vieillissent pas, sont imperméables à l'eau et sont spécialement adhérents et élastiques.

(3) Voir « 1975 », Communication présentée par l'Institut National de l'Industrie Charbonnière au Congrès du Centenaire de la Société de l'Industrie Minière, Paris, juin 1955.

Bergbaufortschritt, Blankenheim/Ruhr, expose une cisaille hydraulique pour câble (fig. 39). Avec

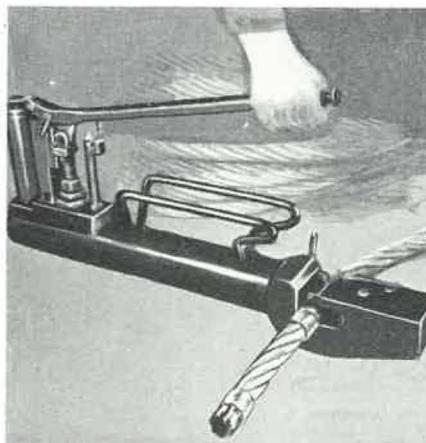


Fig. 39. — Cisaille hydraulique pour gros câble rond. (Bergbaufortschritt, Blankenheim (Ruhr)).

cet engin, un homme cisaille facilement un câble de 80 mm de diamètre. Une pince pour câbles plats est en construction. On peut ainsi éviter l'emploi du chalumeau dans les travaux du fond pour la découpe des câbles déposés.

Pour la pose des câbles, Demag a construit un treuil spécial. Cet engin a déjà été décrit dans les Annales des Mines de Belgique (4).

C. — Attelages et cosses.

Plusieurs firmes ont amélioré les attelages de câbles.

Gustave Schade, Dortmund, construit une cosse d'attelage dont le centre de gravité se trouve sur la ligne prolongeant la direction de l'effort de traction du câble. Les oscillations transversales de la cosse à l'entrée du câble sont ainsi évitées.

(4) Voir Annales des Mines de Belgique, Mai 1954, p. 540.



Fig. 40. — Attelage G.H.H. avec cosses pour extraction à 4 câbles et à 2 câbles. Rallonges réglables et dynamomètres à anneaux fendus.

La firme Richard Nässcher, Wingern (Ruhr), présente un attelage et une barre d'attelage dont les boulons d'assemblage sont munis de rondelles de sécurité spéciales.

G.H.H., Sterkrade, montre une cosse d'attelage oblique pouvant supporter une charge de 16 t. La légère obliquité de la pièce centrale de l'attelage sur la direction d'application de la force provoque un effort de serrage plus grand sur le câble.

Demag présente un attelage pour une charge de 30 t et un câble de 55 mm de diamètre.

G.H.H. montre un attelage avec cosses pour une extraction par 2 câbles, avec rallonges réglables et dynamomètres à anneaux fendus qui permettent la répartition de la charge sur les deux câbles (fig. 40).

Paul Wilshaus expose une grue pour la manipulation des cages. Celle-ci se déplace autour du chevalement et sa flèche peut se placer dans l'axe du puits. Cette grue porte normalement 12 t à l'extrémité de sa flèche (poids d'une cage à 6 paliers - 12 berlines) et peut supporter 30 t (poids du câble d'extraction) lorsque le câble de levage est dirigé vers le bas immédiatement à la sortie du treuil.

D. — Molettes et poulies Koepe.

a) Généralités.

Molettes et poulies Koepe sont actuellement complètement soudées. Pour une même résistance de la molette ou de la poulie, le moment de rotation et, par le fait même, le moment d'accélération demandé à la machine sont moindres.

G.H.H. expose une poulie et une molette de 5,5 m de diamètre, capable de recevoir un câble de 55 mm de diamètre ou deux câbles de 44 mm. Les molettes sont placées sur un arbre commun; l'une est calée sur l'arbre, l'autre est folle. Les deux molettes peuvent donc avoir un mouvement relatif qui évite le glissement du câble sur l'une d'elles lors d'une usure inégale du revêtement des poulies ou lors d'un allongement inégal du câble pendant l'extraction.

Demag, Duisburg, expose une poulie Koepe soudée de 7,5 m de diamètre pour une extraction à 1050 m de profondeur.

b) Fourrures.

Walter Oxe, Witten-Ruhr, fabrique spéciale de revêtement pour molettes et poulies Koepe, montre des fourrures en matières plastiques, en cuir, en caoutchouc, en tissus et en aluminium. L'oxolan est un garnissage fourni en segments interchangeables fixés au moyen de vis dans la gorge de la poulie.

Demag montre pour la première fois une poulie dont la gorge est remplie de matière synthétique. Une première bande est appliquée au fond de la gorge et collée à celle-ci au moyen d'une masse adhésive. Les autres couches sont soudées ensemble, au fur et à mesure de leur pose, au moyen d'un appareil chauffant spécial et profilées au moyen d'un rouleau à pression. A chaque foulée

du rouleau, le bandage acquiert une plus grande résistance à la centrifugation et à la traction. Au refroidissement, la matière synthétique se rétrécit dans la gorge et son déchaussement est impossible. Il dure 3 et 4 ans dans des poulies de machines assurant une forte extraction à 2 postes. Le renouvellement de la garniture peut être aussi bien partiel que total.

E. — Guidage des cages et des skips.

a) Mains courantes.

On utilisait jusqu'à présent dans les puits d'extraction, en vue du guidage des cages et des skips le long de guides en bois ou en acier, des mains courantes rigides. Celles-ci sont en acier coulé ou en acier et sont fixées à la cage au moyen de boulons ou de rivets. Afin d'obtenir une durée de vie suffisamment longue, ces mains courantes sont souvent pourvues de plaques d'usure. Les frais d'entretien sont plus faibles, mais il n'en résulte aucun avantage en ce qui concerne les guides en bois ou en acier. Ceux-ci, quoique toujours graissés, sont toujours exposés à une forte usure qui, lorsque les puits ne sont pas d'aplomb ou par suite d'une torsion du câble d'extraction, peut devenir très importante.

Dans le but de préserver les guides en bois ou en acier contre le desserrage ou la rupture des boulons de fixation qui les retiennent aux moises, différentes mines ont installé, depuis plusieurs années, des mains courantes élastiques protégeant les appareils d'extraction même contre des efforts de flexion défavorables. Grâce à ce genre de mains courantes, le danger de déraillement est réduit. Elles diminuent en outre l'usure des guides et assurent le déplacement silencieux de la cage d'extraction.

Dans la littérature technique, des rapports ont été publiés à maintes reprises décrivant l'emploi de bandages en caoutchouc plein ou pneumatiques et l'expérience acquise avec ceux-ci (5). M. Des Roseaux donne les détails suivants concernant les cages d'extraction équipées de galets de guidage à bandage pneumatique en service depuis longtemps déjà dans les Mines de Potasse d'Alsace à Bollviller, puits Rodolphe 2. La durée de vie des bandages pneumatiques est évaluée à un an au moins. Un jeu de bandages revient à 160.000 francs, tandis qu'en 1949 on a dépensé 800.000 francs rien que pour le graissage des guides. En outre, des travaux de réparation des cages et des mains courantes sont devenus superflus, des économies ont été faites sur les avaleurs et le matériel de réparation et les câbles ont pu être préservés.

Un rapport publié par la revue technique allemande « Glückauf » (6), cite les résultats satisfaisants obtenus dans une mine d'Afrique du Sud au

(5) Voir à ce sujet le rapport de M. DES ROSEAUX « Mains courantes pneumatiques pour cages d'extraction », Revue de l'Industrie Minière, 1951, n° 569, p. 68 à 75, et « Le Guidage dans les puits », 1955, n° 592, p. 290 à 301.

(6) Voir Glückauf 3 février 1951, n° 5/6, p. 118.

moyen de galets de guidage. Là, chaque main courante rigide fut remplacée par trois galets dont deux furent disposés sur les côtés et un sur la face des guides. Les galets sont pourvus d'un bandage en caoutchouc et équipés de roulements reposant élastiquement sur des tampons en caoutchouc de sorte qu'ils sont continuellement en contact avec les guides en bois, tout en s'adaptant élastiquement à ces derniers. Le diamètre des galets de guidage est de 25 cm. Grâce à ces galets, l'usure des guides en bois a fortement diminué. Des expériences semblables ont été faites également dans l'Ontario, au Canada.

La revue anglaise « Iron and Coal Trades Review », n° 4175, de mars 1948, parle des galets à bandage en caoutchouc dont sont équipés les skips dans les mines d'outre-mer. Ces dispositifs de guidage équipent chaque skip et sont composés de 12 galets à bandage en caoutchouc. Les guides en service sont en bois de 95 × 146. Le puits a une profondeur de 1200 m environ et la vitesse d'extraction est de 7,3 m/sec.

Les galets à bandage en caoutchouc présentent les avantages suivants : déplacement doux et silencieux des skips dans le puits, usure insignifiante des guides et oscillations réduites des skips se traduisant par moins de réparations.

Au puits St-Eloy en France, les skips, d'une charge utile de 4,5 t, sont pourvus de galets à bandages en caoutchouc plein.

L'installation de skips pour puits d'extraction principal, équipant des mines de fer de Salzgitter G.m.b.H., puits Peine 1/2, est pourvue de galets de guidage Demag à bandage en caoutchouc plein, disposés d'un côté en haut et en bas du skip (fig. 41), dans le but d'intercepter la pression exercée

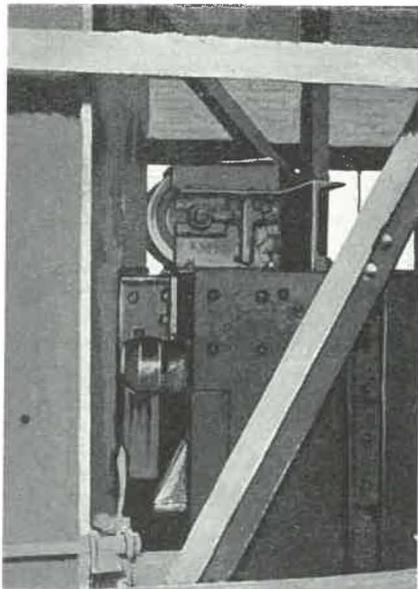


Fig. 41. — Galets de guidage Demag à bandage en caoutchouc plein, disposés d'un côté à l'extrémité supérieure et inférieure d'un skip en vue d'intercepter la pression exercée sur les guides par une charge asymétrique. La photo montre le galet placé au sommet du skip.

sur le côté frontal des guides par une charge asymétrique qui, l'installation de skips étant équipée de mains courantes rigides, entraînerait une usure prématurée des guides en bois. La mine donnait en 1952 les renseignements suivants au sujet de cette installation :

« Nous avons effectué dans un puits de 385 m, 150.000 cordées dont 140.000 avec charge (6,5 t), la vitesse étant de 10 m/sec.

» Les galets sont encore en bon état; il ne fut pas nécessaire d'effectuer des réparations ni de prévoir des pièces de rechange. Le bandage en caoutchouc est usé sur une épaisseur de 2 mm environ. Un galet endommagé lors d'un accident continue à bien fonctionner ».

La figure 42 donne un exemple d'une réalisation de la firme G.H.H. pour une charge utile de 13,4 t,

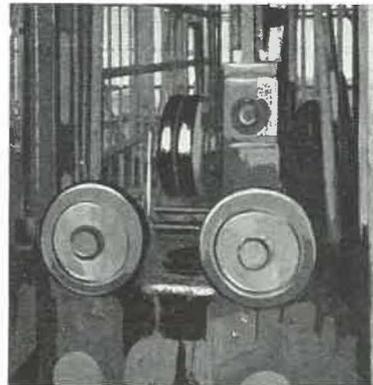


Fig. 42. — Galets de guidage à bandage plein G.H.H. Etat des roues après un parcours de 10.000 km.

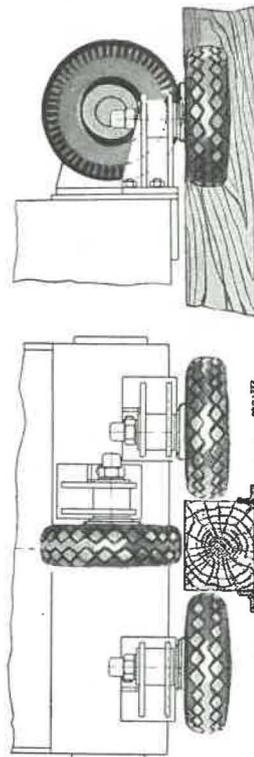


Fig. 43. — Galets de guidage Demag avec pneus à gonfler pour cages et pour skip.

610 m de profondeur et une vitesse de 18 m/sec. La photographie représente l'état des roues après un parcours de 10.000 km.

Demag construit des galets guides avec pneus à gonfler, pouvant être fixés sur des cages d'extraction ou skips existants ou nouveaux (fig. 43). Leur mise en place ainsi que leur contrôle ne donnent lieu à aucune difficulté, étant donné qu'ils ne sont disposés qu'à l'extrémité supérieure et inférieure des cages d'extraction ou skips. Les galets peuvent être rapprochés des guides en bois ou en acier, de sorte qu'il est possible de modifier la pression exercée sur les côtés ou la partie frontale de ceux-ci. Les galets en caoutchouc sont montés sur roulements.

Les galets de guidage à bandage en caoutchouc sont réglés de façon que, contrairement aux dispositifs de guidage rigides ou élastiques, ils soient continuellement en contact avec les guides en bois ou en acier. Les mains courantes rigides disposées au haut et au bas de la cage ou du skip doivent être maintenues (fig. 44). Mais le jeu entre celles-ci

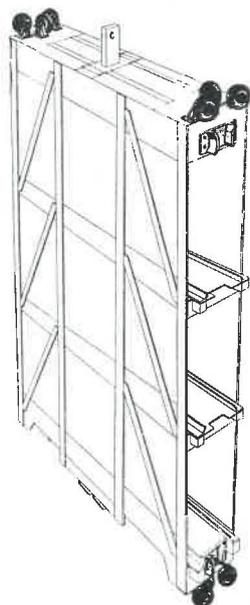


Fig. 44. — Disposition des galets de guidage sur une cage. On remarque le maintien des mains courantes rigides en haut et en bas de la cage.

et les guides doit être plus grand que d'habitude. Elles servent de guidage supplémentaire ou de dispositif de sécurité au cas où les galets à bandage en caoutchouc seraient endommagés. En outre, elles sont nécessaires également pour arrêter les cages ou skips dans les guides rapprochés en cas de mise aux molettes.

Avant de mettre en place les galets de guidage, il est important de savoir dans quelle mesure la section des guides a été déformée par usure. D'après l'expérience acquise dans ce domaine, l'usure des guides se présente comme le montrent les figures 45 a, b, c. Si l'usure est régulière (fig. 45 a et b), les galets de guidage peuvent être employés

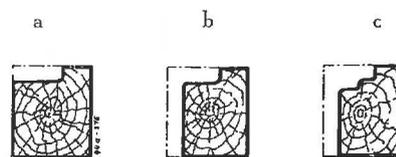


Fig. 45. — Différents modes d'usure de guidonnage en bois,

sans difficulté. Si la section des guides n'a pas subi une trop grande diminution, ceux-ci peuvent encore être employés pendant longtemps car, par la suite, il n'y aura pratiquement plus d'usure. Si l'on constate une usure telle qu'elle est représentée sur la figure 45 c, les guides doivent être travaillés pour les ramener à la forme de la figure 45 b car autrement la pression spécifique entre le caoutchouc et la petite surface du guide serait trop grande, ce qui pourrait provoquer une destruction rapide des bandages en caoutchouc.

En moyenne, les guides équipant les puits principaux d'extraction ont une durée de 12 ans environ. Ils sont sujets pendant toute cette période à une usure de 2,5 à 3,5 cm. Souvent, aux croisements des cages d'extraction, aux interruptions des guides et aux recettes, les guides doivent être déjà remplacés après une durée de service d'un an et demi à deux ans en raison de la forte usure.

Il faut réduire cette usure le plus possible et l'emploi de galets de guidage à bandage en caoutchouc peut procurer ces avantages.

En résumé, les galets à bandage en caoutchouc :

- a) réduisent au minimum l'usure des guides et écartent le danger de déraillement,
- b) ménagent les revêtements de puits,
- c) assurent un fonctionnement silencieux de la cage d'extraction et du skip,
- d) ménagent les cages d'extraction ou skips circulants dans des puits qui ne sont pas d'aplomb,
- e) évitent le graissage des guides, ce qui donne lieu à des économies considérables,
- f) empêchent les effets des forces dynamiques supplémentaires horizontales agissant généralement sur les guides des puits d'extraction,
- g) permettent l'utilisation de guides en fer au lieu de guides en bois.

b) Guides.

John Bank, Bochum-Guthe, présente un conducteur constitué de couches de bois différent. Du bois dur (chêne) sur les surfaces de glissement, associé avec du bois élastique (épicéa), donne une grande résistance à l'usure.

Wieman supporte le guidonnage en bois uniquement au moyen de griffes. Elles ne nécessitent plus aucun forage ni aucun boulon d'attache.

Les attaches de Brand, qui se placent entre le guidonnage et la cornière de fixation du guidage et entre cette cornière et les traverses, permettent un déplacement du guidonnage dans tous les sens (7) (fig. 46).

(7) Voir Annales des Mines de Belgique, janvier 1951, p. 29.

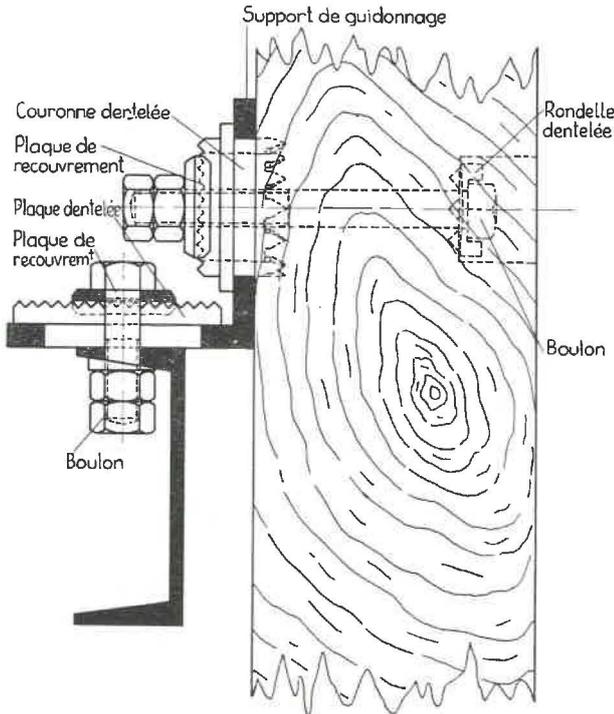


Fig. 46. — Attaches réglables Brand pour les guidonnages des puits et burquins.

Moll et Sohn expose un évite-molette pour burquins. Un levier permet de rapprocher les guides supérieurs et de les maintenir dans cette position. Lorsque la cage est coincée, il suffit d'agir sur ce levier pour écarter les guides et la libérer.

F. — Transmissions - Téléphone de cage.

Le « Hoist Phone » présenté par la M.S.A. à Cleveland (mai 1955) est un appareil permettant une communication permanente verbale entre le machiniste d'extraction et le personnel se trouvant dans la cage.

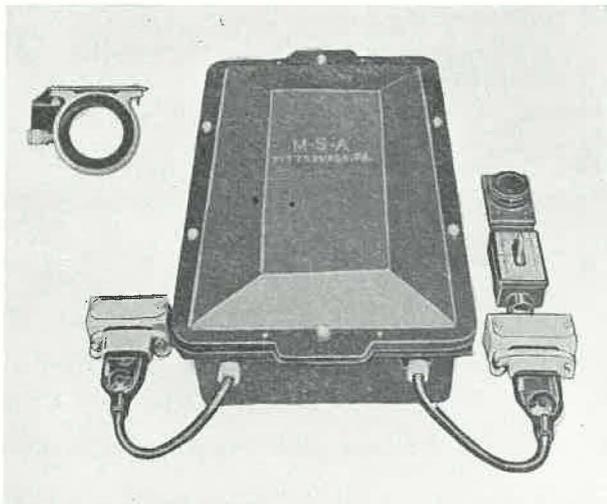


Fig. 47. — Poste émetteur récepteur de la MSA pour les transmissions verbales entre le machiniste et le personnel dans la cage.

Il remplace les anciens systèmes d'avertisseur ou de sonnettes. Il élimine toute confusion, toujours possible avec les anciens systèmes de signalisation, et il est d'une aide inestimable en cas d'accident.

Son emploi ne nécessite aucun apprentissage spécial. Chaque correspondant possède un petit poste émetteur récepteur qui émet une onde porteuse à fréquence modulée transmise par le chevalement et le câble d'extraction (fig. 47).

La communication est très claire, suffisamment puissante pour être perçue à proximité d'un moteur en marche et exempte de parasites.

L'alimentation peut se faire indifféremment en courant alternatif ou par batterie. A la machine d'extraction, l'appareil est raccordé au réseau d'alimentation en courant alternatif. Ce courant est transformé à l'entrée par un transformateur ordinaire.

Dans la cage, on utilise l'alimentation par batterie. Celle-ci actionne une dynamo tournant sous la tension de 6 V.

Chaque appareil est logé dans un coffret en acier très solide, avec joint en caoutchouc intercalé entre le couvercle et la boîte (fig. 48). Par-

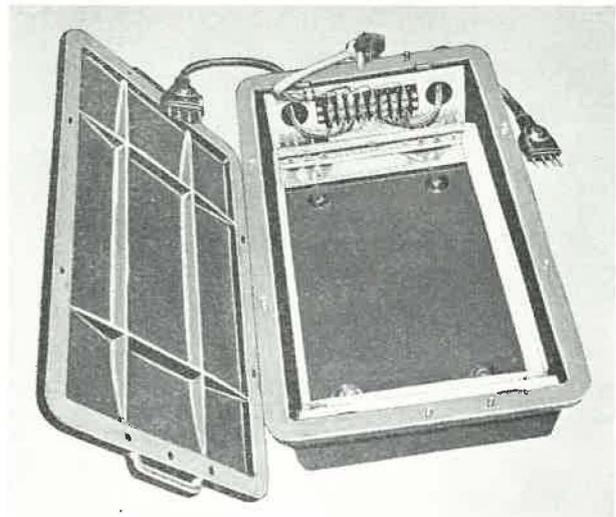


Fig. 48. — Coffret en acier contenant le « Hoist Phone » de la MSA.

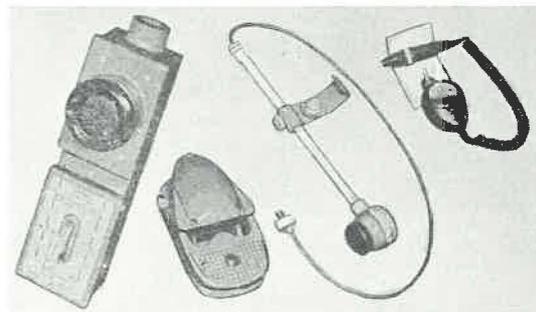


Fig. 49. — Accessoires permettant l'utilisation d'un micro sur le toit de la cage.

faitement étanche, il peut être utilisé quelles que soient les conditions d'humidité, d'empoussiérement ou de vibration. Dans la cage, il est encastré dans une paroi. Le microphone peut être mural ou à main. Une prise avec rallonge est prévue pour permettre l'utilisation du micro sur le toit de la cage lors de l'inspection du puits ou de réparations éventuelles (fig. 49).

Dans la salle de la machine d'extraction, l'appareil peut être placé à proximité du machiniste. La commande de la manette « émission, réception » est prévue au pied pour laisser au machiniste les deux mains libres.

D'autres appareils de même fréquence peuvent être branchés sur le même réseau.

Journées des épontes et du soutènement

organisées par INICHAR, les 2 et 3 juin 1955

Le programme complet des travaux comportait trois parties :

- 1) Etudes sur la qualité des épontes
- 2) Le soutènement en taille
- 3) Le soutènement en voie.

L'allocution d'ouverture et la première partie ont été publiées dans le numéro de juillet des *Annales*. La présente livraison comprend les deux dernières parties et un rapport sur une visite collective faite au Charbonnage de Houthalen.

Nous rappelons que les études faisant l'objet des exposés résultent d'un travail collectif des ingénieurs d'Inichar auxquels les ingénieurs des charbonnages intéressés ont prêté une aide efficace.

DEUXIEME PARTIE

LE SOUTENEMENT EN TAILLES

Cette deuxième partie comprend les trois chapitres suivants :

- I. — Essais sur étançons en laboratoire.
- II. — Observations faites sur le soutènement lors des essais de poinçonnage au fond.
 - Charge inférieure à 20 tonnes
 - Poinçonnage des toits
 - Utilisation des piles à large base
 - Soutènement de remplacement en bois dans les tailles remblayées pneumatiquement
 - Fonctionnement défectueux de certains étançons
 - Causes principales de la détérioration des étançons et des bèles
- III. — Mesures des charges supportées par les étançons dans une taille au charbonnage de Houthalen
 - Caractéristiques du chantier
 - Architecture du soutènement
 - Commentaires des mesures
 - Charges en t/m^2
 - Conclusions
- IV. — Conclusions
- V. — Discussion

I. — ESSAIS SUR ETANÇONS EN LABORATOIRE

12 étançons numérotés de 1 à 12 ont été essayés sous une presse hydraulique. Les étançons n° 1 et 2 étaient neufs, les n° 3 à 12 avaient été mis en service dans un même chantier pendant plus d'un an.

Tous les étançons étaient de la même firme, mais de 3 modèles différents. Les étançons n° 1 et 2, neufs (modèle I); 3 à 8, usagés (modèle I); 9 et 10, usagés (modèle II) et 11 et 12, usagés (modèle III).

Le modèle I comporte l'interposition de fourrures en alliage à haut coefficient de frottement entre la serrure et les faces du fût supérieur.

Le modèle II comporte la même serrure que le modèle I, mais sans fourrures.

Le modèle III comporte une serrure à double clavette.

D'après la construction, tous ces étançons sont à forte charge de serrage initial et présentent une courbe caractéristique très raide.

L'influence de la pose de l'étançon au moyen de l'extenseur a aussi été étudiée. Avant de mettre un étançon en charge, il était ou bien calé, en le couchant à terre et en frappant sur la clavette avec un marteau de 2 kg, ou bien serré entre les deux plateaux de la presse au moyen de l'extenseur, puis calé dans cette position. L'influence de la force de calage a été mise en évidence en relevant, chaque fois qu'il était possible, les courbes caractéristiques des étançons calés à 3, 5 et 7 coups de marteau de 2 kg donnés par un homme normal frappant de toutes ses forces. Même le calage à 3 coups est donc toujours beaucoup plus fort que celui réalisé à la pose au fond dans les tailles.

De l'examen des courbes « coulissement en fonction de la charge » relevées pour chaque étançon placé ou non avec extenseur et avec clavette calée à 3, 5 et 7 coups, nous concluons :

1°) qu'elles diffèrent toutes beaucoup de la courbe caractéristique donnée par le constructeur. Même les courbes des étançons neufs 1 et 2 ne s'en rapprochent guère, au contraire (fig. 1).

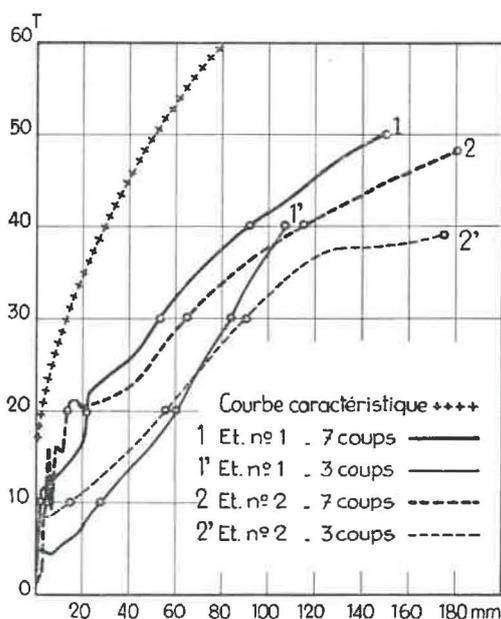


Fig. 1. — Courbes obtenues sur les étançons neufs 1 et 2 (modèle I, serrure avec fourrures).

Les courbes des étançons usagés, modèle II, n° 9 et 10 (fig. 2) se rapprochent le plus de la courbe théorique et les courbes des étançons usagés, modèle III, n° 11 et 12 (fig. 3) s'en écartent le plus.

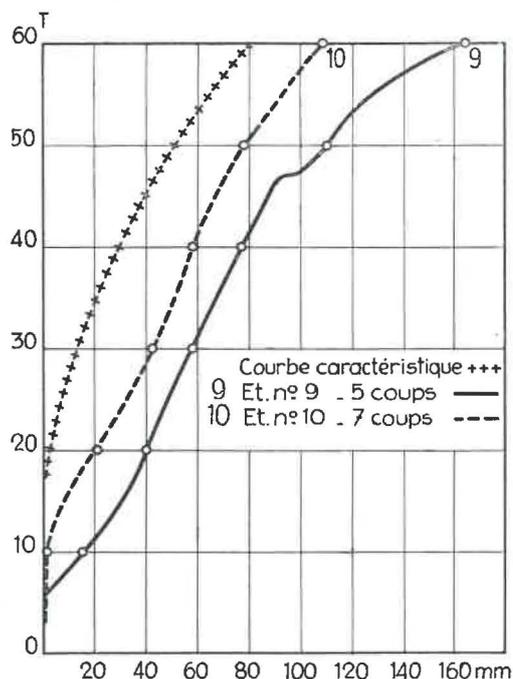


Fig. 2. — Courbes obtenues sur les étançons usagés n° 9 et 10 (modèle II, serrure sans fourrures).

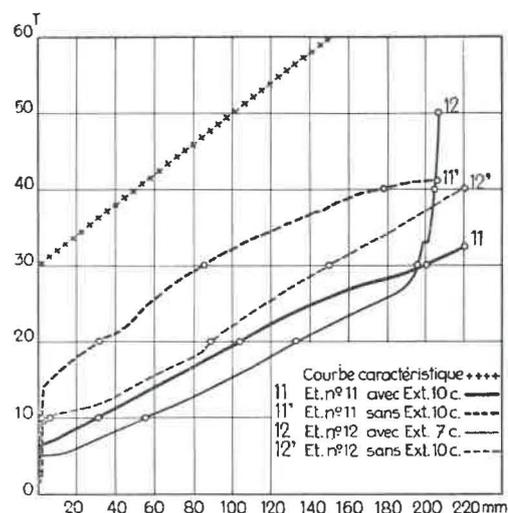


Fig. 3. — Courbes obtenues sur les étançons usagés n° 11 et 12 (modèle III, serrure à double clavette).

2°) que le système d'extenseur employé ne travaillant que sur une des faces du fût ne convient pas pour le préserrage de l'étançon. Le fût supérieur prend une position oblique par rapport à l'inférieur. Au moment où l'on décale l'extenseur, la charge de préserrage supportée par l'extenseur est appliquée brusquement sur la serrure. La position inclinée du fût supérieur diminue considérablement l'efficacité des coins et, lors de l'application brusque de la charge, il arrive que la serrure cède et que l'étançon se décale. La serrure tient d'autant moins bien la charge de préserrage au moment de l'enlèvement de l'extenseur que cette charge est plus élevée.

Une seule fois, l'étauçon n'a pas cédé au moment de l'enlèvement de l'extenseur après avoir exercé un préserrage de 5 t. Nous avons dû nous limiter à une charge initiale de 1,5 à 2 t. Malgré cela, à quatre reprises, les serrures ont encore cédé et, dans ces cas, il fut impossible de caler les étauçons à l'extenseur.

Nous constatons également qu'un étauçon placé avec extenseur et calé avec un même nombre de coups de marteau coulisse plus sous une charge déterminée que s'il était calé à terre. Ceci prouve que le calage de la serrure avec l'étauçon en position horizontale est toujours beaucoup plus efficace que le calage en position verticale (fig. 4).

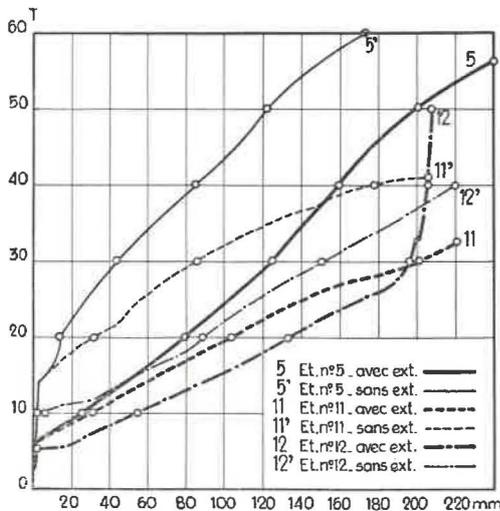


Fig. 4. — Courbes obtenues sur les étauçons n° 5, 11 et 12 placés avec et sans extenseur. Le calage de la serrure a toujours été réalisé au moyen de 10 coups de marteau.

3°) De façon générale, un même étauçon calé à terre coulisse d'autant moins qu'on a frappé un plus grand nombre de coups de marteau sur la clavette de serrage (fig. 5).

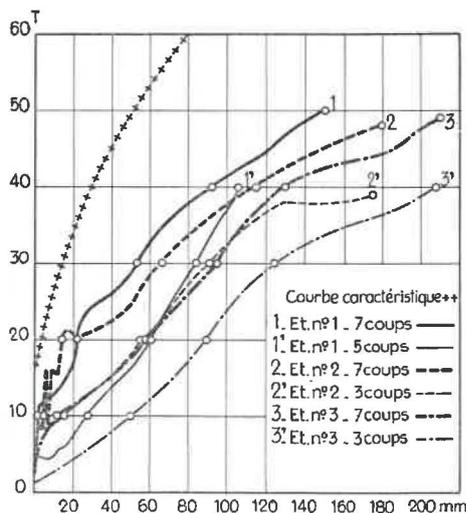


Fig. 5. — Différentes courbes obtenues sur les étauçons n° 1, 2 et 3 suivant le nombre de coups de marteau frappés sur la clavette de serrage.

Nous avons cependant constaté deux exceptions (fig. 6). Pour l'étauçon 4, la courbe à 3 coups recoupe celle à 7 coups et, pour l'étauçon 6, la courbe à 3 coups se trouve au-dessus de celle à 7 coups. M. Schwartz attribue ces exceptions au fait que les coins ne se placent pas toujours de la même manière au cours des diverses opérations.

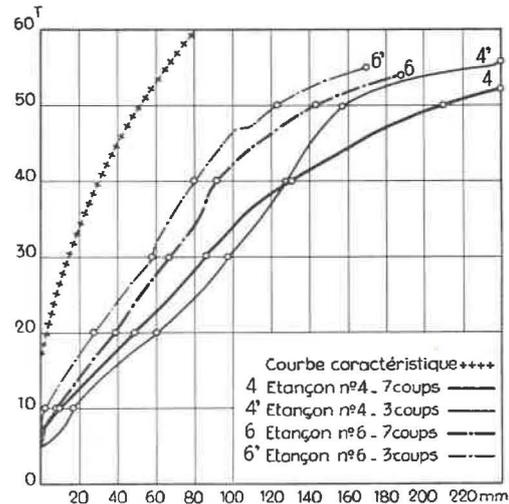


Fig. 6. — Courbes obtenues sur les étauçons n° 4 et n° 6 calés chacun à 7 puis à 3 coups de marteau.

Pour juger de la « fidélité » d'un étauçon, nous avons opéré trois essais consécutifs de mise en charge sur un même étauçon (n° 8), calé à terre à 5 coups de marteau. Les trois courbes données à la figure 7 se superposent pratiquement. Pour un même serrage, cet étauçon coulisse donc toujours de la même façon.

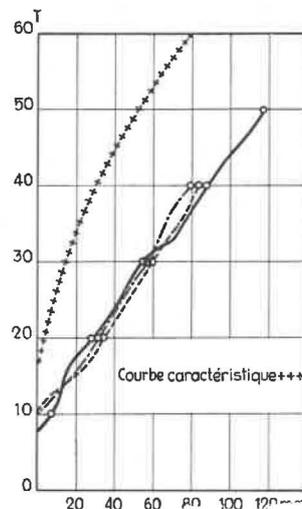


Fig. 7. — Courbes obtenues sur l'étauçon n° 8 lors de 3 essais consécutifs effectués dans les mêmes conditions.

Si nous comparons maintenant entre elles toutes les courbes obtenues, nous constatons une dispersion énorme du coulissement, c'est-à-dire que deux étauçons voisins dans une taille supportant la même charge peuvent coulisser de façon tout à fait

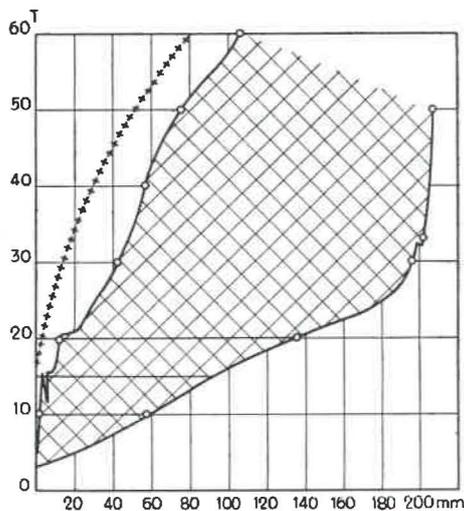


Fig. 8. — Courbes enveloppes de l'ensemble des courbes obtenues sur les différents étançons au cours des divers essais.

II. — OBSERVATIONS FAITES SUR LE SOUTÈNEMENT LORS DES ESSAIS DE POINÇONNAGE AU FOND

Au cours de nos visites dans les divers chantiers, nous avons observé le comportement des épontes sous l'influence du soutènement et le comportement du soutènement lui-même.

1) Charge inférieure à 20 tonnes.

Dans beaucoup de tailles, la charge supportée par les étançons qui en assurent le soutènement est inférieure à 20 tonnes. De très nombreuses constatations l'indiquent :

- les dégradations des murs observées sous les pieds des étançons en service dans les tailles (fracturation ou enfoncement) sont très souvent moins importantes que celles obtenues en appliquant la charge de 20 t sur un pied semblable au moyen de la presse dynamométrique;
- des étançons placés sur des semelles en bois (plates-bêles ou bois ronds) dans des tailles à très mauvais mur ne poinçonnent pas ces semelles-ci, alors que la presse les poinçonne entre 8 et 15 tonnes;
- dans les tailles à toit tendre ou dans les tailles où les bêles sont calées au toit par interposition de cales de bois ou de planchettes, il arrive souvent que la presse hydraulique placée sous une bêle décale l'étançon voisin avant d'atteindre la charge de 20 t;
- parfois, dans les tailles à bon mur, au moment du décalage de la presse hydraulique portée à 20 t, les étançons à frottement voisins de la taille « claquent » brusquement. Le décalage de la presse produit sur les étançons voisins le même effet qu'une application brusque d'une forte charge.

2) Poinçonnage des toits.

En principe, nous ne mesurons que la résistance des murs et un large plateau placé en tête de la

différente d'autant plus qu'ils peuvent être de modèle différent et avoir été calés avec une force différente.

Nous avons porté sur un même diagramme (fig. 8) les deux courbes extrêmes obtenues au cours des essais sur l'ensemble des 12 étançons. Ces deux courbes enveloppes délimitent une plage de dispersion du coulisement en fonction de la charge, suivant le type d'étançon utilisé et son mode de placement. On constate la dispersion suivante :

- à 10 t, le coulisement peut varier entre 0 et 60 mm;
- à 15 t, le coulisement peut varier entre 5 et 90 mm;
- à 20 t, le coulisement peut varier entre 12 et 135 mm.

Ces chiffres indiquent la grande différence de comportement possible entre deux étançons voisins soumis à la même charge. Cette différence de comportement peut être très nuisible à la bonne tenue du toit.

presse devait empêcher sa pénétration dans le toit. Malgré cette précaution, certains toits ont cédé sous faible charge. Des toits constitués de roches tendres peuvent être poinçonnés par le soutènement malgré la grande surface portante des bêles, tout comme les murs sont poinçonnés par le pied des étançons. Ces toits se délittent et tombent entre les bêles.

Dans une taille à toit tendre, le remplacement des bêles métalliques par des bêles en bois a amélioré complètement la tenue du toit. Ce toit poinçonné par les bêles métalliques, parce que le soutènement était trop rigide, ne l'était plus par les bêles en bois qui s'écrasaient partiellement et donnaient une meilleure répartition des charges.

3) Utilisation des piles à large base.

Dans les cas de très mauvais murs, l'utilisation de piles à large base du genre Mécapile et Cométal, et les piles hydrauliques sont d'une efficacité incontestable. Le calage de ces piles au terrain est en général assuré par une ou plusieurs épaisseurs de bois, sauf pour la pile hydraulique. La large base des piles diminue la pression unitaire au contact du terrain, la pénétration dans le mur est réduite, alors que les étançons ordinaires s'enfoncent sous faible charge. Les piles reprennent une grande partie de la charge. Leur emploi permet de réduire la densité des étançons (1,2 étançon/m² contre 2,4 dans des chantiers à qualité de mur égale soutenus uniquement par étançons) tout en assurant une meilleure sécurité de la taille; dans certains cas, elles constituent le seul moyen de soutènement vraiment efficace.

4) Soutènement de remplacement en bois dans les tailles remblayées pneumatiquement.

Dans ces tailles, pour éviter les chutes de pierres au moment du « déferrage » et pour permettre la

fixation des toiles de remblayage, on pose un soutènement plus léger en bois avant de remblayer. Ce soutènement de remplacement constitué de portiques en bois réalise un excellent contrôle du toit, surtout dans les tailles à mur tendre. Le remblayage pneumatique, malgré tout le soin apporté à sa confection, n'a pas de portance immédiate et le bois, grâce à sa large base, permet un affaissement lent et régulier du toit sur le remblai.

Dans une taille à bon toit, on avait espéré pouvoir économiser ce boisage et fixer les toiles à quelques montants disposés en bordure de l'allée de passage. Le résultat fut désastreux pour la tenue du toit dans les allées ouvertes. La pression sur le soutènement était trop forte et les étançons pénétraient dans le mur. Le boisage de l'allée à remblayer ramena tout dans l'ordre.

5) Fonctionnement defectueux de certains étançons.

De façon générale, les étançons métalliques à frottement utilisés en taille ont un comportement très différent d'un étançon à l'autre et ne travaillent pas suivant la courbe caractéristique donnée par les constructeurs. Nous avons observé les faits suivants :

- a) des étançons à cales traînante enfoncés jusque 10 cm de profondeur dans des murs résistant à 10 t et de plusieurs centimètres dans des murs résistant à 15 t, sans que la cale ait été entraînée. Cette cale aurait dû être entraînée à partir de 2 t;
- b) au passage de la haveuse, un coulisement brusque pouvant atteindre 10 à 15 mm en une fois, accompagné de claquement de tous les étançons à frottement disposés autour de la presse hydraulique. Celle-ci avait été mise à la place de l'un d'eux et ne portait que 8,5 t;
- c) des étançons ayant coulé à fond de course à côté d'étançons n'ayant pas coulé, mais profondément enfoncés dans le mur.

6) Causes principales de la détérioration des étançons et des bèles.

Chaque fois que nous avons visité des tailles avec très bonnes épontes, équipées d'un soutènement métallique complet (étançons et bèles métalliques), nous avons observé un pourcentage élevé d'étançons pliés et cassés. On peut dire que les tailles à bonnes épontes sont de véritables cimetières d'étançons.

Les étançons à frottement ne travaillent pas tous de la même façon; ils coulisent parfois sous des charges très différentes, ce qui engendre une répartition très inégale des charges sur les étançons. Si, dans un groupe d'étançons, certains éléments coulisent sous de faibles charges, les voisins qui ne coulisent pas prennent alors de fortes charges. Quand les épontes ne sont pas trop résistantes, l'étançon surchargé peut pénétrer dans le toit ou dans le mur ou dans les deux épontes à la fois. Cette pénétration a pour effet :

- 1°) de décharger l'étançon. Au point de vue de la charge supportée, le résultat est le même que si un coulisement s'opérait;
- 2°) de centrer la charge. La tête et le pied porteront par toute leur surface.

Si, au contraire, toit et mur sont très résistants, l'étançon surchargé ne s'enfonce pas et par conséquent ne se décharge pas.

De plus, l'emploi des bèles métalliques et les irrégularités des épontes donnent lieu fréquemment à une application excentrée des charges.

Cet excentrement des charges a pour effet :

- 1°) d'empêcher le coulisement normal de l'étançon par coincement du fût dans la serrure,
- 2°) de diminuer considérablement sa force portante.

Au sujet de l'application des charges excentrées, M. Vidal écrivait dans la Revue de l'Industrie Minérale du 15 novembre 1953 :

« Parlons maintenant de l'importance des charges excentrées. Le spécialiste allemand Jarausch a montré leur influence par le calcul et par des essais. Si un étançon supporte 50 t à la presse, il supportera au fond beaucoup moins car les forces qu'il subira seront souvent excentrées. En excentrant les forces de 1 cm (aussi bien à la tête qu'au pied), on fait perdre à l'étançon 53 % de sa charge portante. Si on décale les forces de 3,5 cm, la perte atteint 74 %. A ce sujet, il faut rappeler que les têtes actuelles d'étançon ont été construites en vue des rallonges en bois. Avec le bois, les forces sont peu excentrées grâce à l'écrasement. Par conséquent, la rallonge métallique a souvent un contact par points avec la tête de l'étançon et la charge est alors excentrée.

» L'expérience montre que toutes les réparations d'étançons proviennent de surcharges de la serrure ou d'efforts excentrés ».

De nombreux faits confirment ce point de vue :

En Sarre où les épontes sont généralement bonnes, et où nombre d'étançons à frottement étaient

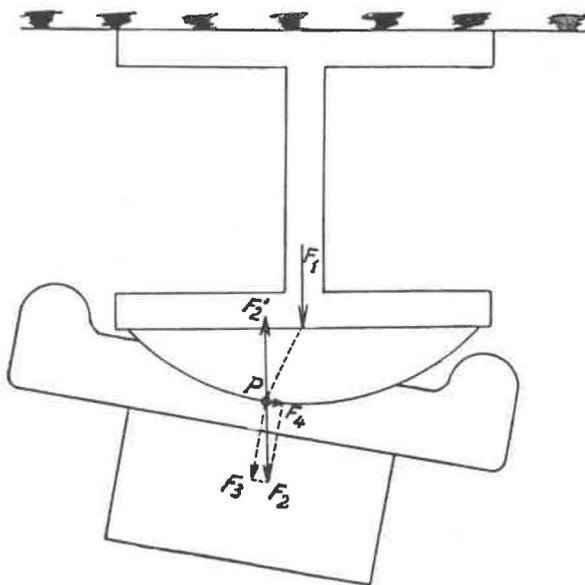


Fig. 9. — Tête d'étançon à rotule — Efforts centrés. (Vidal, R.I.M. novembre 1953).

cassés, les têtes d'étauçons fixes ont été remplacées avec succès par des têtes à rotules qui permettent de centrer la charge sur la tête de l'étauçon (fig. 9). Essayés au fond dans quatre sièges, les étauçons équipés d'une tête à rotule ont été endommagés par rapport aux autres dans une proportion très inférieure à 50 % (fig. 10).

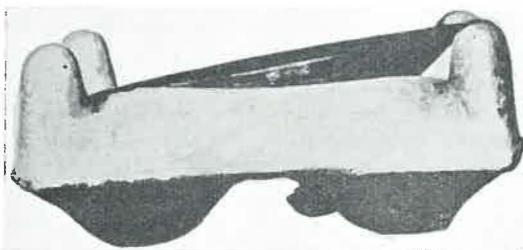


Fig. 10. — Etauçon avec tête à rotule utilisé en Sarre (Vidal, R.I.M. novembre 1955).

En Sarre, pour diminuer les efforts excentrés, on a aussi renoncé aux bases planes. Il y a intérêt à employer une plaque pyramidale ou mieux en tas de sable (de façon qu'elle ne tourne pas à la pose, son arête créant un frottement suffisant). Cette pyramide permet d'ailleurs à l'étauçon de s'enfoncer plus facilement de 1 à 2 cm et de porter par toute sa surface (fig. 11).

En Belgique, dans une taille à toit et mur très résistants, équipée pour une moitié d'étauçons métalliques à frottement et de bèles métalliques et pour l'autre moitié d'étauçons hydrauliques et de bèles métalliques, 50 % des étauçons à frottement de 40 tonnes étaient pliés ou tordus et aucun étauçon hydraulique n'était déformé. Ceci s'explique facilement par les considérations suivantes :

- 1°) Les étauçons hydrauliques coulisent tous à partir de 20 t. Aucun étauçon ne peut être surchargé.
- 2°) une application excentrée de la charge n'empêche pas le mécanisme de coulissement de fonctionner correctement.
- 3°) la forme convexe vers l'extérieur du pied de l'étauçon hydraulique permet un centrage plus aisé des forces.

III. — MESURES DES CHARGES SUPPORTÉES PAR LES ÉTAUÇONS DANS UNE TAILLE AU CHARBONNAGE DE HOUTHALEN

Plusieurs essais de mesures des charges reprises par les éléments du soutènement ont été effectués au cours de ces dernières années dans les différents pays d'Europe occidentale et ont apporté des contributions importantes à nos connaissances sur les sollicitations des étauçons et sur les pressions de terrains.

Ainsi que M. Brison le disait à la journée organisée par Inichar en juin 1953, personne ne niera la nécessité de développer et de multiplier ce genre de mesures dans diverses conditions d'exploitation de façon à parfaire nos connaissances dans ce vas-

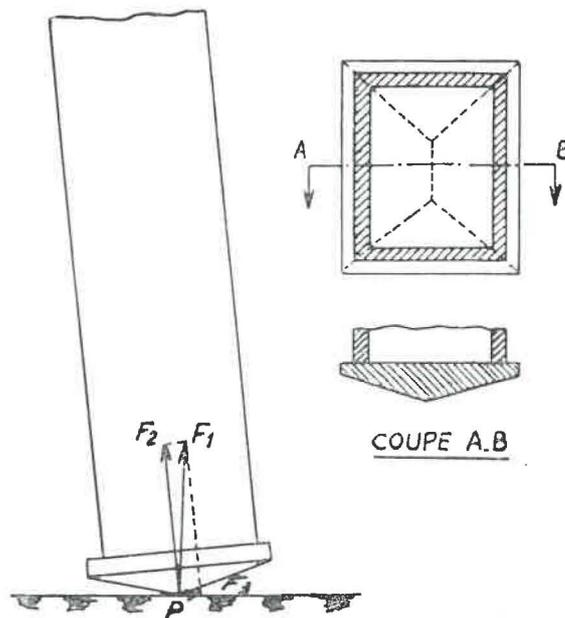


Fig. 11. — Etauçon avec base en tas de sable utilisé en Sarre (Vidal, R.I.M. novembre 1955).

Dans une taille visitée, à très bonnes épontes, aucun étauçon à frottement n'était déformé parce que les bèles étaient en bois. L'écrasement du bois assurait une répartition plus uniforme de la charge sur tous les étauçons et un centrage automatique des forces. Le toit ne portait pas par point.

Deux auteurs anglais, MM. Bennet et Hebblethwaite, ont signalé dans un numéro récent de « Iron and Coal T.R. » que, dans une taille à très bonnes épontes, plus de 100 étauçons métalliques à frottement pliés ou cassés devaient être évacués par semaine. On porta remède à ces dégradations en munissant le pied des étauçons d'une pointe d'acier. Cette pointe pénétrant lentement dans le sol a permis une meilleure répartition de la charge sur tous les étauçons et un meilleur centrage des forces sur chacun d'eux. On poinçonnait donc volontairement le mur pour assurer l'égalité répartition des charges et protéger les étauçons.

te domaine qui offre encore de nombreuses inconnues.

Pour faire ces mesures, il nous a paru opportun de choisir la taille 53/19 au charbonnage de Houthalen du fait que le soutènement était réalisé au moyen d'étauçons hydrauliques Dowty et qu'il était facile de disposer d'appareils de mesures fidèles, qui ne modifiaient en rien les conditions de sollicitations des étauçons.

Il suffisait de prendre des étauçons absolument identiques à ceux employés dans la taille et de les équiper d'un manomètre.

Les manomètres, directement gradués en tonnes, sont de plus tous équipés d'une aiguille à maxima de façon à repérer éventuellement des sauts de charge anormaux entre deux lectures. Les fûts supérieurs sont gravés de 2 en 2 mm, ce qui permet une lecture très facile du coulissement.

L'emploi de ces appareils ne nécessite aucun personnel spécialisé et, grâce à l'emplacement judicieux des manomètres, on peut dire qu'à chaque instant on a une véritable photographie de la répartition des charges sur les étaçons.

Les appareils ne modifient ni ne perturbent en rien le travail de la taille, leur nombre n'est donc pratiquement pas limité (si ce n'est par une question pécuniaire). Les objections habituellement présentées lors de l'emploi d'autres appareils de mesures ne sont pas à retenir dans ce cas.

Il n'y a pas de modifications de la surface d'appui ni au toit, ni au mur. La longueur développée, les déformations et la courbe caractéristique des étaçons et des dynamomètres sont identiques. Même dans le cas d'une application excentrée de la charge sur la tête de l'étaçon, les mesures sont fidèles.

Pour mesurer la pénétration dans le mur, nous avons utilisé une règle de 50 cm posée à plat sur le mur de la couche jusqu'à un repère fixé sur le fût inférieur de l'étaçon. Nous avons utilisé 25 étaçons dynamométriques Dowty groupés dans une section de mesure à environ 40 m du pied de la taille.

Les mesures :

charges	} ont été effectuées
coulissement	
pénétration dans le mur	

d'heure en heure ainsi qu'à chacune des opérations importantes telles que le havage, le foudroyage, l'abattage, etc...

Caractéristiques du chantier.

Les essais ont eu lieu dans un chantier ouvert dans la couche 19, situé à 740 m de profondeur. Dans cette taille, la couche a 1,35 m à 1,40 m d'ouverture moyenne. Le toit est constitué d'un schiste tendre et le haut-toit, d'un empilage de schiste sur une hauteur d'au moins 10 mètres au-dessus de la couche.

Le mur comprend d'abord un faux-mur schisteux très tendre qui avait antérieurement 45 à 50 centimètres d'épaisseur. Cependant son épaisseur a fortement diminué peu avant les mesures. Sous ce faux-mur, se trouve un mur gréseux très solide. Au cours de la période de mesures, la roche du mur était sèche.

La taille a 160 mètres de longueur et est soutenue dans la partie inférieure par des étaçons hydrauliques Dowty (environ 600 pièces) et par des étaçons Gerlach (type 1950) dans la partie supérieure. Les bèles articulées ont 1,10 m de longueur, elles sont du type Gerlach à joue mobile. La sécurité de l'arrière-taille est assurée par foudroyage.

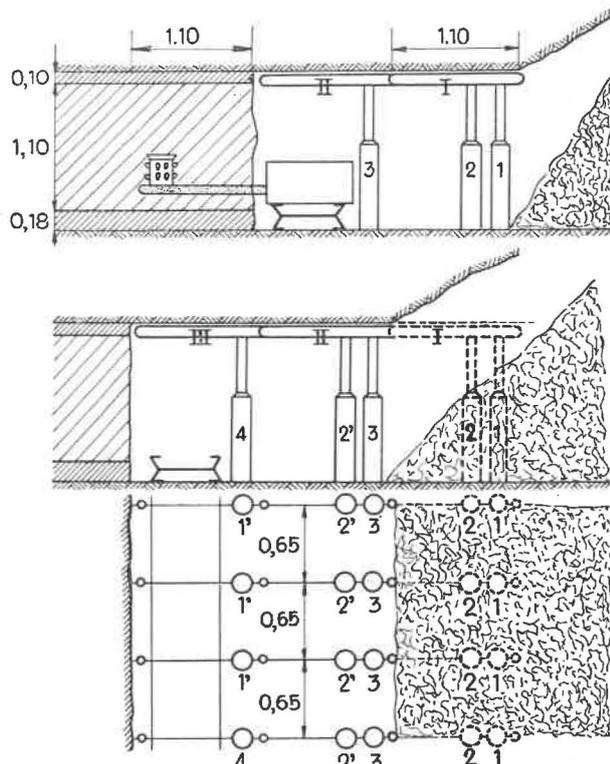


Fig. 12. — Schéma de l'architecture du soutènement de la taille 53/19.

La taille est à front dégagé avec convoyeur blindé à raclettes et l'architecture de soutènement comporte deux allées ouvertes au début du poste d'abattage (fig. 12). L'avancement journalier est de 2,20 m, réalisé en deux allées de 1,10 m.

Le front de taille est havé. Le bras de havage, armé d'un champignon en bout fait une saignée de 1,10 m de profondeur. La haveuse circule sur le convoyeur blindé.

Cycle de travail.

Poste de nuit : 1^{er} havage, saignée de 1,10 m de profondeur.

Poste du matin : abattage de la 1^{re} allée de 1,10 m; ripage du convoyeur; pose du soutènement et foudroyage d'une allée.

Entre 13 h et 15 h : 2^e havage, saignée de 1,10 m de profondeur.

Poste d'après-midi : même cyclé qu'au poste du matin :

abattage de la 2^e allée de 1,10 m; ripage du convoyeur; pose du soutènement et foudroyage d'une allée.

Architecture du soutènement.

Au début du poste d'abattage, la taille est soutenue par 2 rangées de bèles et 3 rangées d'étaçons. La bèle côté foudroyage (I) est soutenue par 2 étaçons (2) et (1) et la bèle côté front (II) par un étaçon (3). Le premier étaçon est placé à 25 cm du bout arrière de la bèle.

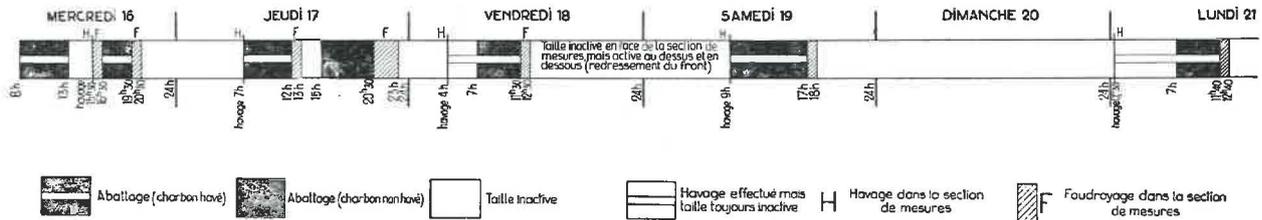


Fig. 13. — Cycle des travaux au cours de la période de mesures s'étendant du mercredi 16 au lundi 21 mars 1955.

La distance moyenne entre les bèles est de 0,65 m.

A mesure du déhouillement, les abatteurs accrochent une nouvelle rangée de bèles en porte-à-faux (III).

Vers midi, le convoyeur est ripé et la taille est immédiatement foudroyée. Chaque ouvrier dispose d'un étançon de manœuvre (4) qu'il pose sous la première bèle en porte-à-faux. Il enlève successivement les étançons arrière I et les replace en l'.

Quand ce travail est achevé, il dispose un premier étançon de doublage en 2', puis foudroie l'étançon 2 et la bèle I. Il replace toujours l'étançon 2' avant de foudroyer l'étançon 2 de la file de bèles correspondantes. La densité du soutènement pendant les périodes de repos jusqu'avant l'abatage est de 0,5 m² par étançon, à la fin du poste d'abatage, elle est de 0,71 m² par étançon.

Il n'y a jamais d'étançons inutilisés, même l'étançon de manœuvre est toujours placé debout sous une bèle. La circulation dans le chantier est ainsi facilitée et le matériel est utilisé avec le meilleur rendement.

En principe, en marche normale, l'atelier de travail ne comporte que 2 ou 3 allées ouvertes, soit une largeur de 2,20 m à 3,30 m, les étançons posés à front ne restent en station que 22 à 24 heures, et les étançons de doublage ne restent en station qu'un seul cycle, soit 8 heures ou 16 heures suivant qu'ils ont été posés au poste d'abatage du premier ou du deuxième poste.

On peut dire que dans ce chantier le soutènement progresse très rapidement. Un étançon ne reste en station plus de 24 heures qu'à l'occasion d'un jour de repos.

Les étançons dynamométriques ont été disposés sur 8 files contiguës (avec 1 étançon de réserve) couvrant ainsi un front de 5,20 m de largeur. Les essais ont été poursuivis du mercredi 16 mars 1955 à 2 heures au lundi 21 mars à 12 heures (soit 4 jours complets de travail effectif et un jour de repos).

Des mesures complètes ont été effectuées sur 6 allées, ce qui correspond à un avancement total de 6,60 m (fig. 13).

La taille a progressé de la façon suivante :
mercredi : 2 allées de 1,10 m, toutes deux havées;
jeudi : 2 allées de 1,10 m, la première havée, la deuxième abattue au marteau-piqueur;

vendredi : 1 allée havée (on a rectifié la taille à l'autre poste);

samedi : 1 allée havée (ce ralentissement a été nécessité par la traversée d'une zone failleuse dans

la partie supérieure de la taille);

dimanche : repos;

lundi : 2 allées havées. Le premier havage a eu lieu à 0,30 h, soit 6,30 h avant l'abatage.

Avant de commenter les résultats des mesures, il est opportun de dire quelques mots sur la qualité du mur de ce chantier.

Depuis le mois d'octobre 1954, début de l'exploitation du chantier, le soutènement était posé sur le mur tendre schisteux très facilement altéré par l'eau. Au mois de décembre 1954, nous avons eu l'occasion de faire des essais de poinçonnage sur ce mur et nous avons obtenu la courbe de pénétration I, figurée en traits pleins sur la figure 14.

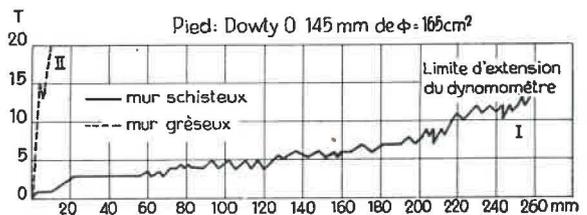


Fig. 14. — Courbes de pénétration de l'étançon Dowty dans le mur de la taille 53/19 en fonction de la charge.

I dans le mur schisteux

II dans le mur gréseux.

Avec un pied de 165 cm² de section identique à ceux des étançons en service, le mur a été poinçonné à 3 t et la pénétration s'est poursuivie pour une charge voisine de 5 t jusqu'à 16 cm de profondeur. A 26 centimètres, limite d'extension de la presse, la charge n'était montée qu'à 12,5 tonnes. La résistance de ce mur au poinçonnage était d'environ 25 kg/cm².

Le 16 mars 1955, quand nous avons commencé les mesures de charges sur les étançons, ce faux-mur tendre avait encore 25 à 30 centimètres d'épaisseur dont 15 et 20 étaient déjà enlevés par les abatteurs.

Dans les dernières allées, le faux-mur n'ayant plus qu'une vingtaine de centimètres d'épaisseur, il a été complètement enlevé avec le charbon et les étançons ont été placés directement sur le bon mur gréseux. Sur ce mur gréseux, la charge prise par l'étançon monte directement à 20 tonnes sans aucune pénétration. L'affaissement de 1 cm observé n'est dû qu'à la rupture d'une plaquette superficielle de grès (voir courbe II en traits interrompus sur la figure 14).

Des essais de résistance à la compression sur des cubes de roches de 2,5 cm de côté, découpés dans

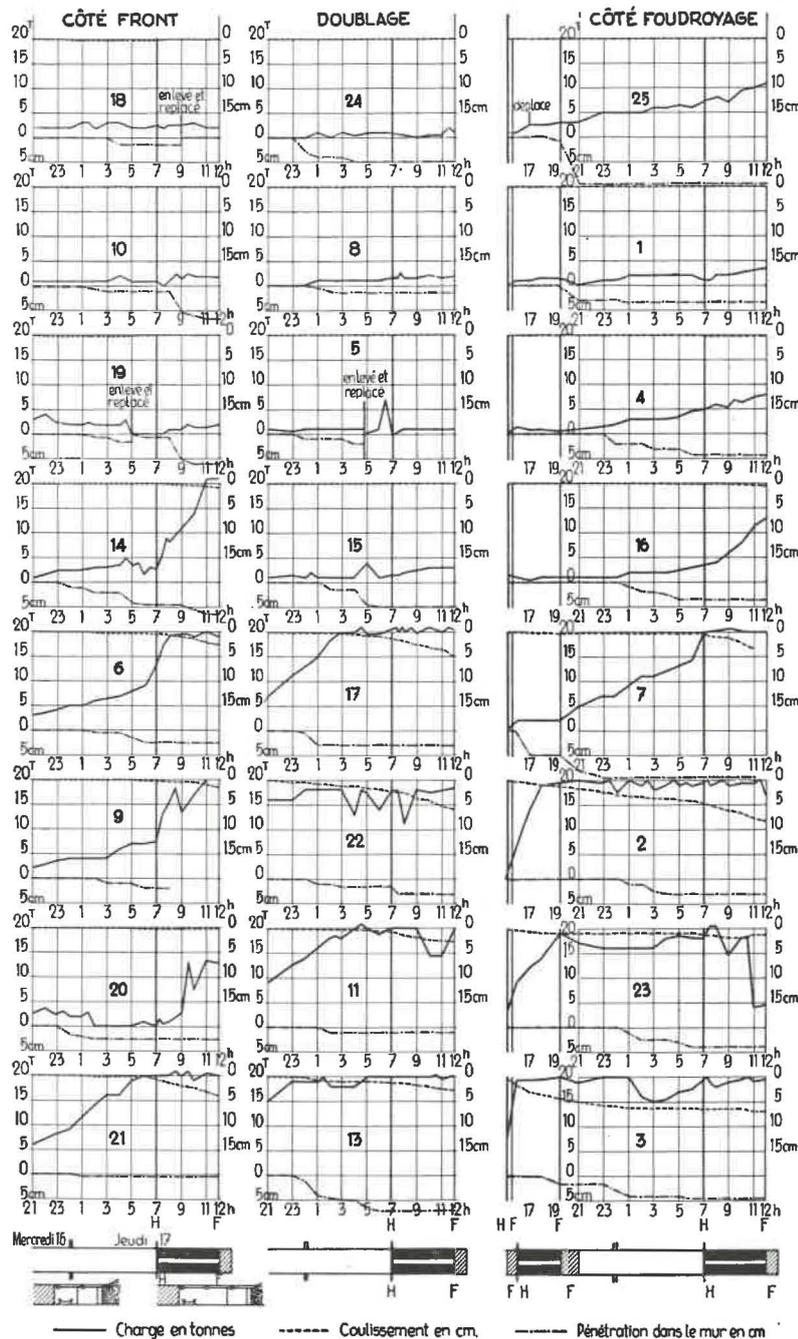


Fig. 15. — Evolution des charges, du coulisement et de l'enfoncement dans le mur des 24 étançons de mesure depuis le mercredi 16 à 21 h jusqu'au jeudi 17 à 12 heures. (Pour la légende du cycle de travail, voir fig. 15).

les deux murs, ont donné respectivement 55 kg/cm^2 et 676 kg/cm^2 .

Commentaires des mesures.

Malgré la capacité de portance identique des étançons hydrauliques, on constate une forte dispersion dans les charges supportées effectivement par des étançons qui apparemment devaient subir une mise en charge identique (fig. 15).

Remarque : Les différentes allées ont été nu-

mérotées 1, 2, 3, 4, etc. en appelant première allée, l'allée de passage (donc l'allée côté foudroyage) du mercredi 16 mars, au deuxième poste. Il n'y avait dans cette allée que les étançons de doublage qui étaient équipés d'un manomètre. La deuxième allée est l'allée du convoyeur à ce même poste (elle est équipée d'étançons dynamométriques). La section de mesures n'a été entièrement équipée d'étançons de mesures qu'à partir du mercredi à 20 h 30.

La figure 15 montre l'évolution des charges, du coulisement et de l'enfoncement dans le mur des

24 étançons de mesures depuis le mercredi 16 à 21 h jusqu'au jeudi 17 à 12 h. Les étançons côté foudroyage et de doublage sont dans la deuxième allée et les étançons côté front dans la troisième allée.

Pour permettre de suivre l'évolution de ces différents facteurs depuis la pose des étançons côté foudroyage, nous avons complété les diagrammes de cette rangée d'étançons en portant les éléments à partir de 15 h.

Un simple coup d'œil sur la figure 15 montre la grande diversité des courbes de mise en charge pour des étançons d'une même rangée qui auraient dû apparemment être chargés de la même façon. Dans la rangée côté foudroyage, les 3 étançons inférieurs portent 20 t avant 19 h, tandis que, à la même heure, les charges supportées par les 5 étançons supérieurs ne s'élèvent qu'à 2 ou 3 t. Pour les étançons des deux autres rangées (doublage et côté front), on observe des allures aussi différentes des courbes de mise en charge.

Les deux facteurs qui ont une influence capitale sur les charges reprises par les étançons sont :

- 1^o) le mode de contact de la bèle avec le toit (avec ou sans interposition de bois);
- 2^o) la qualité des épontes (du mur et du toit).

Quand le toit est plan et régulier, la bèle métallique peut être mise directement en contact avec le toit sur toute sa longueur, tandis que, si le toit présente des ondulations, il se peut qu'il y ait un vide à l'aplomb de l'étançon ou même sur toute la longueur de la bèle. Pour réaliser un bon calage, ce vide est comblé par du bois et l'épaisseur de la cale de bois varie en fonction de l'importance du vide.

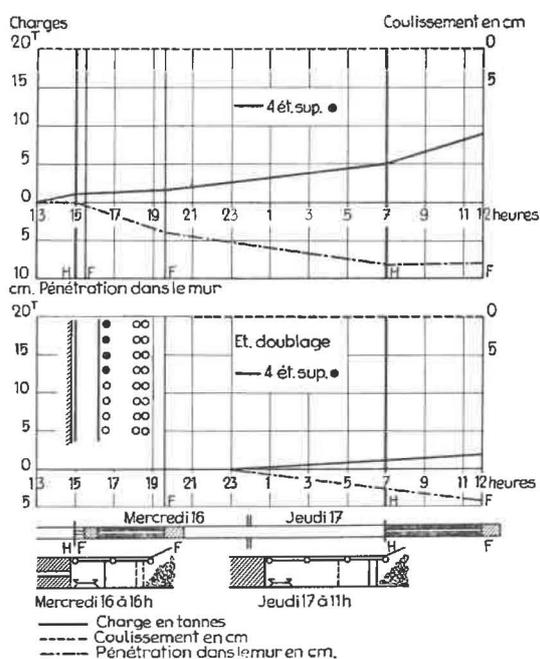


Fig. 16. — Allure moyenne de la mise en charge de 4 étançons supérieurs consécutifs de la deuxième allée depuis leur pose jusqu'à leur enlèvement (Il s'agit des 4 étançons supérieurs dont les diagrammes sont portés fig. 15 côté foudroyage).

Cales en bois interposées entre les bèles et le toit.

Le diagramme fig. 16 montre l'allure moyenne de la mise en charge de 4 étançons consécutifs d'une même rangée d'étançons (deuxième allée) depuis leur pose jusqu'à leur enlèvement. Par suite de vides dans le toit, de grosses cales en bois étaient interposées entre les bèles et le toit à l'aplomb des étançons.

Pendant le havage et le poste d'abattage du mercredi 16 (après-midi), la charge augmente à peine. Elle n'est que de deux tonnes à la fin du poste d'abattage le mercredi à 19 h 30.

Après le foudroyage, ces étançons sont alors tangents à la ligne d'éboulis et, pendant la période d'inactivité de la taille au poste de nuit, la charge monte lentement et linéairement jusqu'à 5 tonnes. Au cours du havage et du poste d'abattage suivant (le jeudi matin), la charge continue à monter de 5 à 9 tonnes. Les bois s'écrasent progressivement à mesure que la charge augmente, mais aucun étançon ne coulisse du fait que la charge n'atteint pas 20 tonnes.

Les étançons de doublage posés mercredi à 21 heures se chargent à peine du fait que les étançons arrière n'ont jamais atteint 20 tonnes et ne coulissent pratiquement pas. De plus, ces étançons sont placés sur un faux-mur de 5 à 10 cm d'épaisseur de très mauvaise qualité et poinçonné sous une charge inférieure à 5 tonnes.

Dans la moitié inférieure de la section de mesures, ce faux-mur avait été enlevé. La figure 17

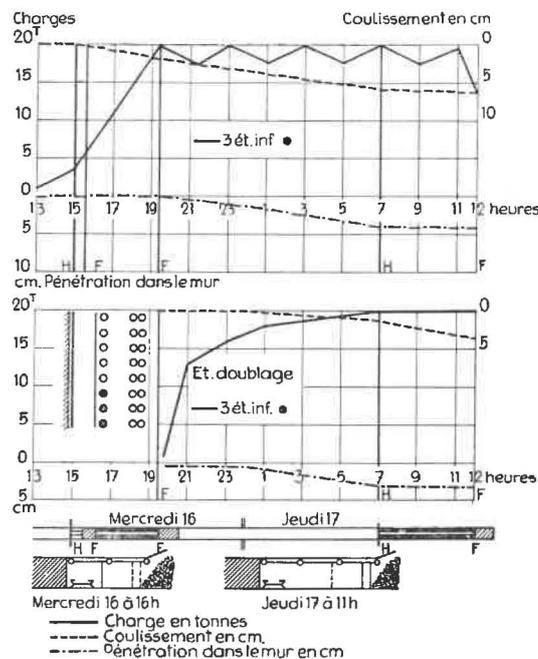


Fig. 17. — Allure moyenne de la mise en charge des 3 étançons inférieurs consécutifs de la deuxième allée depuis leur pose jusqu'à leur enlèvement (Il s'agit des 3 étançons inférieurs dont les diagrammes sont portés fig. 15 côté foudroyage). Les bèles sont parfaitement en contact avec le toit sur toute leur longueur.

montre l'allure moyenne de la mise en charge des 3 étançons consécutifs inférieurs de la même rangée (deuxième allée). Les bèles sont parfaitement en contact avec le toit sur toute leur longueur et

la pénétration dans le mur ne commence que sous une charge de 20 t.

La mise en charge est rapide pendant le poste d'abattage du mercredi 16 après-midi. La charge monte de 3,5 à 20 t. Les étançons coulisent et les charges varient entre 17 et 20 t. La pénétration dans le mur ne débute que pour une charge voisine de 20 t et chaque pénétration dans le mur donne lieu à une décharge des étançons de 2 à 5 t.

A 21 h, ces étançons sont alors tangents à la ligne d'éboulis et coulisent d'environ 6 cm pendant la période d'inactivité au cours de la nuit. Pendant le poste d'abattage du jeudi matin, on constate une faible décharge de ces étançons.

Quant aux étançons de doublage placés vers 20 h, on constate une montée rapide de la charge; elle atteint déjà 13 t une heure après la pose. Ceci est dû au fait que les étançons arrière coulisent et que la charge peut être rapidement reprise par les étançons de doublage. La charge monte à 20 t à la fin du poste de nuit et s'y maintient, tandis que les étançons coulisent de 3 cm et pénètrent faiblement dans le mur pendant le poste d'abattage du jeudi matin.

Un deuxième exemple tiré d'une autre allée (troisième allée) met exactement le même phénomène en évidence (fig. 18).

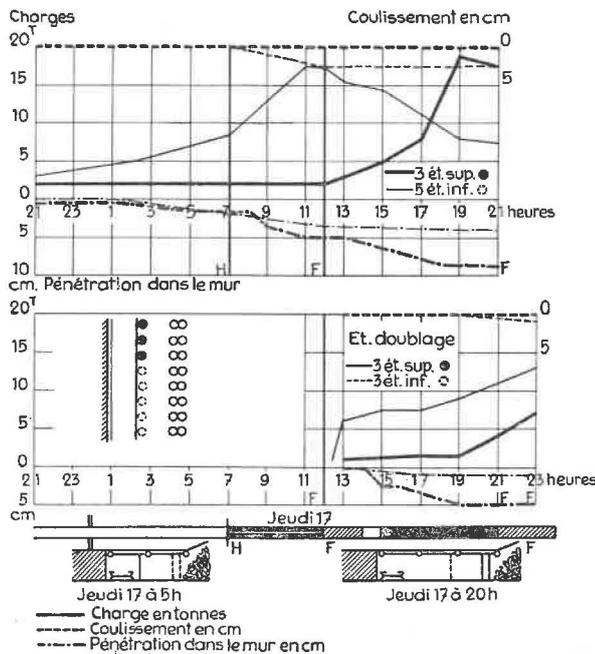


Fig. 18. — Autre exemple de répartition inégale des charges sur des étançons d'une même rangée (étançons de la troisième allée). Pour les uns, il y a interposition de cales en bois entre le toit et la bèle (voir courbes en traits forts pour charges, coulissement et pénétration dans le mur) tandis que, pour les autres, la bèle est directement appliquée au toit (voir courbes en traits fins).

Par suite des inégalités du toit, les bèles supportées par les 3 étançons supérieurs sont surmontées d'épaisses cales en bois. On ne constate aucune prise de charge pendant la période inactive

et le premier poste d'abattage du jeudi 17. Après foudroyage, ces étançons sont tangents à la ligne d'éboulis; les bois s'écrasent et la charge monte de 2 à 18 tonnes. Cette mise en charge est accompagnée d'une pénétration dans le mur qui atteint 8 cm.

Les bèles supportées par les 5 étançons inférieurs de cette même rangée sont parfaitement en contact avec le toit. Déjà au poste de nuit, pendant la période inactive, la charge moyenne monte jusqu'à 8,5 tonnes puis pendant le premier poste d'abattage, elle atteint 18,5 tonnes. Alors que ces étançons sont tangents à la ligne d'éboulis, ils se déchargent progressivement jusqu'à 7,5 tonnes pendant le deuxième poste d'abattage.

Les étançons de doublage qui accompagnent les 3 étançons supérieurs se chargent peu (la charge monte de 1 à 7 tonnes), tandis que pour les autres la charge monte de 1 à 13 tonnes.

La décharge, côté foudroyage des étançons qui se sont chargés rapidement, est due à deux causes principales :

1) Lors du foudroyage de l'allée précédente, la roche peut s'ébouler au-dessus du bout de la dernière bèle et former un vide au-dessus de l'étançon;

2) Le banc de bas-toit étant constitué d'un schiste tendre, il est aisément poinçonné par la bèle. Le poinçonnage du toit s'opère d'autant plus facilement que le banc est cassé à l'arrière et que la roche est privée de son étreinte latérale de ce côté. Toute pénétration dans le toit est accompagnée, comme la pénétration dans le mur, d'une décharge de l'étançon. L'étançon de doublage se charge progressivement, tandis que le toit continue à s'affaisser.

Il ne faut pas faire appel à un basculement de toit pour expliquer la décharge de l'étançon côté foudroyage. L'affaissement du toit se poursuit d'une manière lente et progressive, mais le toit est beaucoup plus facilement poinçonné par la bèle le long de la ligne d'éboulis. Cette pénétration des bèles dans le toit était facilement observable.

Le comportement très différent d'étançons, qui apparemment sont dans des conditions de sollicitations identiques, s'explique de la manière suivante :

Dans l'exemple envisagé, la portion de toit à surface irrégulière était encadrée par deux sections où le toit était plan et régulier, ce qui avait permis d'appliquer en ces points les bèles directement contre le toit. La dalle de toit présentait donc une allure analogue à celle schématisée à la fig. 19.

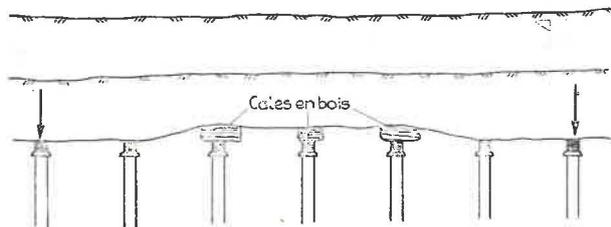


Fig. 19. — Coupe parallèle au front de taille. Représentation schématique d'un toit inégal avec interposition de cales en bois sur les bèles centrales.

Le toit s'affaisse régulièrement et d'une façon uniforme parallèlement au front de taille. Là où les bèles sont directement en contact avec le toit, les étaçons se chargent rapidement. Au début, la charge du toit n'est reprise que par les appuis latéraux; les appuis centraux, surmontés de cales en bois, n'interviennent que pour éviter la flexion du banc inférieur du bas-toit et maintenir son intégrité.

Pour passer de 0 à 20 tonnes de charge, les étaçons hydrauliques subissent un raccourcissement élastique de 6 mm et un écrasement du bois de 6 mm est obtenu pour une charge de quelques

tonnes (2 à 3 t). On conçoit donc aisément que les étaçons surmontés de bois ne portent d'abord presque rien. Mais à mesure que les étaçons chargés couissent, le toit s'affaisse et écrase les cales de bois. Les appuis centraux interviennent progressivement dans la prise des charges.

Nous avons pressenti l'influence des deux facteurs, cales de bois et faux-mur, sur le comportement différent des étaçons et nos hypothèses ont été confirmées dans les dernières allées (5^{me}, 6^{me} et 7^{me} allées). En effet, en éliminant ces deux facteurs, c'est-à-dire quand les étaçons sont posés

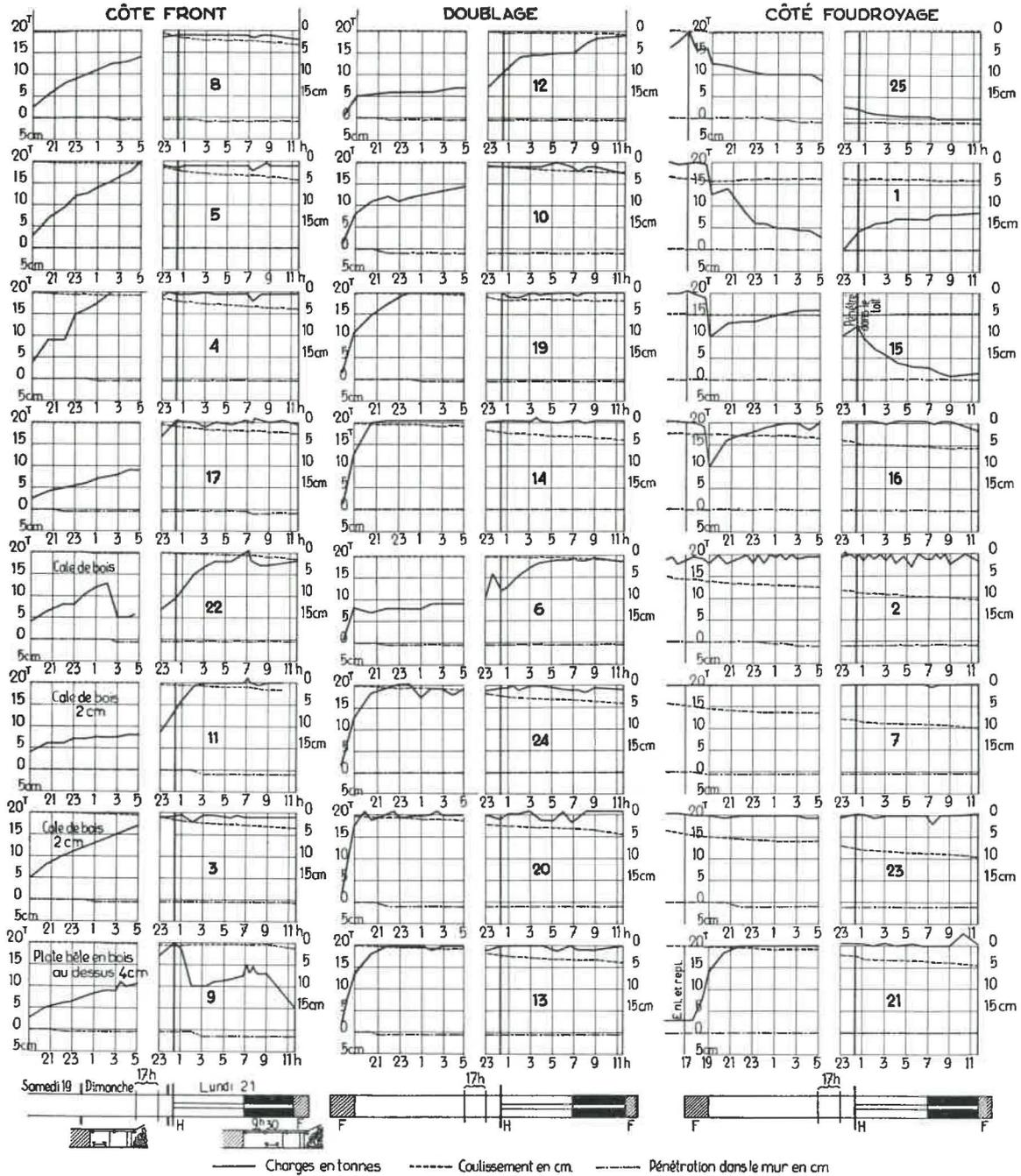


Fig. 20. — Evolution des charges, du couissement et de l'enfoncement dans le mur des 24 étaçons de mesure depuis le samedi 19 à 19 h jusqu'au lundi 21 à 11 h 30 (6^e et 7^e allées). (Pour la légende du cycle de travail, voir fig. 13).

sur un mur solide et que le toit est régulier, on observe une régularité de mise en charge des étançons et une beaucoup plus grande uniformité de portance.

Dans les dernières allées, comme le faux-mur n'avait plus que 20 centimètres d'épaisseur, il a été complètement enlevé à l'abattage et les étançons ont été directement posés sur le bon mur gréseux. Nous venons de voir à la figure 14 que la pénétration dans ce mur est nulle.

Le toit est aussi devenu beaucoup plus régulier (est-ce une conséquence du comportement meilleur des étançons ou un effet du hasard, il est difficile de le dire) toujours est-il que, dans les dernières allées, le toit ne présente presque plus de cassures ni d'inégalités. Les cales en bois utilisées pour assurer la stabilité du soutènement sont rares et peu épaisses (1 à 2 cm, exceptionnellement 4 cm).

La figure 20, montre l'évolution des charges sur les 24 étançons de mesure depuis samedi 19 à 19 h après le dernier foudroyage qui eut lieu à 18 h 30 jusqu'au lundi matin à 11 h 30. Les phases du travail au cours de cette période sont respectivement :

- une longue période inactive depuis samedi 18 h 30 jusqu'au lundi 0 h 30, soit pendant 30 h;
- le havage lundi à 0 h 30;
- le début de l'abattage lundi 7 h, soit 6 h 30 après le havage;
- le ripage et le foudroyage, lundi à 11 h 30 (soit 4 h 30 après le début de l'abattage).

On constate :

1) avant le foudroyage (samedi vers 18 h); les 7 étançons supérieurs (le 8^{me} ou étançon n° 21 ayant été déplacé pour le passage du cylindre pousseur) avaient coulissé en 24 h en moyenne de 40 mm avec un maximum de 60 mm. (Il s'agit de la rangée d'étançons qui occupe le côté foudroyage sur la figure 20).

2) Après le foudroyage entre 18 h 30 et 5 h du matin (dimanche).

a) les étançons de doublage se mettent rapidement en charge. Moins de deux heures après le foudroyage, 4 étançons de doublage ont atteint 20 t; à 22 h, la charge moyenne est de 15,5 et, à 5 h du matin, 16,3 t. Le coulissement moyen est de 5 mm, avec un maximum de 11 mm. Les étançons de doublage jouent réellement un rôle effectif, ce qui n'est pas le cas avec la plupart des étançons à frottement.

En observant la figure 20, on constate que moins d'une demi-heure après leur pose, 5 étançons de doublage sur 8 portent déjà plus de 10 t. Comme il suffit d'un affaissement de 6 mm pour faire monter la charge de 0 à 20 t sur un étançon hydraulique, les étançons de

doublage peuvent intervenir très rapidement et très efficacement dans la prise des charges;

b) les étançons côté front se mettent en charge lentement et régulièrement entre 19 h et 5 h du matin.

La charge moyenne de ces étançons, qui était de 3,5 t samedi à 19 h, est montée à 13 t dimanche à 5 h (affaissement moyen 3 mm).

c) les étançons côté foudroyage.

Les 2 étançons supérieurs continuent à se décharger et ces 2 étançons remontent en moyenne de 3 mm.

Les 6 étançons inférieurs coulissent en moyenne de 7 mm.

3) Au cours de la journée de repos, la taille semble complètement en équilibre.

La charge moyenne sur les étançons passe		
côté front	doublage	côté foudroyage
de 13 à 15,7	de 16,3 à 17	de 15,8 à 14,1

Le coulissement moyen total pendant les 18 h est de

4,5 mm	8 mm	8 mm
		(sans tenir compte des 2 étançons qui se déchargent)

4) Le havage a lieu lundi à 0 h 30 et, 1 h 30 après le havage, les charges sont respectivement montées

sur les étançons côté front à 18,5 t
sur les étançons côté doublage à 18,5 t
sur les étançons côté foudroyage, restent à 14 t.

Le coulissement moyen pendant l'heure de havage (1/2 h avant l'approche de la machine et 1/2 h après) est de 9 mm;

entre 1 h et 7 h du matin, il est de 8 mm;

on a donc un affaissement de 9 mm à l'heure pendant l'heure du passage de la haveuse et 1,3 mm à l'heure pendant les 6 heures séparant le havage du début de l'abattage.

5) A la fin de l'abattage, les charges sont montées en moyenne à 19 et 19,5 t sur les étançons côté front et doublage et descendues à 13,5 t sur les étançons côté foudroyage.

Le coulissement moyen pendant l'abattage est de 9 mm, soit 2 mm à l'heure.

6) En 72 h, le rapprochement des épontes au droit de la ligne d'étançons côté foudroyage fut de 110 mm, soit $110 : 72 = 1,55$ mm à l'heure en moyenne.

Le tableau I résume l'évolution des mises en charge et du coulissement des 24 étançons pendant cette période.

TABLEAU I.

		rangée côté front		rangée de doublage	rangée côté foudroyage	rapprochement des épontes	
		charge moy/en t par ét.		charge moy/en t par ét.	charge moy/en t	en mm	
samedi 19	19 h	3.5		11,25	14,5	60	} 3,5 mm/h
	22 h	7.7		15,5	16,3	69	
dimanche 20	5 h	13		16,3	15,8	76	} 0,5 mm/h
	23 h	15.7		17	14,1	84	
lundi 21	1 h	18		18	14,5	95	} 9 mm/h
	2 h	17,5	18,5	18,5	14	101	
	7 h	18,1	18,8	18,8	13,5		
	11 h 30	17.4	19	19.5	13,5	110	
en négligeant l'étauçon qui a été accroché par un gros bloc de charbon pendant le havage							
						Coulisement, enfoncement dans le mur, écrasement du bois, pénétration dans le toit.	

Charges en t/m².

Dans la section de mesures, la surface par allée est de 5,75 m² (soit 11,5 m² pour 2 allées et 17,25 m² pour 3 allées).

La densité de soutènement est respectivement :

- a) pendant la période de repos jusqu'avant l'abatage : 0,5 m² par étauçon;
- b) à la fin du poste d'abatage : 0,71 m² par étauçon.

Les charges en tonnes par m² ont été très modérées (voir fig. 21 et tabl. II). On constate qu'elles sont toujours maxima à la fin du poste d'abatage. Elles sont toujours plus élevées sur l'allée côté foudroyage que sur l'allée côté front. Une longue période inactive donne lieu à une augmentation de la charge et, grâce à l'uniformité de portance de tous les étauçons, on obtient une répartition égale des charges entre tous les appuis.

La charge maximum par m² fut de 46,6 t dans

l'allée côté foudroyage et 24 t dans l'allée côté front.

Conclusions.

Les observations ci-dessus montrent que les étauçons hydrauliques de 20 t et l'architecture de soutènement adoptés sont parfaitement susceptibles d'assurer un bon contrôle du toit, surtout après enlèvement du faux-mur. Des étauçons d'une portance supérieure à 20 tonnes n'auraient pas donné un meilleur contrôle du toit. On remarque en effet, quand le mur est bon, que le toit se laisse poinçonner par les bèles pour une charge de 20 tonnes.

En terminant cet exposé, il nous est particulièrement agréable de remercier la Direction des Charbonnages de Houthalen, qui nous a autorisés à travailler dans ses chantiers, ainsi que les ingénieurs et le personnel du siège qui nous ont aidés dans les mesures.

IV. — CONCLUSIONS

- 1) *Le soutènement d'une taille doit être adapté à la qualité des épontes.*

Le soutènement d'une taille ne peut s'opposer au mouvement général des terrains. Un soutènement totalement rigide casse les épontes quand elles sont tendres et est détruit par elles quand elles sont bonnes.

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 fac-

teurs naturels et de facteurs d'exploitation. Le soutènement temporaire de la taille 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 Hδ.

Mais la qualité des épontes joue un rôle capital et varie dans de très larges limites. Dans chaque cas particulier, il est absolument indispensable de pouvoir chiffrer l'aptitude du toit et du mur à supporter les charges et, en conséquence, à choisir le type et l'architecture de soutènement qui leur

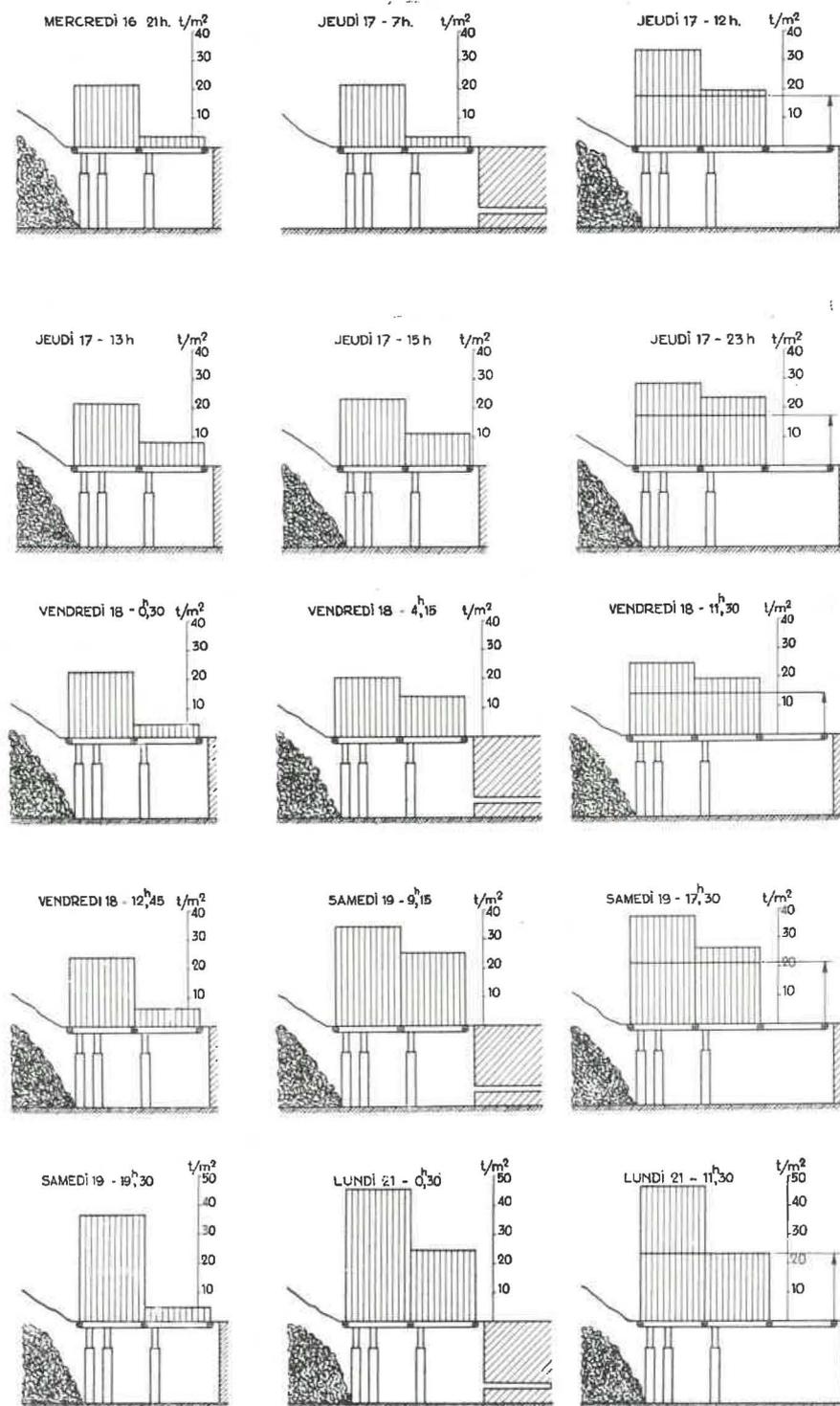


Fig. 21. — Charges en t/m^2 sur les différentes allées après les opérations qui amènent des modifications importantes dans la répartition des charges.

conviennent. En cas de roches tendres, les éléments de soutènement doivent être pourvus 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 dont la cohésion et le comportement peuvent être profondément altérés. L'emploi de piles à larges bases peut être d'un grand secours dans ce cas.

2) *L'uniformité et la constance de la portance des étaçons sont les qualités primordiales qui passent bien avant la grandeur de la portance.*

Il semble que la portance de 40 tonnes, qui paraissait découler des travaux de la Conférence Internationale de Liège en 1951, soit nettement exagérée.

TABLEAU II.

	1 ^e lecture après le foudroyage et la pose du soutènement				1 ^e lecture après havage				Fin de l'abattage immédiatement avant foudroyage				
	charge moyenne	charge totale	t/m ² par allée	t/m ² de toit soutenu	charge moyenne	charge totale	t/m ² par allée	t/m ² de toit soutenu	charge moyenne	charge totale	t/m ² par allée	t/m ² de toit soutenu	t/m ² de toit découvert
2 ^e et 3 ^e allées Côté front	2,5 t	20 t	3,6 t		6,5 t	52 t	9,2 t		14 t	112 t	19,6 t		
Doublage	6 t	48 t		12,6 t	12 t	96 t		21,4 t	12 t	96 t		26,6 t	17,7 t
Côté foudroyage	9,5 t	76 t	21,6 t		12 t	96 t	33,6 t		12 t	96 t	33,6 t		
3 ^e et 4 ^e allées Côté front	6 t	48 t	8,4 t		8 t	64 t	11,2 t		17 t	136 t	23,8 t		
Doublage	4,5 t	36 t		15 t	5,5 t	44 t		17,2 t	9 t	72 t		26,2 t	17,4 t
Côté foudroyage	11 t	88 t	21,6 t		11 t	88 t	23,2 t		11,5 t	92 t	28,6 t		
4 ^e et 5 ^e allées Côté front	3 t	24 t	4,2 t		10 t	80 t	14 t		14 t	112 t	19,6 t		
Doublage	3,5 t	28 t		13,4 t	4,5 t	36 t		17,4 t	9,5 t	76 t		22,3 t	14,8 t
Côté foudroyage	12,5 t	100 t	22,6 t		10,5 t	84 t	20,8 t		8,5 t	68 t	25 t		
5 ^e et 6 ^e allées Côté front	4,5 t	36 t	6,2 t		18 t	144 t	25,2 t		19 t	152 t	26,6 t		
Doublage	5 t	40 t		15 t	13,5 t	108 t		20,8 t	18 t	144 t		32,2 t	21,4 t
Côté foudroyage	12 t	96 t	23,8 t		11 t	88 t	34,4 t		9 t	72 t	37,8 t		
6 ^e et 7 ^e allées Côté front	3,5 t	28 t	5 t		17,5 t	140 t	24,6 t		17 t	156 t	23,8 t		
Doublage	11 t	88 t		20,7 t	17,5 t	140 t		35,1 t	19,5 t	156 t		35,2 t	23,3 t
Côté foudroyage	15 t	120 t	36,4 t		15 t	120 t	45,6 t		13,5 t	108 t	46,6 t		

Un soutènement d'égalé portance de 20 tonnes, fidèle et contrôlable assure un aussi bon contrôle du toit que les étançons de 40 tonnes tout au moins dans 75 % des cas, là où une des épontes est poinçonnée avant 20 t par les étançons habituellement utilisés.

3) Il est possible d'adapter dans une certaine mesure un même soutènement à différentes natures d'épontes.

a) en cas de mauvais mur, on peut :

- 1) augmenter la densité du soutènement, les charges seront ainsi réparties sur une plus grande surface d'appui. Il y a cependant une limite et ce n'est pas toujours la solution la plus économique.
- 2) placer des semelles amovibles sous les pieds des étançons
soit des planchettes carrées de $20 \times 20 \times 4$,
soit des bois équarris,
soit des plateaux en acier coulé.
Les plates-bêles en bois ne semblent pas intéressantes.
- 3) décharger partiellement les étançons en employant des piles à large base.

En cas de mauvais toit, il faut éviter la fracturation de la roche du toit.

On peut :

- 1) soit interposer des plates-bêles en bois entre le toit et les éléments métalliques pour augmenter la surface de contact et mieux répartir les charges.
 - 2) soit remplacer les bêles métalliques par des bêles en bois,
 - 3) soit décharger partiellement les étançons en employant des piles à large base.
- c) dans le cas de très bonnes épontes, il faut alors protéger le soutènement. On le protège en diminuant sa rigidité, donc en augmentant son élasticité.
- On peut :
- 1) soit interposer des cales ou des semelles en bois au toit et au mur. On donne ainsi une certaine élasticité au soutènement et on facilite le centrage des charges,
 - 2) soit placer des pointes en acier sous les pieds des étançons pour faciliter la pénétration dans le mur et le centrage des charges,
 - 3) soit adopter des étançons dont le pied et la tête sont spécialement conçus pour faciliter le centrage des charges.

TROISIEME PARTIE

LE SOUTENEMENT EN GALERIES

La troisième partie comprend deux chapitres :

I. — Qualité et choix d'un soutènement en voie de chantier

A. — Qualités auxquelles doit répondre un soutènement de voie de chantier

- 1) La surface d'appui du soutènement doit être adaptée à la qualité de la roche de fondation
- 2) Le soutènement doit céder et pouvoir s'affaisser sans se déformer
- 3) Les dispositifs coulissants doivent être orientés suivant la direction des poussées principales.

B. — Choix d'un soutènement

- En plateure
- En dressant
- En semi-dressant

C. — Découpe du gisement et planning judicieux d'exploitation pour éviter les détériorations du soutènement

- 1) Éviter les stots de protection
- 2) Proscrire le chantier à tailles multiples en décrochement
- 3) Proscrire l'exploitation simultanée de couches superposées

II. — Commentaires des essais de cadres articulés sur piles de bois dans des voies très difficiles aux charbonnages de Monceau-Fontaine

- A. — Situation du chantier et voie d'accès
- B. — Creusement de la voie de base
- C. — Tenue de la voie et déformations des cadres
- D. — Creusement et soutènement de la voie de tête
- E. — Causes des déformations observées dans la voie de tête
- F. — Conclusions.

I. — QUALITES ET CHOIX D'UN SOUTÈNEMENT EN VOIE DE CHANTIER

La Journée du soutènement en galeries, organisée par Inichar en janvier 1954, débutait par ces phrases :

« La bonne marche d'un chantier est en grande » partie conditionnée par l'état de ses voies d'accès. La desserte des longues tailles mécanisées et » l'approfondissement des exploitations ont nécessité, tant pour le transport des produits que pour » la ventilation, le creusement de voies de grande » section. »

« Mais il ne suffit pas de creuser, il faut encore » maintenir une section convenable pendant toute » la vie du chantier. Il faut donc équiper les voies » d'exploitation d'un revêtement adapté aux sollicitations et qui évitera des travaux d'entretien » onéreux. »

A) Qualités auxquelles un soutènement de voie de chantier doit répondre.

1) La surface d'appui du soutènement doit être adaptée à la qualité de la roche de fondation.

Cette qualité, plus encore que dans la taille, doit jouer un rôle primordial dans le choix du soutènement des voies. Celui-ci doit transmettre la charge au mur par des appuis dont la section est fonction de la résistance de la roche du mur. Seuls, des soutènements à très large base peuvent donner satisfaction dans les cas difficiles des roches tendres et molles. Plus encore qu'en taille, il est indispensable d'être renseigné sur l'altération que la roche peut subir au contact de l'eau et de l'air chaud et humide, car le soutènement des voies a un caractère de semi-permanence qui n'existe pas en taille.

2) Le soutènement doit céder et pouvoir s'affaisser sans se déformer.

Les voies de chantier participent au régime des mouvements et pressions des épontes de la taille. Tout comme en taille, il est vain de s'opposer à ces mouvements et notamment à la descente du toit.

Le soutènement des voies de chantier *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. Les murs de remblai latéraux de 4 à 5 mètres de largeur doivent fournir des appuis *solides* à une voûte de décharge transversale. Ils doivent donc être édifiés avec le plus grand soin. Le soutènement ne doit plus jouer qu'un rôle de garnissage.

Le soutènement rigide est inapplicable; un rapprochement des épontes d'au moins 40 à 50 % de l'épaisseur de la couche est inéluctable. Il faut adopter un soutènement cédant, qui offre au toit un appui suffisant pour empêcher le décollement des bancs; il permet son affaissement en bloc, en même temps que celui des terrains adjacents, en maintenant la compacité originelle de la roche qui participe ainsi au soutènement.

3) Les dispositifs coulissants doivent être orientés suivant la direction des poussées principales.

Il est illogique d'adopter un type de cadre unique, quelle que soit la pente de la couche exploitée. Pour être efficaces et travailler correctement, les dispositifs de cédage doivent être orientés suivant la direction principale des pressions et des mouvements, qui peut varier de la verticale à l'horizontale. Le *pendage* est un *facteur important dans le choix d'un cadre*.

Pour remédier dans une certaine mesure aux défauts habituels de la plupart des cadres de voies, on observait, à l'exposition d'Essen de 1954, quatre tendances nouvelles dans la conception de ces cadres.

Les constructeurs visent :

- a) à supprimer l'assemblage des éléments du cadre par carcans, qui présente de graves défauts;
- b) à orienter les dispositifs de cédage suivant le sens des poussées principales;
- c) à éviter la pénétration des profilés dans le mur. Les montants des cadres s'enfoncent dans des caissons à large base formant gaine et dispositifs coulissants. Les mêmes caissons à large base augmentent la surface d'appui. Dans un même ordre d'idées, la firme T.H. vient d'entreprendre des essais avec cadres dont les montants sont équipés de plaquettes soudées à l'intérieur du profil. Des plaquettes de ce genre ont déjà été essayées avec succès en Sarre;
- d) à rendre la force portante du cadre indépendante du soin apporté par l'ouvrier à la pose. On vise à réaliser le coulissement sous une charge bien déterminée, constante ou légèrement croissante.

Tous les dispositifs imaginés et présentés à la Foire d'Essen ont fait l'objet d'une note publiée par Inichar dans les « Annales des Mines » de mars 1955 et dans le Bultec « Mines » n° 43.

B. — Le choix d'un soutènement.

En plateures.

On peut diviser les soutènements pour voies de chantier en plateures en deux grandes classes :

- a) ceux qui s'appuient sur le mur de la galerie :
 - les cadres trapézoïdaux coulissants
 - les cintres coulissants;
- b) ceux qui sont posés sur de larges piles de bois bourrées de pierres :
 - les simples bèles ou rails
 - les cadres trapézoïdaux articulés
 - les cadres articulés en forme d'ogive.

Pour déterminer la forme de soutènement la plus adéquate à adopter, nous allons essayer d'analyser les conditions d'applicabilité :

- a) on ne veut pas bosseier dans le toit; on désire maintenir le toit de la couche intact.

Quand le toit de la couche est bon ou que, pour des raisons de ventilation, on ne désire pas prendre de bosseier dans le toit, il est préférable de ne pas employer un soutènement cintré. Quand la

couronne d'un cadre cintré n'est en contact avec le toit que par un point, le cadre s'écrase et se déforme facilement.

α) Si la roche du mur est bonne, on peut adopter un cadre trapézoïdal dont les montants sont coulissants :

- 1) soit des étançons coulissants pour galeries du type Eisenwerk Wanheim (fig. 1). A 40 ou 50 mètres en arrière du front, après affaïssement du massif, les étançons coulissants peuvent être remplacés par des montants rigides;



Fig. 1. — Etançon coulissant pour galeries, type Eisenwerk Wanheim.

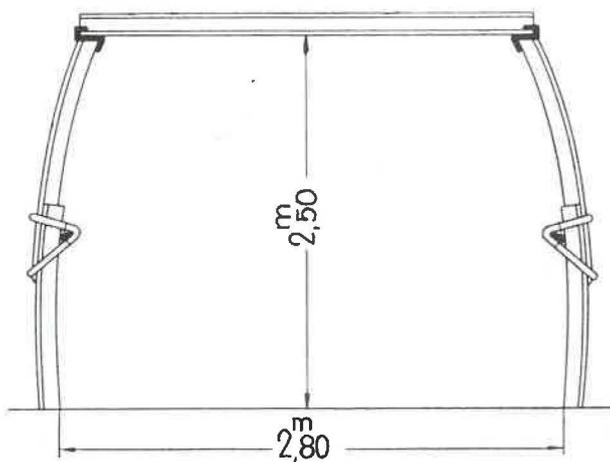


Fig. 2. — Cadres trapézoïdaux Toussaint-Heintzmann avec le nouveau dispositif d'assemblage en épingle.

- 2) soit des montants rectilignes genre T.H. en deux pièces (fig. 2);
- 3) soit des montants posés dans des caissons coulissants dont il vient d'être question ci-dessus (fig. 3).



Fig. 3. — Exemple de cadre trapézoïdal avec caissons coulissants (caisson Cerlach).

- β) Si la roche du mur est trop tendre, on peut poser des piles de bois bourrées de pierres dans toute l'ouverture de la couche et appuyer dessus des rails ou des bèles ondulées genre Ougrée (fig. 4). Quand on emploie de gros rails, la reprise est difficile lors de l'abandon du chan-



Fig. 4. — Rails posés sur piles de bois placées dans l'ouverture de la couche. Le toit est resté intact et le bosseyement a été pris entièrement dans le mur.

tier; les bèles Ougrée se reprennent facilement.

Si les bancs de roche ne sont pas suffisamment résistants pour se supporter eux-mêmes sur la portée du vide de la galerie, ils ont tendance à fléchir et à déformer la bèle du toit. Il suffit, pour éviter cette déformation, de boulonner le toit entre les cadres ou de boulonner les fers plats ou les fers U contre le toit (fig. 5 et 6).

- b) on peut bosseier dans le toit

α) au-dessus du bas-toit, on dispose d'un banc de roche solide qu'on désire ne pas entailler. On



Fig. 5. — Bèles Ougrée posées sur piles de bois édifées dans l'ouverture de la couche. Pour renforcer la roche, on a boulonné le toit.



Fig. 6. — Fers U posés sur piles de bois; la roche est renforcée par des boulons qui traversent les fers U.

garde encore une surface plane au faite de la voie. Il est encore préférable d'adopter un soutènement trapézoïdal :

- 1) si le mur est bon, on peut appuyer les montants coulissants sur le mur (tous les soutènements en portiques dont il vient d'être question sont bons);
- 2) si le mur est mauvais, on emploie de courts montants en bois ou métalliques posés sur piles de bois. L'assemblage de la bèle et des montants est réalisé par des dispositifs articulés et l'élasticité est assurée par la compressibilité de la pile de bois.

Si les bancs du toit ont tendance à fléchir, il suffit de renforcer la roche par quelques boulons (3 ou 4 boulons par mètre de galerie suffiront) (fig. 7).

- β) Le toit est constitué d'un empilage de bancs minces feuilletés, qui n'ont aucune résistance à la flexion, ou bien la roche du toit est fortement fracturée.

Dans ce cas, on abat la portion de toit qui tend naturellement à s'ébouler et on place une couronne, ou mieux, deux arcs en forme d'ogive qui s'arcboutent en couronne.

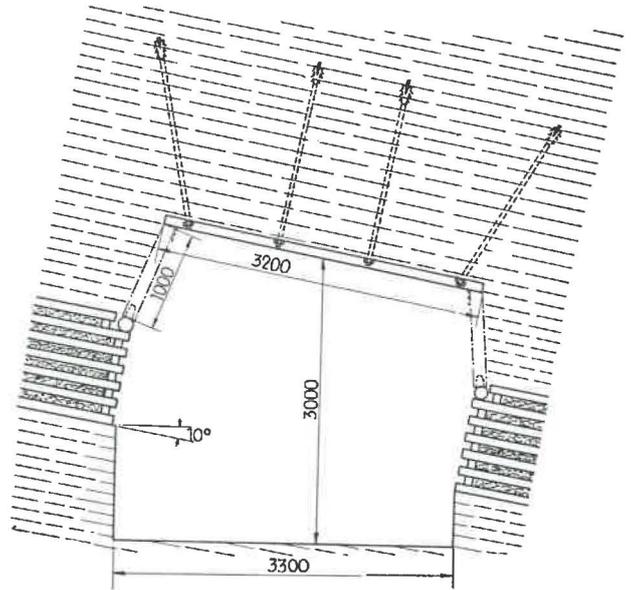


Fig. 7. — Cadre trapézoïdal posé sur piles de bois édifées dans toute l'ouverture de la couche avec renforcement de la roche par boulons.

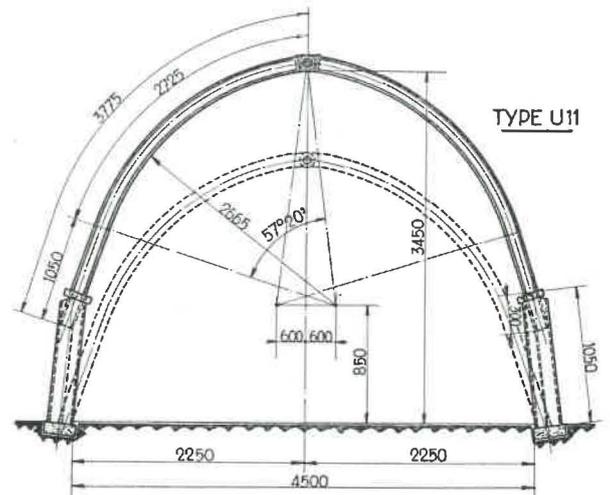


Fig. 8. — Cadre à deux éléments cintrés avec articulation en couronne et posant dans des caissons coulissants (cadres cintrés Usspurwies).



Fig. 9. — Cadres Toussaint-Heintzmann en 5 éléments; Vue prise après le passage de l'exploitation des 2 côtés de la voie, profil de 29 kg/m.

Si le mur est bon, on peut laisser poser les arcs dans des caissons coulissants qui s'appuient sur le mur (fig. 8) ou employer le cadre T.H. (fig. 9). Dans ce cas, même si le mur paraît bon, il est préférable de poser les montants des cadres sur des semelles (bouts de rail, fers U, claveaux de béton) pour éviter le poinçonnage de la roche.

Pour disposer d'une section plus large, on peut par exemple adopter un cadre à trois éléments éclissés en tête et dont les montants reposent dans des caissons coulissants (fig. 10).

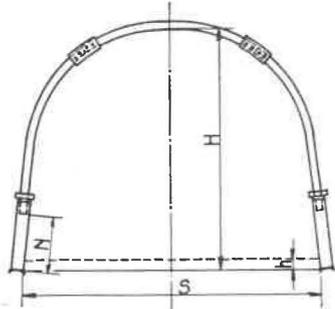


Fig. 10. — Cadre à trois éléments cintrés avec assemblages éclissés en couronne et montants reposant dans des caissons coulissants.

Si le mur est mauvais, il faut alors adopter sans hésiter le cadre articulé sur piles de bois compressibles bourrées de pierres. Ce dernier type de cadre est toujours à recommander dans les conditions les plus difficiles (fig. 11).



Fig. 11. — Cadres articulés posés sur piles de bois compressibles édifiées dans toute l'ouverture de la couche.

Dans les cas où l'on bosseye dans le toit et où l'on emploie un soutènement posé sur piles de bois bourrées de pierres, celui-ci est en général placé en arrière des fronts pour éviter qu'il ne subisse des déformations en avant et au passage de la taille.

Les charbonnages qui exploitent la partie occidentale du gisement de Campine, et dont les épontes sont constituées de roches très tendres, ont adopté dans toutes les voies de chantier le soutènement par cadres articulés posés sur larges piles de bois bourrées de pierres et édifiées dans toute l'ouverture de la couche. Dans l'un d'eux où la technique est parfaitement au point depuis de nom-

breuses années, l'énorme réseau de voies d'exploitation nécessaire pour une production journalière de plus de 6.000 tonnes, ne donne lieu à entretien que dans des circonstances exceptionnelles. Dans toutes les galeries, la hauteur est toujours supérieure à 3 mètres.

En dressant.

Dans les gisements en dressant, la direction des poussées principales n'est plus verticale. Il faut adopter des types de soutènement dont les dispositifs coulissants sont adaptés pour résister aux poussées prédominantes.

La firme Lorenz, par exemple, construit un cadre articulé et coulissant constitué de deux montants légèrement cintrés appliqués contre le toit et le mur de la couche avec en couronne deux éléments T.H. légèrement arqués, assemblés par carcans et disposés perpendiculairement aux épontes (fig. 12).

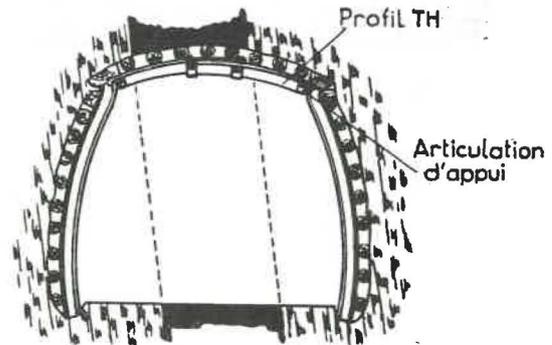


Fig. 12. — Cadre Lorenz avec dispositif coulissant en couronne pour gisement en dressant.

La firme Usspurwies présente aussi un cadre articulé et coulissant. Les dispositifs coulissants sont disposés, l'un au toit pour absorber les poussées latérales dues au rapprochement des épontes, l'autre est placé sur la sole de la voie pour absorber les charges verticales dues au poids des bancs. La paroi verticale est soutenue par un montant droit ou légèrement arqué et peut être renforcée, si c'est nécessaire, par quelques boulons disposés perpendiculairement à la stratification (fig. 13 et 14).

Dans une couche à 65°, la firme Lorenz préconise un soutènement constitué d'un fer U boulonné

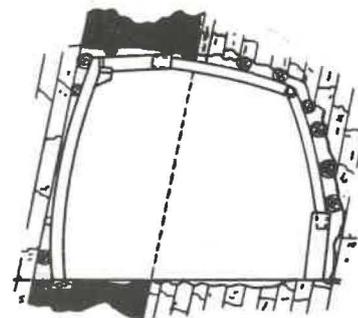


Fig. 15. — Cadre Usspurwies pour voie d'exploitation en dressant.

Il faut toutefois qu'une condition soit satisfaite. Il faut éviter de faire subir au soutènement des sollicitations autres que celles de l'exploitation en cause. C'est ainsi qu'un soutènement bien adapté et qui donne satisfaction peut être complètement détruit par des travaux d'exploitation voisins.

Il faut établir un programme d'exploitation en vue d'éviter l'action nuisible de travaux d'exploitation voisins dans la même couche ou dans des couches sus- et sous-jacentes. Ces travaux créent des surcharges telles que ni la roche ni le soutènement ne résistent. Le soutènement de tronçons de galerie situés dans des stots de charbon abandonnés peut aussi être soumis à de très fortes surcharges. Ces stots sont toujours à éviter.

A grande profondeur, la découpe du gisement est conditionnée par la tenue du réseau de galeries, elle-même fonction de la qualité des roches.

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 sud de la Belgique étaient inapplicables en Campine et l'on douta même de la possibilité d'exploiter ce beau gisement.

Ce n'est guère qu'après 1930 et pendant les 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 plateaux et même pour des exploitations moins profondes qui se développent dans des couches encadrées de stampes molles.

Les phénomènes de pressions de terrains observés à grande profondeur peuvent se produire dans certains gisements à partir de 500 et 600 mètres, tandis que pour d'autres ils commencent à 1.000 et 1.100 mètres et parfois plus encore. 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, et comme dit ci-dessus, la nature pétrologique des roches joue le rôle principal.

Dans le planning d'exploitation, il faut :

1) *Eviter les stots de protection.*

Les galeries permanentes sont à creuser 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 provoquera la détente désirée.

Ce planning d'exploitation est maintenant régulièrement adopté dans plusieurs charbonnages de Campine et a permis de réduire considérablement le personnel occupé à l'entretien des voies.

Un stot de charbon peut devenir le siège de surcharges importantes. Le charbon et les schistes s'écrasent, fluent vers les vides. Ces matières se

comportent presque comme des liquides qui transmettent la pression dans tous les sens. La charge verticale fait fluer la matière latéralement ou de bas en haut et donne lieu à des poussées importantes sur le soutènement.

Le cas d'application traité dans l'exposé suivant fait bien ressortir les difficultés de tenir ouvertes des voies d'accès à l'aplomb et dans un stot de charbon abandonné.

2) *Proscrire, dans une même couche, le chantier à tailles multiples décalées l'une par rapport à l'autre.*

L'onde de pression en avant d'une taille détruit le tronçon de voie qui donne accès à la taille précédente.

Ces exploitations en décrochement donnent lieu à des complications invraisemblables dans la ventilation et le transport du matériel.

3) *Proscrire l'exploitation simultanée de couches superposées.*

Dans un faisceau de couches relativement rapprochées, par exemple, on évitera de prendre en même temps deux exploitations superposées. C'est une condition sine qua non de la bonne tenue des voies, elle-même indispensable à une exploitation à grosse production. Ce genre d'exploitation cause des dégâts miniers importants dans le réseau de galeries sus-jacent.

En conclusion.

Le chantier idéal est un rectangle constitué par une taille unique rectiligne à deux voies d'accès, à progression rapide.

La *concentration* ne consiste donc pas à activer simultanément des chantiers voisins dans l'espace, avec l'objectif généralement visé de concentrer le transport sur un même parcours; elle *consiste*, au contraire, à *espacer les chantiers* que l'on prend en même temps de façon à les mettre chacun dans les meilleures conditions d'*attelage intensive* et d'*avance-ment rapide*.

Pour conduire une voie de chantier sans recarrage dans des couches encadrées de stampes molles, il faut donc établir un planning d'exploitation qui réduise au minimum les dégâts miniers causés par les travaux d'exploitation au réseau de galeries de la mine elle-même.

Il faut aussi choisir judicieusement le soutènement de la voie de chantier en fonction des facteurs qui ont été énoncés au début de cet exposé.

En suivant ces règles et ces conseils et en soignant le détail (le remblai en bordure des voies tout spécialement), on peut conduire des voies d'exploitation sur 500 à 1.000 mètres de longueur sans aucun recarrage, même dans les terrains les plus difficiles.

II. — COMMENTAIRES DES ESSAIS DE CADRES ARTICULES SUR PILES DE BOIS AU SIEGE N° 19 DU CHARBONNAGE DE MONCEAU-FONTAINE

A. — Situation du chantier et voies d'accès.

Les essais ont lieu dans la couche 10 Paumes, dans un panneau situé au nord du siège. Ce panneau se présente en plateaux assez régulière, avec pied sud. La pente moyenne est de 7 à 8°. Le gisement est affecté d'un grand fond de bassin d'axe E.W. à sa recoupe par le travers-bancs nord de l'étage de 1260 m (fig. 17).

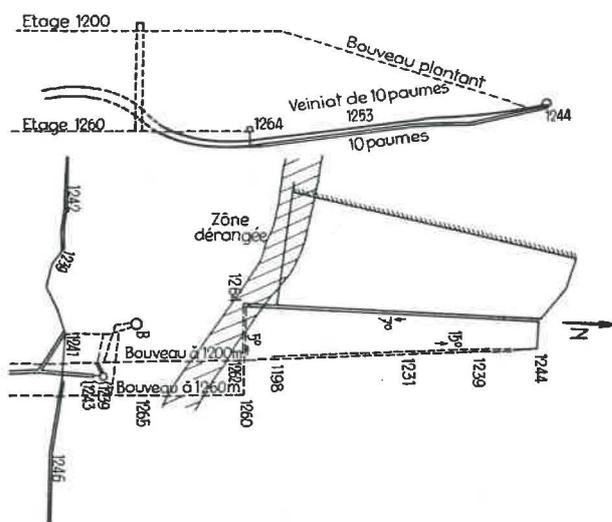


Fig. 17. — Coupe à travers le gisement entre les étages 1200 et 1260 et vue en plan du chantier exploité dans la couche 10 Paumes.

Craignant des difficultés d'exploitation dans la partie en S de la couche, il fut décidé d'exploiter une tranche régulière entre les niveaux 1264 et 1244.

L'étage de retour d'air est à la profondeur de 1200 m.

La communication de retour d'air fut créée en prolongeant le travers-bancs de 1200 par un bouveau plantant recoupant 10 Paumes au niveau 1244 m. Un bouveau plantant perpendiculaire au travers-bancs de 1260 recoupe 10 Paumes au niveau 1264.

Le montage initial fut creusé à l'ouest du bouveau plantant de l'étage de 1200. Au pied, il est situé à 40 m et arrive en tête, à 20 m seulement.

La couche d'une ouverture de 1,50 m environ est surmontée d'une autre couche, dénommée Veiniat de 10 Paumes, de 1,20 m à 1,40 m d'ouverture, très rapprochée de la première. La stampe entre les deux couches est variable. Elle est de 2 m à 2,50 m à la voie de tête et s'épaissit vers le sud. Les bosseyements des voies de base et d'aérage ne recoupent pas le Veiniat.

Le mur de la couche est très mauvais. Il est poinçonné à moins de 500 kg par un pied de cadre T.H. type 21 kg. Il s'altère fortement à l'eau. Le toit est fracturé et se délite facilement. La présence de la couche Veiniat, non exploitée et située au-dessus, influence probablement la tenue du toit.

Le creusement du montage fut difficile. Soutenu en cadres T.H. type A, le soufflage fut tel que, malgré les nombreux ravalements de mur entrepris, il s'est complètement refermé quelques jours après le percement. Un second montage recommencé tangentielllement au premier, et soutenu cette fois par un soutènement en bois, permit avec beaucoup de difficultés de démarrer la taille.

Au pied du montage, on avait recoupé une zone dérangée présentant une contre-pente et plusieurs renflements de charbon dont l'un de 4 à 5 m d'ouverture. Espérant se débarrasser de cette zone dérangée, il fut décidé de raccourcir la taille et de reporter la voie de base 25 m plus haut. La longueur de la taille était ainsi ramenée à 180 m.

Dès avant l'exploitation de la taille, il fut extrêmement difficile de maintenir une section de passage convenable dans les voies d'accès. A l'étage de 1260 m, la partie du bouveau creusée au-dessus des couches 10 Paumes et Veiniat, revêtue de cadres T.H., fut complètement recarrée en claveaux circulaires de béton. Le bouveau plantant d'accès avait déjà été recarré deux fois avant le démarrage de la taille. On y plaça quelques cadres T.H. circulaires à titre d'essai.

Au retour d'air : la partie inférieure du bouveau plantant et le chassage en veine s'étaient tellement rétrécis que ces deux travaux avaient aussi dû être recarrés avant le démarrage de la taille.

Depuis lors, toutes ces voies sont en continuel mouvement. A l'entrée d'air : le bouveau plantant d'accès et la cheminée en veine ont été entièrement recarrés deux fois depuis le mois de décembre. Le bouveau en claveaux s'est écrasé. Les claveaux du radier sont complètement soulevés. On vient d'entamer une brèche de recarrage en claveaux; des cadres T.H. ont été placés à l'intérieur de la section pour la renforcer momentanément.

Le tronçon de la voie de tête revêtu de cadres T.H. a aussi été recarré deux fois depuis le mois de décembre. Il y a en permanence 4 et 5 équipes de recarreurs et le passage est tenu péniblement ouvert.

Comme avant le démarrage de la taille, on éprouvait déjà de telles difficultés à maintenir un passage convenable dans les voies d'accès avec les revêtements existants, il fut décidé d'adopter un soutènement articulé à large base pour les voies de tête et de pied.

Pour éviter d'influencer le soutènement définitif au passage de la taille, on décida de bosseier dans le toit en arrière des fronts et de mettre le revêtement définitif à 5 ou 10 mètres en arrière de la taille dans la voie de base et tangentielllement à l'allée à remblayer dans la voie de tête.

B. — Principe du creusement de la voie de base.

La voie de base est creusée en deux phases (fig. 18) :

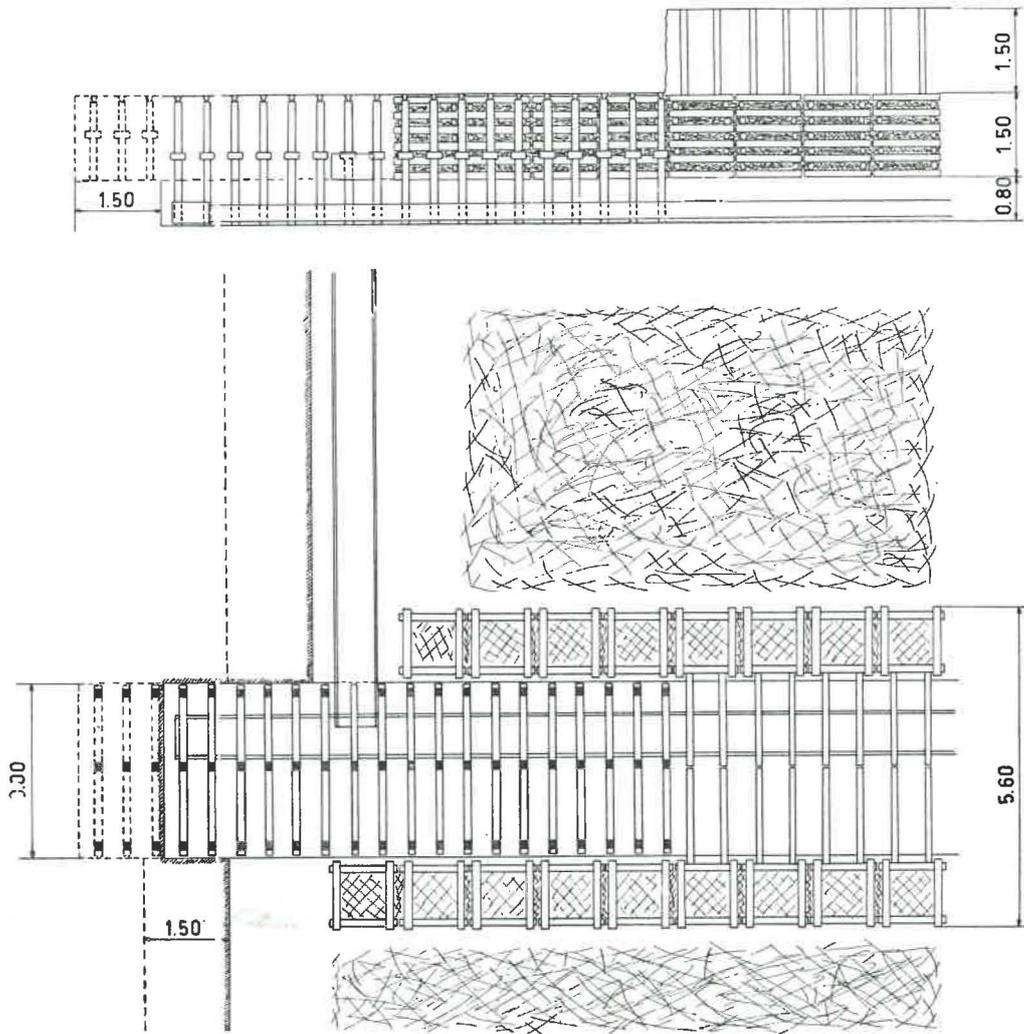


Fig. 18. — Vue en plan et coupe en long de la voie de base.

1) à front de la voie (situé à 3 ou 4 m en avant de la taille), on enlève le charbon et un bossement de mur de 80 cm environ. On pose un soutènement provisoire constitué de bèles T.H. de 21 kg/m redressées, avec un plat soudé sur l'ouverture du profil, pour former caisson.

Ces bèles ont 3 m de longueur et sont supportées par trois étançons. La brèche de mur a 80 cm d'épaisseur et 3 m de largeur. On prend une basse-taille de 3 à 4 m de profondeur et on pose des piles de bois remplies de pierres, édifiées dans toute l'ouverture de la couche après le passage de la taille de part et d'autre de la voie.

2) Le bossement dans le toit suit 7 à 8 m en arrière de la taille et on place à ce moment le cadre articulé. Celui-ci s'appuie sur une semelle constituée actuellement d'un rail de 50 kg/m et de 1 m de longueur, posé sur le sommet des piles de bois. Le toit est entaillé en forme d'ogive sur 1,60 m de hauteur. La hauteur totale de la voie au creusement est de 3,50 m à 3,60 m.

Après avoir chassé 20 à 25 m, la zone dérangée de la cheminée, laissée intentionnellement en dehors de la taille, a gagné la voie de base et la

traverse très lentement. La galerie a maintenant plus de 100 m de longueur. La lèvre amont du dérangement est actuellement à une vingtaine de mètres en taille et monte lentement dans la taille. La lèvre aval est toujours au sud de la voie, si bien que la galerie est creusée depuis plus de 75 m dans des renflements de charbon broyé et ébouleux qui ont localement plus de 4 à 5 m d'épaisseur.

Des écoulements de charbon ont lieu très fréquemment à front du creusement de la voie en avant de la taille et en bordure de la voie côté taille, au moment de l'enlèvement du charbon.

Le vide occasionne des éboulements et le bossement de toit en arrière est à peu près entièrement creusé dans une zone éboulée.

Le charbon broyé à l'aval de la voie a rendu impossible la prise de la basse-taille prévue. On doit se contenter de n'enlever que 1,20 m de charbon pour y placer la pile aval.

Le remblai côté amont n'a pas toujours été soigné comme il convenait. L'ouverture au pied de taille dépassant parfois 2 m, il était difficile de trouver des pierres en quantité suffisante pour effectuer un bon remblai.

Cette voie est donc creusée dans des conditions tout à fait spéciales et très difficiles.

C. — Tenue de la voie et déformations des cadres.

Il y a actuellement 150 cadres placés à 0,60 m d'intervalle. Les premiers cadres ont été placés au début du mois de décembre 1954, il y a donc 6 mois. La voie se déforme inégalement à mesure de l'avancement du front.

La principale cause de déformation est la poussée latérale, elle-même due à l'absence de basse-taille. L'onde de pression latérale en bordure de la voie agit directement sur le massif de charbon au contact de la pile aval. Ce charbon peu résistant, déjà broyé, pousse la pile et, avec elle, le pied du cadre vers l'intérieur de la voie.

Ce rétrécissement est d'autant plus accentué qu'il y a plus de vides dus à des éboulements au-dessus des cadres. La portion de voie comprise entre les cadres 33 à 50 a été soumise très tôt à une forte poussée de la paroi aval. La voie a traversé à cet endroit un très gros éboulement. Il y a du vide au-dessus des cadres et ceux-ci peuvent ainsi pénétrer assez facilement dans le toit. Les largeurs entre piles et les hauteurs des cadres au-dessus des piles, mesurées dans cette section à différents moments, donnent les chiffres repris au tableau I :

TABLEAU I.

N ^o du cadre	Distance du front	Largeur entre piles (3 m à la pose)	Hauteur au-dessus des piles (1,50 m à la pose)
59	30 m	2,10 m	1,73 m
	50 m	1,80 m	1,90 m
	70 m	1,60 m	1,92 m
43	30 m	1,90 m	1,75 m
	50 m	1,45 m	1,87 m
	70 m	1,40 m	1,90 m

Ces chiffres montrent une diminution de largeur correspondant à une augmentation de hauteur. Ces valeurs ne sont pas toujours proportionnelles parce que l'enfoncement des pieds de cadres dans les piles de bois varie d'un cadre à l'autre.

Ce tronçon, quoique fortement rétréci, ne présente aucun danger d'éboulement et offre encore une section de passage convenable.

Les cadres 55 à 66 avaient été placés moins en ogive que les précédents et les terrains qui les recouvraient étaient plus fermés. Ces cadres n'ont pu pénétrer dans le toit comme dans le tronçon précédent, mais sous l'action de la poussée aval latérale, les branches des cadres se sont arc-boutées l'une contre l'autre et ont fini par flamber. Le rétrécissement de la section est moindre que dans le tronçon précédent, mais la hauteur de la galerie diminue au lieu d'augmenter. Les mesures levées dans ce tronçon sont reprises dans le tableau II.

TABLEAU II.

N ^o du cadre	Distance du front	Largeur entre piles (3 m à la pose)	Hauteur au-dessus des piles (1,50 m à la pose)
59	20 m	3,00 m	1,25 m
	30 m	2,60 m	1,20 m
	40 m	2,40 m	1,10 m
	50 m	2,30 m	1,10 m
	60 m	2,20 m	1,10 m

La photographie figure 19 montre ces cadres déformés sous l'action de la poussée du massif de charbon resté à l'aval.

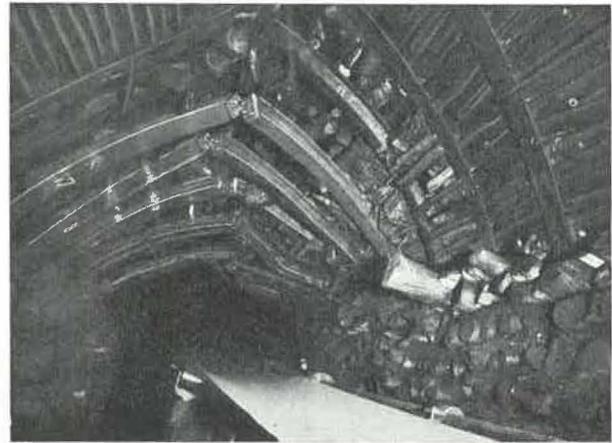


Fig. 19. — Voie de base : cadres 55 à 66 déformés par suite de la poussée latérale du massif de charbon aval sur la pile de bois.

La photo est prise vers les fronts. Le côté aval se trouve du côté gauche. Les piles côté amont n'ont pratiquement pas bougé, sauf l'un ou l'autre bois qui a glissé sous la poussée des pieds de cadre. Les piles aval, malheureusement très peu visibles, sont beaucoup plus déjetées. Elles se sont déplacées vers l'intérieur de la voie. Les branches du cadre, soumises à un effort de compression et n'ayant pas la latitude de pénétrer dans le toit, ont flambé. Les branches se sont tordues et se déboîtent à l'articulation de tête en cheminant dans l'axe de la voie. On remarque clairement sur la photo toutes les articulations déboîtées.

Les lits de bois des piles glissent et chevauchent les uns sur les autres, mais certains bois sont littéralement projetés hors des piles et pointent fortement en avant. Même à la paroi amont, on remarque parfois les manifestations de ces poussées latérales. On remarque par exemple le gros bois qui a avancé de 30 à 40 centimètres dans la voie. La cause de ces déplacements individuels des bois est difficile à déterminer.

Au delà du cadre 70, les déformations sont beaucoup moins importantes. La poussée latérale de la pile aval existe toujours, mais semble moins forte. Les mesures des déformations dans ce tronçon sont données au tableau III.

TABLEAU III.

N° du cadre	Distance du front	Largeur entre piles (3 m à la pose)	Hauteur au-dessus des piles (1,50 m à la pose)
81	10 m	2,95 m	1,60 m
	20 m	2,65 m	1,65 m
	30 m	2,55 m	1,70 m
	40 m	2,45 m	1,75 m
	47 m	2,35 m	1,85 m
85	20 m	2,75 m	1,75 m
	30 m	2,50 m	1,80 m
	40 m	2,30 m	1,85 m
89	15 m	2,65 m	1,80 m
	20 m	2,50 m	1,90 m
	30 m	2,40 m	1,97 m
	40 m	2,30 m	2,03 m
93	15 m	2,65 m	1,72 m
	20 m	2,55 m	1,75 m
	30 m	2,50 m	1,80 m
	40 m	2,40 m	1,83 m

La figure 20 donne une vue de la voie depuis le cadre 100 vers l'arrière, c'est-à-dire à plus de 50 m du front.

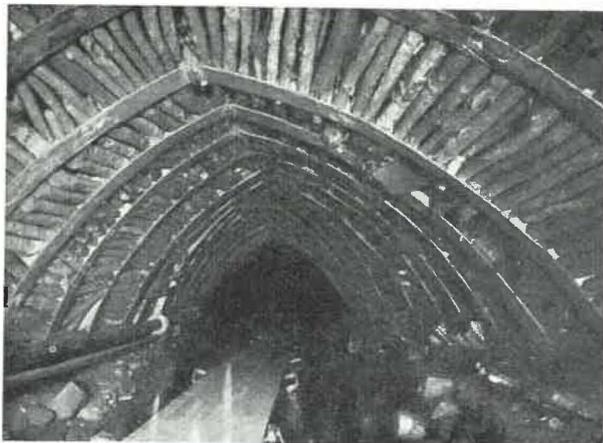


Fig. 20. — Voie de base : vue de la voie prise du cadre 100 vers le puits.

Les cadres ne sont pas déformés. La section de la voie, quoique rétrécie, est encore très belle. Elle mesure 2,50 m de largeur et 3,20 m de hauteur.

On remarque ici encore les piles aval (côté droit) déjetées et poussées vers l'intérieur de la voie, les différents lits de bois chevauchent vraiment les uns sur les autres : les piles amont sont restées parfaitement en place. On remarque encore localement des bois isolés qui pointent plus ou moins dans la section de la voie.

En plus de l'absence de basse-taille, d'autres causes de déformation sont intervenues pour certains tronçons de voie.

1) Certains cadres ont été posés sur des demi-piles, c'est-à-dire sur des piles édifiées dans la moitié de l'ouverture de la couche seulement.

Les 12 premiers cadres se sont déformés et rapprochés assez rapidement. Trois mois après la pose, c'est-à-dire à 60 m du front, on a dû recarrer ce tronçon de voie suite à un rétrécissement excessif de la section.

Ces cadres ont subi des sollicitations anormales :

a) Les ouvriers qui n'avaient jamais placé des cadres articulés faisaient leur apprentissage. Ils n'ont pas été mis selon toutes les règles de l'art. Les cadres ont entre autres été posés sur des demi-piles. Le dispositif coulissant n'était donc pas suffisant.

b) Cette portion de voie était au contact de la carrure unissant la voie de base et la cheminée. Cette carrure, soutenue par des cadres T.H., s'est écrasée rapidement et les cadres articulés voisins ont été surchargés.

Il faut aussi noter que la voie avait au creusement 75 cm de hauteur en moins que la normale puisque les cadres étaient posés sur des demi-piles. Cette réduction de section au creusement a aussi hâté le recarrage.

2) Les travaux de recarrage de la cheminée revêtue de cadres coulissants.

La portion de voie des cadres 14 à 36, creusée presque complètement en terrains normaux non dérangés, est restée sans autre déformation appréciable que l'affaissement des piles et un léger rétrécissement jusque fin avril, c'est-à-dire pendant quatre mois.

A ce moment, la section s'est déformée et rétrécie très rapidement. Les branches des cadres côté aval se sont même tordues. Cette déformation rapide correspond au recarrage de la cheminée qui était complètement écrasée. Le recarrage de cette voie très proche a remis tous les terrains avoisinants en mouvement et spécialement le massif de

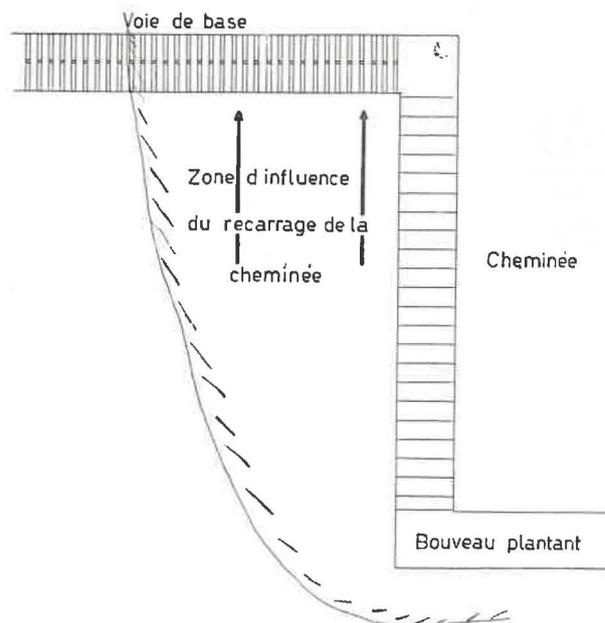


Fig. 21. — Zone influencée par le recarrage de la cheminée.

charbon broyé situé dans l'angle droit entre les deux voies (fig. 21).

On constate qu'à cause des massifs de charbon restés en place et des angles entre les galeries, tout travail de recarrage dans une voie donne lieu à une poussée latérale sur le soutènement de la galerie qui lui est perpendiculaire. Cette poussée latérale détruit le soutènement, ce qui nécessite un nouveau recarrage. Les terrains qui entourent ces galeries sont complètement broyés (zone dérangée), aussi bien le charbon que les roches. Ces terrains n'ont aucune cohésion et la charge verticale les fait fluer latéralement. L'équilibre est continuellement rompu par les travaux de recarrage. Il s'agit de sollicitations anormales, différentes de celles de l'exploitation proprement dite et auxquelles le soutènement d'exploitation ne peut résister.

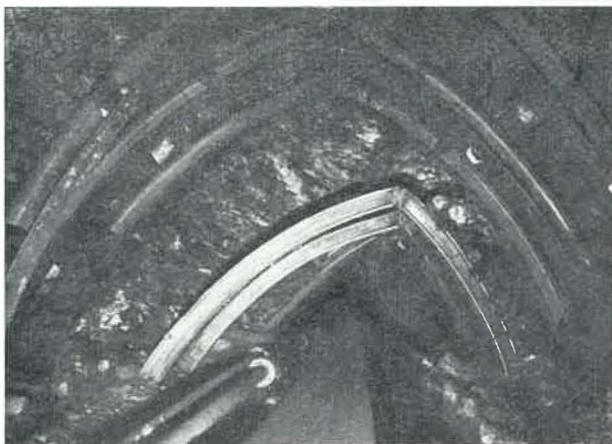


Fig. 22. — Voie de base. Brèche de recarrage du cadre 53 vers le puits.

Les 35 premiers cadres de la voie de base en ont fortement souffert. On a décidé de recarrer ce tronçon de voie. La figure 22 donne une vue de la brèche de recarrage depuis le cadre 33 vers le puits.

Le tronçon, quoique fortement rétréci, assure encore un passage convenable pour le convoyeur à courroie et pour le personnel. On remarque encore la poussée des piles aval (côté droit) vers l'intérieur de la voie. Dans le fond, on aperçoit les branches aval des cadres, déformées sous l'effet de la poussée. Plus on se rapproche de la cheminée, plus la déformation est importante.

Ce rapprochement latéral entraîne un soufflage de mur qui a déjà nécessité deux ravalements de 50 cm d'épaisseur dans ce tronçon.

Si le terrain s'améliore à front de la voie de base, il faudra prendre le plus tôt possible une bassetaille de 4 mètres de profondeur pour établir entre la pile et le charbon un solide mur de remblai qui fera office de tampon et s'opposera par le frottement des pierres au fluage et à la poussée du massif de charbon sur les piles de bois.

D. — Creusement et soutènement de la voie de tête.

Le tronçon de chassage reliant le pied du nouveau plantant à la tête du montage de départ, soit

25 mètres, avait été creusé en cadres coulissants. Avant le percement du montage, ce tronçon de voie était devenu impraticable. Recarré deux fois depuis le mois de décembre, la section est de nouveau écrasée; on entreprend actuellement le troisième recarrage.

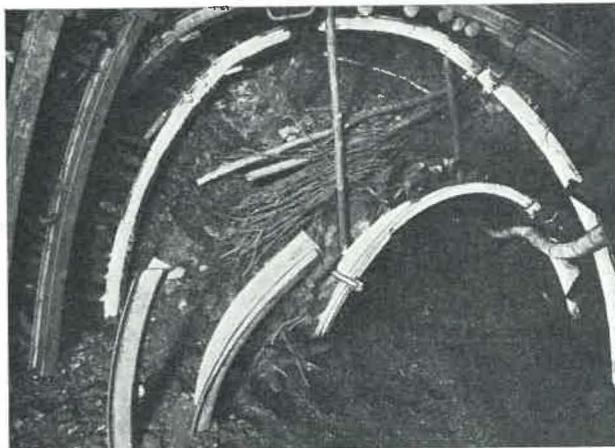


Fig. 23. — Voie de tête. Tronçon en cadres T.H. - troisième recarrage.

La figure 23 montre la section actuelle au moment du troisième recarrage. La hauteur est réduite à 1,15 m et la largeur à 1,85 m. La photo a été prise à l'entrée de la voie.

On peut facilement juger de l'importance de la déformation. Les terrains au-dessus des cadres déformés sont complètement broyés. Plus on recarre, plus l'épaisseur des terrains fracturés augmente et plus il y a de charge sur le soutènement. Le mur étant extrêmement mou, les cadres y pénètrent rapidement et profondément.

La fig. 24 donne une vue du même tronçon de voie une dizaine de mètres plus loin vers les fronts après deux recarrages et 2 ravalements, l'un de 80 centimètres et l'autre de 60 centimètres. Les déformations des cadres coulissants sont les mêmes partout : hauteur restante 1,45 m, largeur 1,85 m

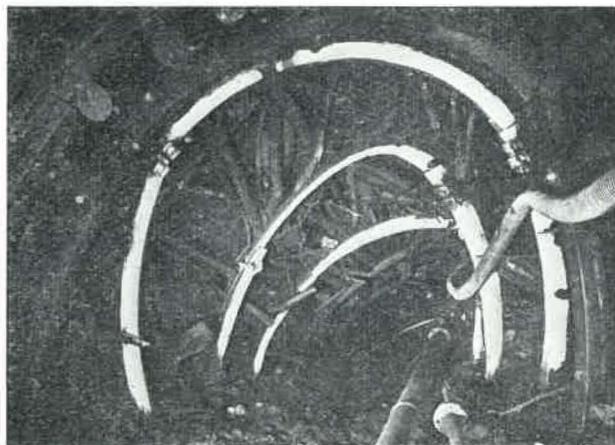


Fig. 24. — Voie de tête. Tronçon en cadres T.H. après deux recarrages.

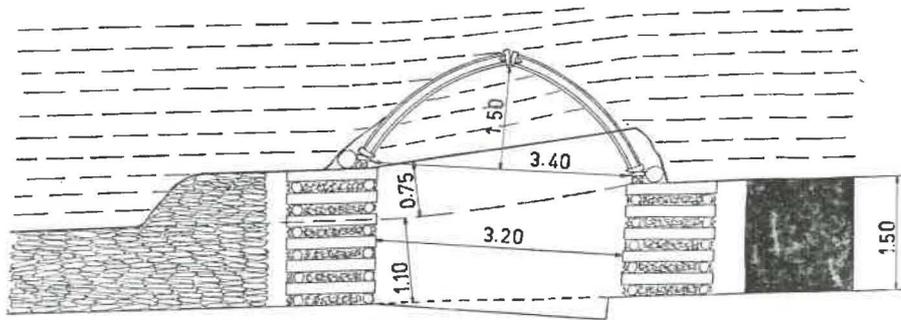


Fig. 25. — Voie de tête. Coupe en travers d'une section revêtue de cadres articulés avec pile aval surhaussée.

Ces deux photographies n'ont d'autre but que d'essayer de faire ressortir les difficultés éprouvées dans la tenue des galeries de ce chantier.

Début janvier, on décida de placer aussi un revêtement articulé sur large base dans la voie de tête du chantier. Il y a maintenant 130 cadres posés.

Le bosseyement est pris uniquement dans le toit pour faciliter la remise manuelle des pierres en taille (et permettre le cas échéant le remblayage par scraper). Seul, un petit triangle de roches est enlevé au mur pour niveler le sol de la galerie. Les cadres ne sont pas placés en avant des fronts, mais au droit de l'allée à remblayer.

Pour augmenter la section de la voie et éviter un trop grand déversement des cadres (le toit s'étant déjà souvent affaissé avant l'édification de la pile aval), il faut hausser cette pile aval en prenant 0,75 m dans le toit et placer le cadre sur le sommet de la pile (fig. 25).

La brèche de toit à abattre doit toujours se trouver en face de l'allée à remblayer (fig. 26). Pour faciliter la remise des pierres en taille et le creusement d'une voie de grande section, les ouvriers abatteurs enlèvent sur la largeur d'une allée et dans l'alignement de la taille :

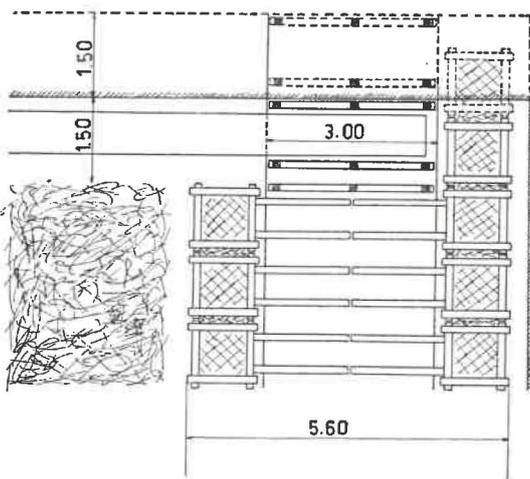


Fig. 26. — Voie de tête. Vue en plan de la voie à front. La pose des cadres a lieu au droit de l'allée à remblayer.

- a) devant la voie, le charbon entre toit et mur + 75 cm de pierres du toit,
- b) à l'amont de la voie, le charbon entre toit et mur sur 2 m de profondeur pour faire place à la pile amont,
- c) à l'aval de la voie : sur 2 m de longueur, le charbon entre toit et mur + 75 cm de toit (fig. 27).

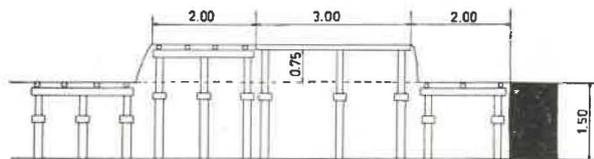


Fig. 27. — Voie de tête. Coupe en long à front de taille montrant le soutènement provisoire et le bosseyement dans le toit pris par les abatteurs.

Cette manière de procéder permet :

- a) aux 2 premiers manœuvres préposés à la remise des pierres en taille de se tenir debout sous la brèche de bosseyement et à l'entrée de la taille,
- b) d'édifier du côté aval une pile 75 cm plus haute que l'ouverture de la couche.

Le soutènement provisoire est assuré par des étaçons métalliques coulissants.

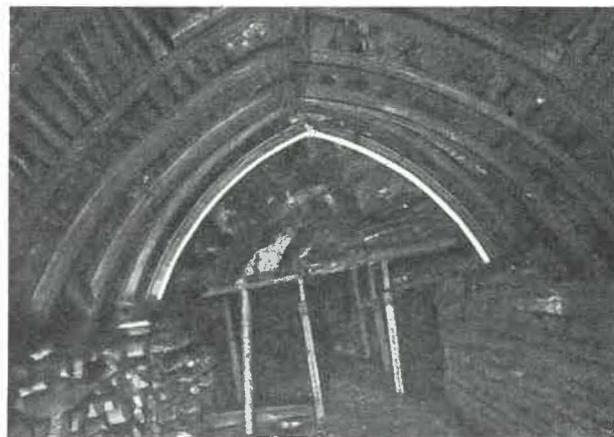


Fig. 28. — Voie de tête. Vue du bosseyement de la voie.

Les terrains de la voie de tête sont normaux. Il n'a pas été possible de prendre une haute-taille à l'amont de la voie à cause de la nature grisouteuse de la couche. On effectue des sondages au grisou dans la voie de tête.

La figure 28 donne une vue du bossement de la voie. La hauteur au creusement est de 3,50 m, la largeur entre piles de 3,10 m. L'accès du personnel en taille est très aisé. On peut aussi facilement y introduire les marchandises et évacuer les pierres de bossement. La devanture de voie est soutenue par étançons coulissants.

Les bancs de toit sont assez compacts au moment de leur découverte, mais affectés d'un grand nombre de diaclases. Les cadres sont placés au sommet des piles édifiées dans l'ouverture de la couche côté amont et haussées de 75 cm côté aval. Cette galerie est creusée dans des terrains beaucoup meilleurs que ceux de la voie de base, mais le soutènement a cependant subi certaines déformations.

E. — Causes des déformations observées dans la voie de tête.

1) Absence de haute-taille.

Comme pour la voie de base, il eut été aussi préférable de prendre une haute-taille de 3 à 4 mètres pour obtenir un affaissement uniforme des bancs du toit à l'aplomb de la voie.

Les déformations observées aux cadres 45 à 50 sont dues à des poussées obliques provoquées par la flexion inégale des bancs du toit (fig. 29).

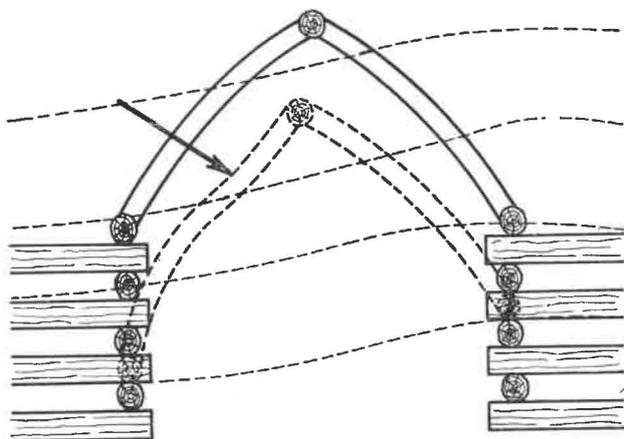


Fig. 29. — Croquis montrant l'effort dissymétrique supporté par les branches de cadre par suite du plus grand affaissement de la pile aval.

La branche aval du cadre a subi une inflexion vers l'intérieur de la galerie. De ce côté, les bancs du toit s'affaissent de 75 à 80 cm, tandis qu'ils descendent moins du côté amont. Cet affaissement inégal donne une poussée dans le sens de la flèche.

La figure 30 prise vers les fronts aux cadres 46 et suivants montre cette déformation. Parfois l'élément aval plie et reste emboîté dans l'élément amont, parfois l'articulation de l'élément aval se désoude et celui-ci glisse sous l'élément amont. Un bois supporte une branche aval qui n'est plus en



Fig. 30. — Voie de tête. Déformation de la branche aval du cadre sous l'effet d'un affaissement dissymétrique aux cadres 46 et suivants.

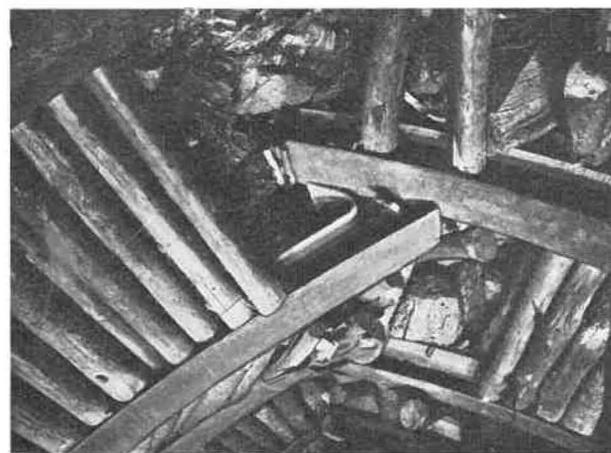


Fig. 31. — Voie de tête. Branche aval désoude à l'articulation de tête et glissement de celle-ci dans la branche amont.

contact avec la branche amont. La figure 31 montre le détail d'une déformation de ce genre.

2) Soufflage.

On remarque aussi fig. 30 le ravalement de 45 à 50 centimètres d'épaisseur qui a été pris depuis l'entrée de la galerie. Le soufflage est causé par le rapprochement des piles. A cet endroit, la largeur est de 2,40 m, la hauteur de 2,30 m avant ravalement et 2,80 m après.

3) Insuffisance des piles et des remblais et proximité d'un tronçon de voie très affaissé.

Les 12 premiers cadres articulés sont très déformés. Tout comme les premiers cadres de la voie de base, ils ont été posés sur des demi-piles qui n'étaient pas assez élastiques et ils ont eu à subir l'influence du recarrage de la section voisine en cadres coulissants.

La figure 32 prise vers les fronts donne une idée de ces déformations. Le dernier cadre coulissant est visible. Les articulations de tête des cadres articulés ont cédé, les éléments sont tordus et défor-

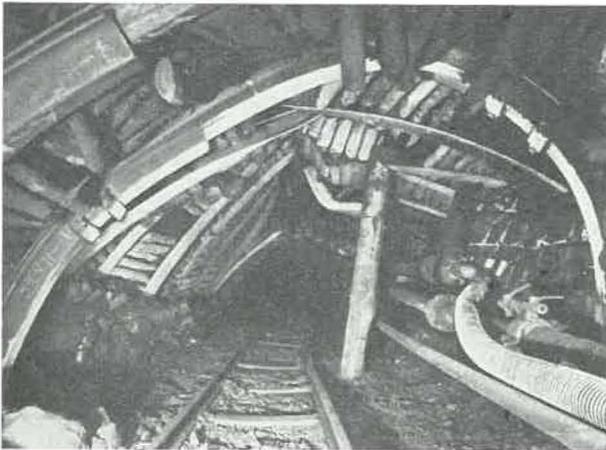


Fig. 32. — Voie de tête. Déformation des 12 premiers cadres posés sur des demi-piles, avec mauvais remblai et ayant subi l'influence du recarrage de la section voisine en cadres coulissants.

més, ils ont glissé l'un à côté de l'autre. Un bois soutient une branche qui menace de tomber.

En plus, un sondage pour le captage du grisou, effectué dans le toit au cadre 10, a créé des déformations supplémentaires. L'eau de curage circulant dans les terrains du toit très sensibles à l'action de l'humidité les a ameublés. Les têtes de cadres appuyées contre un terrain moins résistant ont, sous l'effet de la pression, littéralement flué tout autour du trou de sonde comme on peut le voir sur la figure 33.

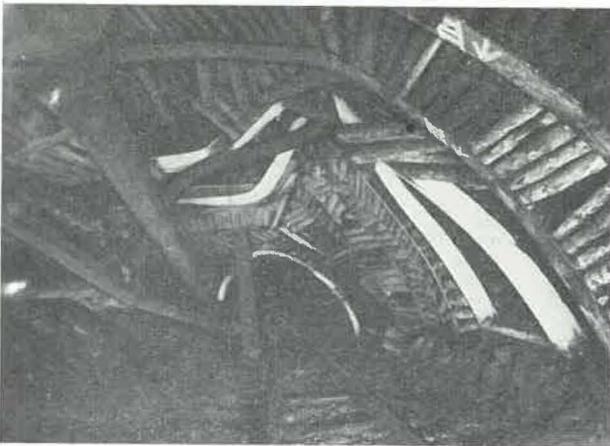


Fig. 33. — Voie de tête. Sondage pour le captage de grisou au cadre 10. Les têtes de cadre ont flué tout autour du trou de sonde, les terrains ayant été ameublés par l'eau de circulation.

Les eaux de sondage, bien que recueillies le mieux possible, ont eu l'inconvénient d'occasionner un soufflage assez important de la voie. Elle a dû être ravalée de 50 cm jusqu'au cadre 50 et, depuis le cadre 55 jusqu'à front, la section est pratiquement indéformée.

La figure 34 prise du cadre 84 vers l'arrière donne l'aspect de ce tronçon de la voie.

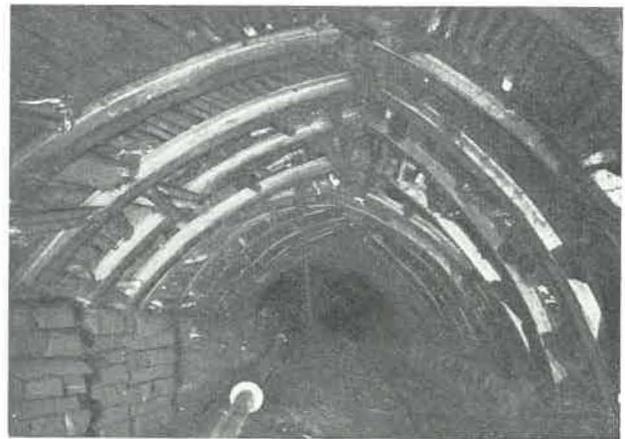


Fig. 34. — Voie de tête. Vue prise du cadre 84 vers le puits.

Les causes de déformation des deux voies peuvent se résumer comme suit :

- a) absence de basse-taille ou de haute-taille,
- b) cadres posés sur des demi-piles au début de l'emploi des cadres articulés,
- c) influence de la proximité d'une section de voie en cadres coulissants qui se déforment et influence des travaux de recarrage dans une galerie voisine,
- d) influence de l'eau provenant des sondages pour le captage du grisou.

F. — Conclusions.

Nous pensons que tous les auditeurs seront d'accord pour qualifier ces conditions de particulièrement difficiles surtout qu'en plus de la nature tendre des roches des épontes (toit et mur), la voie de base est creusée sur près de 100 mètres dans une zone tectoniquement dérangée.

Le soutènement des deux voies de tête et de pied de ce chantier n'est pas parfait. Il a nécessité jusqu'à présent un certain entretien qui se solde comme suit :

Voie de base : recarrage de 35 premiers cadres et ravalement de 50 cm.

Voie de tête : ravalement de 50 cm sur la moitié de la longueur cadrée et pose de quelques chandelles. Ces travaux d'entretien sont réduits, comparés à ceux qu'ont nécessités et nécessitent encore les tronçons de voie revêtus de cadres coulissants. Le revêtement articulé sur pile de bois a assuré un dégagement continu et régulier de la taille.

Après examen des causes de déformation, il est possible, semble-t-il, d'en éliminer quelques-unes, tels la pose des cadres sur des demi-piles, le manque de remblai, l'écoulement de l'eau de curage des sondages de captage.

La cause des fortes poussées latérales est connue. Il n'est pas possible de prendre actuellement une basse-taille à l'aval de la voie. Elle devra être prise dès disparition du dérangement. En attendant, il serait peut-être sage de prévoir des branches de cadres plus longues permettant le creusement d'une voie plus large tout en gardant au soutènement sa

forme en ogive actuelle, on pourrait ainsi subir un rétrécissement plus grand de la voie.

Pour prendre une haute-taille, il faudrait prévoir un dispositif d'aéragé sûr, à l'amont de la voie de tête.

Nous avons la conviction qu'il y a moyen d'encore améliorer le soutènement en tenant compte des ob-

servations qui précèdent et de diminuer encore l'entretien de ces voies creusées, nous le répétons, dans des conditions spécialement difficiles.

Il est toutefois absolument indispensable de soigner le détail : soin dans la pose et la confection des piles, soin dans l'édification des murs de remblai, soin dans la pose des cadres.

VISITE AU CHARBONNAGE DE HOUTHALEN

Généralités sur le gisement et sa découpe.

Les puits sont situés dans la partie nord-ouest de la concession, à proximité de la route Hasselt-Eindhoven. Le gisement est constitué de vastes plateaux inclinant de 7° à 10° vers le nord. L'étage d'extraction (entrée d'air) est situé au niveau de 810, celui de retour d'air au niveau de 700.

A chaque étage, deux grands bouveaux de chassage partent des puits, l'un vers l'est et l'autre vers l'ouest. Ils ont une section circulaire et un diamètre utile de 4,80 m ou de 4 m. Ils sont revêtus en claveaux de béton, séparés par des planchettes en bois de 2 cm d'épaisseur, qui donnent au revêtement l'élasticité nécessaire. A chaque étage, ces bouveaux se développent sur 3000 m.

Des bouveaux de recoupe sont creusés tous les 1000 m perpendiculairement aux bouveaux de chassage. Leur revêtement est identique à celui des bouveaux de chassage. Ils ont un diamètre utile de 4 m.

Des burquins ou puits intérieurs, distants de 150 à 180 m, relient les étages de 810 et de 700 m. Le revêtement de ces burquins est constitué de cadres en chêne, généralement placés à 1 m l'un de l'autre. Ces burquins recoupent les différentes couches et c'est à partir de ceux-ci qu'on chasse vers l'est et l'ouest dans chaque couche, sur une longueur de 500 m.

Le gisement est cependant très irrégulier. Il est traversé par deux réseaux de failles sensiblement perpendiculaires. Le premier réseau comprenant des grandes failles et des cassures orientées S.E. - N.W. découpe le gisement en panneaux de 200 à 500 m de largeur. Le rejet des grandes failles varie de 20 à 235 m. Le deuxième réseau, perpendiculaire au premier, découpe le gisement en un damier dont les claveaux sont plus ou moins déboîtés. Le rejet des failles du deuxième réseau dépasse rarement 40 m.

Ces deux réseaux de failles compliquent fortement l'exploitation et donnent lieu à de fortes poussées qui rendent la tenue des galeries très difficile.

Situation du chantier visité.

Le chantier visité est situé à l'extrémité de la troisième recoupe nord, en bordure de la limite de concession. La distance au puits est comprise entre 1200 et 1300 m. La taille est ouverte dans la couche 19 de 1,15 m d'ouverture. Elle chasse vers l'est et a démarré à l'est d'une faille de 40 m de rejet orientée S.E. - N.W. (fig. 1).

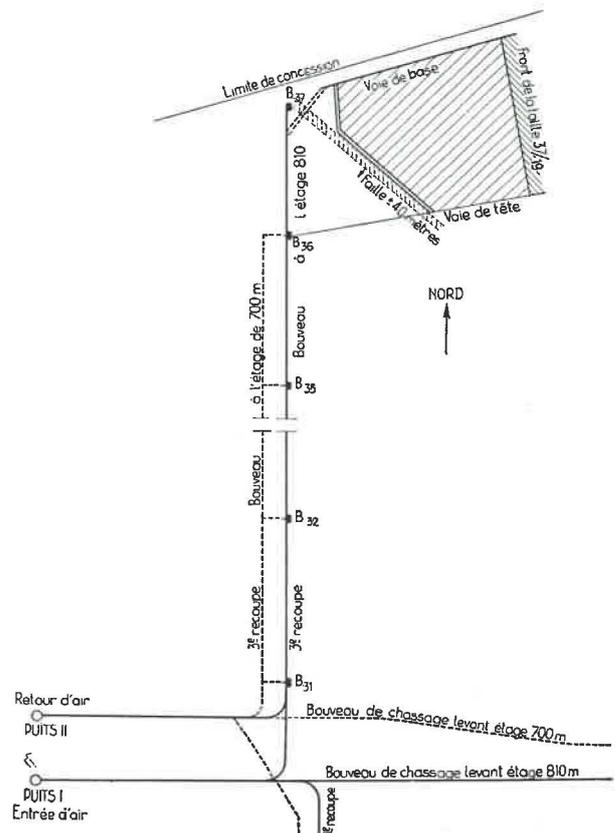


Fig. 1. — Situation du chantier visité. Taille 37/19.

La voie de base est située à quelques mètres sous le niveau d'étage et la liaison avec le bouveau de recoupe est assurée par un bouveau plantant incliné à 15° .

La voie de retour d'air est au-dessus de l'étage de 810. L'air est ramené à l'étage de 700 m par le burquin 36. Un sas est établi dans le burquin entre le niveau de 810 et le niveau où la galerie de retour d'air débouche dans le burquin.

Le soutènement des voies.

Le soutènement des voies du chantier est assuré par cadres articulés posés sur piles de bois jointives, édifiées dans toute l'ouverture de la couche. Les cadres sont du type Moll, mais en couronne, les branches sont réunies par éclisses. Les cadres sont placés à 0,80 m d'axe en axe.

Vu la très mauvaise qualité des roches du mur et leur altération rapide par l'eau et l'air chaud et

humide, il est absolument indispensable d'utiliser un revêtement à large base pour le soutènement des voies d'exploitation. Les cadres et piles de bois donnent entière satisfaction. Les éléments métalliques ne subissent que rarement des déformations et, à la reprise, 85 % des pièces peuvent être immédiatement acheminées et réutilisées dans d'autres chantiers sans remonter en surface. Cet avantage est particulièrement appréciable au charbonnage de Houthalen où la capacité d'extraction des puits est limitée et où tout doit être mis en œuvre pour réduire les translations de matériel et de stériles.

Dans la voie de base, à cause de l'humidité, la roche n'a plus aucune cohésion. Malgré le soutènement à large base, on constate un soufflage important du mur qui a nécessité des travaux de ravalement.

Rapport sur l'utilisation d'un soutènement à pression hydraulique dans un chantier semi-mécanisé.

par M. De Boungne, Ingénieur divisionnaire.

C'est en Angleterre, et depuis quelques années seulement, que l'étau hydraulique a conquis une place importante dans le soutènement des chantiers, et en particulier des chantiers mécanisés.

Après avoir essayé 600 étaux Dowty dans une taille semi-mécanisée (taille 53/19), la Direction des Charbonnages de Houthalen a décidé de poursuivre l'expérience en équipant une taille complète.

Il est trop tôt pour pouvoir tirer des conclusions dans le domaine des prix de revient concernant cette nouvelle taille. Toutefois, et dès à présent, on peut admettre que les qualités majeures, que l'on attribue à ce soutènement, sont réalisées, à savoir :

- la légèreté
- la facilité et la rapidité de la pose
- la charge initiale efficace et uniforme
- l'affaissement minime entre la charge de serrage initiale et la charge maximum; cet affaissement n'est que de 6 mm
- le support uniforme du toit et l'affaissement souple et sans à-coups de l'étau sous charge constante
- la forme même des étaux, qui facilite la circulation dans les chantiers et l'enlèvement des étaux noyés dans la pierre
- l'aspect net et la conception mécanique de l'étau qui créent un effet psychologique favorable chez les ouvriers.

Les caractéristiques des étaux Dowty en service au charbonnage de Houthalen sont les suivantes :

Type PA 2700 44-14	
Déploiement maximum	1118 mm
Déploiement minimum	762 mm
Allongement	356 mm
Poids	30,50 kg
Prix rendu charbonnage	1.913 F
54-17	
Déploiement maximum	1.372 mm

Déploiement minimum	940 mm
Allongement	432 mm
Prix rendu charbonnage	1.986 F

I. — Chantier 37/19.

Le chantier est ouvert dans la couche 19, taille 37/19 levant. L'ouverture et la puissance de la couche sont égales et s'élèvent à 1,15 m. Le toit est constitué de schistes très fossilifères, friables ou mamelonnés par endroits. Le mur est formé d'un schiste très tendre et très facilement altéré par l'eau.

Le début de l'exploitation de cette taille eut lieu en février 1955. La taille est à front dégagé et a une longueur de 165 m. L'abatage a lieu à deux postes avec marteaux-piqueurs « La + » à injection d'eau. Le soutènement est assuré par bèles articulées Gerlach de 1,12 m et étaux Dowty PA 2700 44-14.

Le transport :

- en taille : un panzerförderer Westfalia PF 1, mû par trois moteurs électriques de 33 kW
- en voie de pied : un panzerförderer PF 1, mû par un moteur électrique de 24 kW, déverse les produits sur une courroie transporteuse
- la voie de pied étant sous le niveau de roulage, les produits sont amenés à la trémie de chargement par un plan incliné à 15° équipé d'une courroie transporteuse.

Cycle du travail.

- 1^{er} poste : déhouillement d'une havée complète de 1,12 m, ripage du panzer et foudroyage, déhouillement des fronts des galeries.
- 2^e poste : déhouillement d'une havée complète de 1,12 m, ripage du panzer et foudroyage, pose des cadres à front des galeries de tête et de pied.
- 3^e poste : entretien en taille, dames de remblais en tête et au pied de taille.

Architecture du soutènement.

1) Dès le démarrage, la taille fut équipée d'étau Schwarz de 1,10 m et de bèles articulées Gerlach de 1,12 m.

— 2 bèles par file + 1 bèle en porte-à-faux après déhouillement,

— 2 étaux par file + 1 étau de doublage toutes les 2 files,

— 1 étau de réserve par file.

270 files de bèles en moyenne dans la taille.

2) Les étaux Dowty au nombre de 900 furent introduits en taille à partir du 13 avril.

— 2 bèles par file + 1 bèle en porte-à-faux après déhouillement,

— 3 étaux par file (1 par bèle + 1 doublage) (1).

300 files de bèles en moyenne dans la taille.

(1) L'architecture est identique à celle donnée fig. 12 — 2^e partie — Note relative aux mesures des charges sur le soutènement à la taille 53/19.

Dès le début, tous les ouvriers se sont montrés entièrement satisfaits, surtout en ce qui concerne le foudroyage.

II. — Etude du soutènement hydraulique et premières conclusions.

Envisageons divers aspects techniques et pratiques qui nous permettront de faire un choix entre le soutènement hydraulique et le soutènement à friction.

1) La légèreté et l'aspect.

L'étauçon Dowty PA 2700 44-14 pèse 30,50 kg, alors que le Schwarz correspondant de 1,12 m pèse 52,50 kg, ce qui donne une différence appréciable de 22 kg. Cette différence est d'autant plus sensible dans des ouvertures de l'ordre de 1,10 m à 1,40 m où l'ouvrier ne peut s'arc-bouter sur les jambes pour exercer un effort de soulèvement ou de déplacement. Ce facteur est un des plus importants dans l'appréciation de cet étauçon.

Par ailleurs, l'aspect en tube sans aucune aspérité donne à l'ensemble de la taille les avantages suivants :

- 1) passage facile
- 2) enlèvement facile d'étauçons pris dans les éboulis de foudroyage.

On peut dire que les étauçons embellissent le lieu de travail, ce qui n'est pas négligeable.

2) La facilité et la rapidité de la pose.

Des chronométrages ont été effectués en vue de déterminer un temps moyen de pose d'une bête complète avec étauçons. Cette opération comprend :

- l'enlèvement de l'étauçon arrière
- la pose de cet étauçon sous la bête en porte-à-faux
- l'enlèvement de la cale
- le foudroyage de la bête côté remblai
- la pose d'un étauçon de doublage dans la nouvelle havée.

Il faut compter que ce travail demande de 2 à 4 min avec les étauçons Dowty, alors qu'il demande plus du double de temps avec les étauçons Schwarz.

Ces chiffres sont assez éloquentes, d'autant plus que, dans les chantiers semi-mécanisés, le temps de boisage et de déboisage intervient pour ± 25 % du temps global de l'ouvrier à veine. L'emploi des étauçons Dowty a réduit ce temps de 50 %.

3) Problèmes des répartitions de charges et d'affaïssement.

Dans le cas particulier de la taille 37/19, sans avoir fait de mesures précises, on constate que, malgré un toit assez friable, la tenue de la taille est améliorée.

Au point de vue sécurité, il y a aussi amélioration. Le foudroyage étant moins brutal, l'ouvrier risque beaucoup moins de se faire blesser par les chutes de pierres.

4) Etude des rendements.

Si nous suivons l'évolution des rendements depuis l'introduction des étauçons Dowty, nous constatons une augmentation très nette dès le début.

Il est assez difficile, dans ce domaine, de faire la part exacte des choses parce que, en fait, la courbe évolutive des rendements d'un chantier a pratiquement toujours une allure de courbe en cloche. Nous sommes forcés de reconnaître que les nouveaux étauçons ont été introduits dans la partie ascendante de la courbe.

La comparaison suivante portera sur les résultats de la première quinzaine d'avril qui précède immédiatement l'introduction des étauçons Dowty et ceux de la deuxième quinzaine de mai.

1) Attelage

	I	II
Surveillance	9,72	9,00
Creusement des voies	14,63	13,90
Abattage	53,45	72,10
Suite à l'abattage	11,27	12,50
Contrôle du toit	18,71	10,20
Entretien des galeries	13,45	21,60
Transport	13,81	15,10
Travaux divers	6,36	5,90
	<hr/>	<hr/>
	141,40	160,30

2) Production et rendements

Pour éviter des critiques lors de la comparaison, nous adopterons un poids de berline moyen de 750 kg pour les deux quinzaines.

	Multipli- cateur	Tonnage moyen	Rendement abatteur	Rendement chantier	Rendement entre voies
I	750	323	6.040 kg	2.300 kg	3.260 kg
II	750	560	7.767 kg	3.490 kg	5.000 kg

3) Analyse des résultats d'exploitation

a) Rendement abatteur.

L'augmentation de production est due, en ordre principal, à l'augmentation du nombre d'ouvriers à veine, ainsi qu'à l'augmentation du rendement abatteur.

Dans l'augmentation du rendement abatteur, une part importante revient à l'utilisation du soutènement hydraulique.

Celui-ci réduit, en effet, ainsi que nous l'avons vu, et ce dans une forte proportion (plus de 50 %), le temps consacré au boisage et au déboisage.

b) Rendement chantier.

Plutôt que le rendement chantier qui bénéficie de l'augmentation de production, considérons le rendement entre voies ou rendement taille proprement dit.

Il est passé de 3,260 t à 5 t, soit une augmentation de plus de 53,4 %.

En plus de l'augmentation du rendement à veine, qui n'est que de 28,6 %, il est donc un autre facteur très important : c'est la diminution du personnel chargé du contrôle du toit.

Ce personnel se répartit comme suit :

	I	II
Remblayeurs	3,54	4,8
Boiseurs	0,72	0,7
Foudroyeurs	12,45	2,9
Contrôleurs étauçons	2	1,8
	<hr/>	<hr/>
	18,71	10,2

On constate donc que le nombre de foudroyeurs a pu être diminué de plus de 75 %, malgré l'augmentation de la production et du nombre d'ouvriers à veine.

En conclusion, nous pouvons dire que le soutènement hydraulique a contribué à l'augmentation du rendement à veine et a permis en outre une appréciable diminution du personnel en taille.

III. — Etude du prix de revient.

En ce qui concerne la taille 37/19, il est encore trop tôt pour tirer des conclusions quant aux frais d'entretien des étançons Dowty. Signalons que, depuis leur installation, 4 étançons ont dû être remontés au jour : 1 étançon avait la bille de la soupape d'échappement coincée et 3 étançons étaient pliés (dû à un mauvais calage sous la bèle très probablement).

IV. — Défauts de l'étançon Dowty.

1) Pour éviter les pertes d'huile, il est à conseiller de les maintenir en position verticale en taille, en voie et dans les magasins.

2) Nécessité absolue de placer la tête de l'étançon à plat sous la bèle, sous peine de plier la tige.

3) Dans les tailles à faible ouverture, la longueur de la clé et sa forme deviennent incompatibles avec la hauteur et l'encombrement des hausses du panzer.

Nous pensons toutefois que ces inconvénients sont moindres que les avantages incontestables du soutènement hydraulique.

V. — Entretien des étançons Dowty ayant servi à la taille 53/19 Lt.

Type d'étançon : PA 2700 - 54/17.

Date de mise en service : 11 octobre 1954.

Date de sortie de la taille : 15 avril 1955.

Temps de service : 6 mois.

Nombre d'étançons en service : 600 pièces.

Pertes d'étançons : 4 (2 étançons ont été perdus dans les dérangements rencontrés en fin d'exploitation).

Tous les étançons ont été remontés à la surface pour remise en état. A ce jour, il reste 18 étançons à réparer. De ceux-ci, 10 peuvent être réparés facilement au charbonnage. On estime que le coût de la réparation s'élèvera à 200 F environ. Nous ne pouvons évaluer les frais de réparation des 8 étançons restants (2 étançons dont le fût supérieur est plié; 4 dont l'anneau en tête du fût supérieur est plié; 1 avec une fuite d'huile dans le tube de protection; 1 qui ne fonctionne plus).

Consommation de pièces de rechange.

Pour remettre les 582 étançons en état, nous avons utilisé des pièces de rechange d'une valeur globale de 156,50 F.

La consommation d'huile pour toute la durée de service et la remise en état est de 120 litres à 13 F/litre, ce qui donne une consommation d'huile par étançon de 200 cm³, soit une dépense de 2 F par étançon.

Contrôle de la charge portante de l'étançon.

Tous les étançons remontés en surface ont été essayés sous presse hydraulique. La grande majorité des étançons (90 %) coulissaient pour des charges comprises entre 16 et 18 tonnes.

La charge minimum pour laquelle un étançon a coulé était de 13 t; la charge maximum était de 23 t.

DISCUSSION

Sur le soutènement hydraulique en taille.

M. COCHET expose qu'au charbonnage du Gouffre (Charleroi), il y a 450 étançons Dowty en service depuis 18 mois. Voici les résultats obtenus, les pertes subies et les frais d'entretien nécessités par ces étançons.

Les étançons ont été mis en service dans une couche inclinée à 30°, encadrée d'épontes solides. La moitié inférieure de la taille était équipée de Dowty et la moitié supérieure d'étançons à frottement Gerlach 37. L'introduction des étançons hydrauliques dans la taille a donné lieu à un foudroyage régulier du toit dans la moitié inférieure, tandis qu'on était toujours obligé de miner dans le toit dans la partie supérieure. Pour s'assurer qu'il ne s'agissait pas d'un effet du hasard, on a changé les étançons de place et on a constaté une inversion des conditions de tenue du toit au foudroyage dans les deux parties de la taille.

Au démarrage d'une autre taille également équipée d'étançons hydrauliques, on a immédiatement

obtenu un très bon foudroyage. Le contrôle du toit a toujours été excellent.

Dans les tailles à fort pendage, les étançons hydrauliques présentent encore divers avantages :

1) grâce à leur facilité et à leur rapidité de pose, tous les étançons sont toujours debout (même ceux de réserve).

On évite ainsi le risque de voir les étançons dévaler la taille. Avec les étançons à frottement, il en descend en moyenne 15 à 20 par jour;

2) leur légèreté les rend très maniables, ce qui est intéressant dans les gisements à fort pendage,

3) le contrôle est aisé car, tous les étançons étant debout, il suffit de les compter. Il n'est même pas nécessaire de lire le numéro.

On observait parfois un nombre élevé d'étançons à frottement déformés (flambage des fûts, déflectuosité des serrures) contre 1 ou 2 unités pour les étançons hydrauliques.

Perte : Au cours des 18 mois de service, 15 étançons hydrauliques ont été perdus, tous au passage d'un dérangement.

Réparation : 62 étançons ont nécessité des réparations. 7 ont été réparés gratuitement, 16 sont considérés comme irréparables, 39 ont été réparés pour une somme globale de 21.292 F, soit 545 F par étançon.

Ces étançons ont été détériorés au passage d'une étroite; les 16 irréparables ont flambé.

Pour remplacer le joint d'étanchéité, il faut désouder l'étançon, ce qui constitue un inconvénient.

M. HUBERLAND objecte que pour une longueur minimum égale, les étançons hydrauliques ont un déploiement plus faible que les étançons à frottement, ce qui présente un inconvénient dans les couches d'ouverture variable.

M. CAMPLO (Paris) : signale que la firme Sagem construit en France, sous licence, un nouveau type d'étançon Dowty appelé « Princesse », qui remédie à ces inconvénients :

- 1) pour remplacer le joint d'étanchéité, il n'est plus nécessaire de désouder l'étançon; il suffit d'enlever une bague vissée;
- 2) pour adapter l'étançon à des couches d'ouverture variable, on a prévu des rallonges qui se placent aisément sur la tête de l'étançon. Il existe 4 rallonges de longueur différente et, grâce à cela, il est possible avec seulement 4 types d'étançons de couvrir toute la gamme des ouvertures de couche habituelles. Le parc d'étançons d'une mine ne doit pas être augmenté, mais peut ainsi même être fortement réduit;
- 3) l'étançon peut être déployé très rapidement manuellement, sans usage de la pompe. La manœuvre du levier n'est plus nécessaire que pour le calage au toit;
- 4) le fût supérieur est garni d'un revêtement anticorrosif.

M. BIHL (Lorraine) : présente un tableau comparatif du prix de revient établi dans des chantiers lorrains, avec différents types d'étançons. Les chiffres donnés sont établis en francs français par tonne.

	Etançons à frottement	Etançons Dowty standard	Etançons Dowty «Princesse»
Amortissement	3,85	9,70	9,70
Entretien	1,15	4,30	1,15
Pertes	2,80	2,50	2,40
Main-d'œuvre	153	130	115
Total	160,80	146,50	128,25

Ces chiffres ont été calculés pour une taille avançant à l'allure de deux allées par jour.

M. ROYER rappelle que les chronométrages effectués à Houthalen ont aussi mis en évidence le gain de temps à la pose des étançons hydrauliques. Par rallonge reprise et replacée avec les étançons qui la supportent, le gain de temps est en moyenne de 50 %.

M. HANSROUL fait remarquer que les étançons de doublage ne portaient qu'une faible charge dans la taille visitée.

M. STASSEN. Il est possible que certains étançons de doublage ne portent que faiblement, surtout s'il y a du vide au-dessus de la bête à l'aplomb de l'étançon, mais ce sont des exceptions. En général, avec les étançons hydrauliques, l'étançon de doublage porte très rapidement et joue immédiatement un rôle très efficace. Les mesures de charge effectuées en taille en font foi et nous avons attiré l'attention sur ce point hier au cours de l'exposé présenté à Charleroi (voir 2^e partie, chapitre III, fig. 20). Il suffit d'ailleurs d'un affaissement de 6 mm (raccourcissement élastique) pour faire passer la charge de 0 à 20 tonnes. C'est un des avantages de l'étançon hydraulique.

M. HANSROUL croit qu'il serait préférable de prendre des allées de 0,80 m au lieu de 1,10 m et de faire 3 cycles par jour au lieu de 2 pour réaliser le même avancement. La longueur du porte-à-faux serait diminuée, le charbon viendrait plus facilement, le marquage étant moins profond et la distance de pelletage serait réduite. De plus, en employant des bêtes plus courtes, on pourrait mieux suivre les sinuosités du toit et réduire les vides au-dessus des bêtes.

M. DUBOIS estime qu'un ripage constitue toujours une interruption dans le travail et qu'il ne peut commencer que lorsque tous les ouvriers ont terminé l'allée en cours. Il faut donc en réduire le nombre.

M. GOEBELS se demande s'il est possible de réaliser une allée par poste quand la taille est équipée d'étançons à frottement.

M. STASSEN répond que, dans presque toutes les mines de Campine, on réalise couramment une allée par poste dans les tailles équipées d'étançons à frottement.

M. CUCHE signale qu'au charbonnage de Hensies-Pommerœul (Hainaut), on a déjà réalisé 3 allées de 0,75 m en un seul poste dans des tailles équipées d'étançons à frottement.

M. MEDAETS remarque qu'avant le ripage, il y a un porte-à-faux de 2 m maximum. Si une pierre de 2 tonnes pèse à l'extrémité du porte-à-faux, l'étançon de 20 tonnes coulissera et s'affaissera.

M. STASSEN. Une pierre de 2 tonnes aura des dimensions telles qu'elle sera toujours supportée par plusieurs bêtes à la fois. Je rappelle que la distance entre les files de bêtes n'est que de 0,50 m.

La sécurité n'est pas plus grande avec des étançons à frottement de 40 tonnes. La plupart de ceux-ci coulissent en général avant 40 tonnes et l'application brusque d'une charge donne lieu à un coulissement brusque de l'étançon qui peut le faire coulisser de 1 à 2 cm en une fois et le faire basculer. Au cours des mesures que nous avons effectuées dans les tailles, nous avons eu l'occasion à maintes reprises de constater la supériorité des étançons hydrauliques dans la reprise des charges dynamiques.

M. VENTER remarque que la discussion s'éloigne du sujet. C'est le principe même du soutènement en porte-à-faux qui est en cause dans ce qui vient d'être dit. On peut différer d'avis à son sujet; mais il faut reconnaître que les meilleures conditions

sont données par l'étau à bonne portance immédiate.

Sur le soutènement en galeries.

M. VENTER insiste sur la bonne tenue du soutènement à large base en galeries quand les terrains sont mous.

M. STASSEN fait observer que les éléments des cadres n'avaient subi aucune déformation. Lors du désameublement du chantier, la reprise des cadres est facile et rapide et les éléments peuvent être réutilisés tels quels dans d'autres chantiers sans remonter à la surface (85 %), ce qui présente un intérêt majeur au charbonnage de Houthalen.

M. MEDAETS fait état d'une étude d'ensemble qu'il a faite sur ce sujet dans les mines de Campine (1).

(1) L'article en question de M. MEDAETS sur « Les travaux de désameublement des chantiers » est publié dans le même numéro des *Annales des Mines*.

Pour les cadres articulés, on peut considérer que 80 % des cadres sont réutilisés sans reconformation dans d'autres chantiers. Avec les cadres coulissants Toussaint-Heintzmann, on peut estimer que 95 % des éléments sont à reconformer et 5 % seulement sont réutilisés sur place.

M. HANOT demande quel est l'ordre de grandeur à donner à un plateau de base pour éviter sa pénétration dans la roche.

M. STASSEN. Les dimensions des semelles dépendent des qualités de la roche de fondation. La meilleure semelle et la plus stable est certainement le claveau de béton. Les fers U et les bouts de rail qui ont des formes allongées basculent facilement et s'enfoncent plus facilement qu'une section carrée de même surface par suite du fluage latéral de la roche.

Avec des roches de qualité moyenne, il est bon de prévoir une semelle d'au moins 20×20 cm². Quand la roche est molle, seules de très larges bases sont susceptibles de donner satisfaction.

Conférence Internationale sur la Science du Charbon

HEERLEN, 2-3 mai 1955

Compte rendu par INICHAR

I N L E I D I N G

Op 2 en 3 Mei jl. ging te Heerlen, onder de auspiciën van de Staatsmijnen in Limburg, een belangrijke internationale conferentie door, gewijd aan wetenschappelijke problemen betreffende kolen en cokes.

De mededelingen van de eerste dag hadden betrekking op de studie van de genesis, de structuur en de eigenschappen van de steenkool. Dr. Fuchs en Kreulen behandelden de huidige stand van de kennis over de lignine en de zuren in verband met hun rol bij de vorming van steenkool. De mededeling van professor Gillet over de chemische kennis van de evolutie der huminen sloot daarbij aan.

De overige lezingen van de eerste dag hadden meer bepaaldelijk betrekking op de studie van de steenkool zelf. Voor wat betreft de onderzoeksmethodes, toonde Dr. Dryden de noodzakelijkheid aan van de combinatie der verschillende technieken. Aldus vereist het onderzoek in infrarood, waarvan de resultaten veelal moeilijk te interpreteren zijn, een paraleel onderzoek volgens de gebruikelijke chemische methodes. Dr. Heinze toont, aan de hand van diverse meetmethodes, de variaties aan van de hardheid en de weerstand der kolen in functie van hun inkolingsgraad. De studie van Dr. Schuyer bewijst dat verschillende fysische en chemische eigenschappen van de steenkool in grote mate afhankelijk zijn van de afmetingen der structurele aromatische fragmenten, waaruit de kool verondersteld wordt samengesteld te zijn. Van de grootte dezer lamellen (« clusters ») zou o.a. de geschiktheid tot thermische verweking van de kool afhangen. De lezingen van Dr. Schumacker en van professor Ward handelden respectievelijk over de toepassing van de hydrogenatie- en de oxydatiemethodes op de studie van de samenstelling der steenkolen.

De mededelingen van de tweede dag hadden betrekking op de carbonisatie der steenkool en de structurele studie van de cokes.

Aangaande de thermische studie van de verkooksing zet Dr. Van Krevelen de hypothese vooruit dat de thermische verweking van de steenkool veroorzaakt wordt door een depolymerisatie, die aanleiding geeft tot een metastabiele vloeistof; de gasvorming zou haar oorsprong vinden in de thermische sneden, die het niet-aromatische gedeelte van de constitutionele lamellen van de steenkool vrijstellen. De overblijvende aromatische resten zouden zich achteraf opnieuw verbinden.

Dr. Boyer gaf een overzicht van de laatste werken van het laboratorium van Verneuil aangaande de verbetering van de mechanische eigenschappen van de cokes. De studie van Dr. Fitzgerald past de gegevens van de kinetische scheikunde toe op de interpretatie van de toestandsveranderingen in de loop van het carbonisatieproces. De besluiten van deze studie sluiten op meer dan een punt aan bij deze van Dr. Van Krevelen.

De lezing van J.W. Phillips betreft eveneens de plastische vervormingen van de steenkool, maar meer speciaal deze die zich voordoen op gewone temperatuur. De geschiktheid tot plastische vervorming op gewone temperatuur is geen eigenschap die uitsluitend eigen is aan de steenkool alleen en schijnt hoe genaamd niet in verband te staan tot de eigenlijke thermische verweking.

De mededeling van Dr. Mackowsky betreft het onderzoek van de cokes langs microscopische weg. Ook op dit gebied blijkt de nauwe samenwerking tussen de verschillende disciplines van primordiaal belang. De studie van Dr. Dahme over de reactiviteit bevestigt eveneens de noodzakelijkheid van zulke samenwerking.

De optische anisotropie van de cokes en haar toepassing op de samenstelling der mengsels vormt het onderwerp van de mededeling van B. Alpern. De studie van J. Durif toont de tussenkomst aan van verschillende factoren van grafietvorming: de verwarmingsnelheid tussen 300 en 500°, de oxydatie, de gasdruk en de malaxatie; door zijn smeltbaarheid leent het exciniet zich het best tot grafietvorming.

De mededeling van Dr. Bond betreft de eigenschappen van moleculaire zifting van de steenkool, toe te schrijven aan de aanwezigheid in de substantie, van een net van fijne en ultrafijne poriën.

Gelet op het theoretisch en praktisch belang van deze mededelingen, hebben wij nuttig geacht er een samenvatting van te geven.

INTRODUCTION

Les 2 et 3 mai dernier, une importante Conférence internationale a eu lieu à Heerlen (Pays-Bas). Elle était organisée par la Direction des Staatsmijnen (Limbourg-Pays-Bas) et consacrée aux questions scientifiques relatives aux houilles et au coke.

Les communications de la première journée avaient pour objet l'étude de la genèse, de la structure et des propriétés des houilles. Les études des Dr. Fuchs et Kreulen ont ainsi traité des connaissances actuelles, respectivement, de la lignine et des acides en ce qui concerne leur intervention dans la formation de la houille. A ce même objet, se rattachait la communication du Professeur Gillet sur la connaissance chimique de l'évolution des humines.

Les autres études présentées à cette première journée concernaient plus spécialement l'étude des houilles mêmes. Du point de vue des méthodes à mettre en œuvre, le Dr. Dryden montre la nécessité de combiner plusieurs techniques d'investigation. C'est ainsi que l'examen en lumière infrarouge, dont les résultats sont souvent difficiles à interpréter, demande à être fait parallèlement à l'examen par les méthodes chimiques habituelles. Le Dr. Heinze met en évidence, par l'application de diverses méthodes de mesure, les variations de la dureté et de la résistance des houilles en fonction de leur degré d'évolution. L'étude du Dr. Schuyer montre comment diverses propriétés physiques et chimiques des houilles dépendent en grande partie des dimensions des fragments structuraux aromatiques dont la houille est supposée constituée. De la grandeur de ces lamelles (« clusters ») dépendrait, entre autres, l'aptitude au ramollissement thermique des houilles. Les conférences du Dr. Schuhmacher et du Professeur Ward traitent de l'application, respectivement, des méthodes d'hydrogénation et d'oxydation à l'étude du problème de la constitution des houilles.

Les communications de la deuxième journée d'étude se rapportaient à la carbonisation des houilles et à l'étude structurelle du coke.

En ce qui concerne l'étude thermique de la cokéfaction, le Dr. van Krevelen émet l'hypothèse que le ramollissement thermique des houilles consiste en une dépolymérisation donnant un liquide métastable; le dégagement gazeux résulterait de coupures thermiques libérant la partie non aromatique des lamelles constitutives de la houille. Les résidus aromatiques des lamelles se recombineraient ultérieurement. Le Dr. Boyer a donné un exposé d'ensemble sur les derniers travaux du laboratoire de Verneuil en vue de l'amélioration des propriétés mécaniques du coke. L'étude du Dr. Fitzgerald applique les données de la cinétique chimique à l'interprétation des changements d'état survenant au cours de la carbonisation. Les conclusions de ce travail rejoignent en plusieurs points celles de van Krevelen.

La conférence de J.W. Phillips se rapporte également aux déformations plastiques de la houille, mais telles qu'elles se présentent à la température ordinaire. L'aptitude à la déformation plastique à température ordinaire n'est pas une propriété de la houille seule et semble n'avoir aucun rapport avec le ramollissement thermique proprement dit.

La communication du Dr. Mackowsky traite de l'examen des coques, spécialement par voie microscopique. Dans ce domaine également, la collaboration intime entre les diverses disciplines se montre primordiale. L'étude du Dr. Dahme, relative à la réactivité, confirme la nécessité de cette collaboration.

L'anisotropie optique des coques et son application au problème des mélanges constituent l'objet de la communication de B. Alpern. Le travail de S. Durif met en évidence l'intervention, au cours de la cokéfaction, de divers facteurs de graphitisation : la vitesse de chauffe entre 300 et 500°, l'oxydation, la pression gazeuse et le malaxage; l'exinite, par sa grande fusibilité, est le constituant pétrographique qui se graphitise le mieux. L'étude de R.L. Bond traite des propriétés de tamisage moléculaire de la houille, dues aux étranglements dans le réseau des pores fins et ultrafins de la substance.

Etant donné l'importance théorique et pratique de toutes ces études, nous avons jugé utile d'en donner les résumés ci-après, établis en général d'après ceux des auteurs.

L'ETAT ACTUEL DE NOS CONNAISSANCES DE LA LIGNINE ET L'IMPORTANCE DE CELLE-CI POUR LA GENESE DE LA HOUILLE

par W. FUCHS,

Technische Hochschule Aachen.

On pourrait définir la lignine comme une substance présente dans les lamelles centrales des parois cellulaires lignifiées, plus riche en carbone et plus pauvre en oxygène que les carbohydrates de la paroi cellulaire, et contenant du méthoxyle aromatique.

Pour la séparation du bois en carbohydrates et en lignine, les méthodes sont connues.

Sont à retenir plus particulièrement le procédé Asplund où, même sans une telle séparation, la lignine se présente sous forme d'un mastic enrobant les fibres de cellulose et qui fond rapidement

à 200°C environ, vient ensuite le procédé biologique suivant lequel les carbohydrates sont assimilés par des microorganismes, alors que la lignine subsiste inaltérée.

La lignine originelle et les préparations isolées de lignine se ressemblent sans cependant être identiques.

Pendant la croissance d'une plante déterminée, on constate d'abord la lignification et ensuite la méthylation. Ce fait, ainsi que l'examen de la lignine de plantes inférieures, montrent que ce n'est que relativement tard que, dans la famille des cormophytes, la phylogénie a donné lieu à la formation de tissus lignifiés. A l'origine apparaît une lignine d'une teneur inférieure en méthoxyle, puis la lignine d'une teneur supérieure en méthoxyle.

La lignine, ainsi que la protéine, sont caractéristiques des espèces. Par conséquent, elles se distinguent en tant qu'espèce l'une de l'autre, elles sont différentes dans de jeunes et de vieilles plantes et forment un mélange de composantes.

On peut décrire le mécanisme de la lignification. Dès que la lignification commence, l'activité vitale de la cellule est diminuée; la lignification achevée, la susdite activité est étouffée entièrement et le protoplasme a complètement disparu.

Pour illustrer la liaison caractéristique entre l'activité vitale, d'une part, et la lignification, d'autre part, l'auteur a supposé que la tension de traction, naissant dans la direction de végétation de la plante à vaisseaux, donne lieu à des processus où les réactions de décomposition de la respiration prennent de plus en plus le pas sur les réactions constructives de l'assimilation.

Le protoplasme est décomposé sous l'influence d'enzymes d'espèces caractéristiques, tandis que l'oxygène lié à la paroi cellulaire est transporté dans le contenu de la cellule. D'après la théorie propre de l'auteur, de l'oxygène est soustrait aux carbohydrates de la paroi cellulaire sous la forme de peroxyde d'hydrogène, et transporté dans le contenu de la cellule au moyen de l'enzyme catalase. Des sucres non saturés font office de produits de réduction dans la paroi cellulaire et la lignine est un produit d'échange de la plante, qui, avec la collaboration d'enzymes d'espèces caractéristiques, prend naissance à partir des carbohydrates de la paroi. On comprend dès lors que la lignine est constituée d'un mélange complexe de substances dont les caractères peuvent varier selon l'espèce.

La structure chimique de la lignine ne pourrait être décrite à l'aide d'une formule développée proprement dite, mais bien à l'aide d'un modèle statistique représentant une substance hypothétique de laquelle on peut déduire chaque fois les résultats de l'examen chimique et physique. L'auteur montre et discute un modèle statistique antérieur.

En considérant les faits qui entretemps se sont révélés, il s'est également trouvé nécessaire de développer de nouvelles méthodes d'expérimenta-

tion afin d'obtenir de meilleures données quantitatives en faveur d'un modèle statistique. Ces dernières années, nous avons élaboré une oxydation modérée et progressive de la lignine, nous en avons également séparé et isolé les produits par voie chromophotographique et les avons caractérisés par spectroscopie infrarouge. De plus amples détails sont communiqués. Il existe des preuves quantitatives évidentes démontrant que les éléments de structure du modèle statistique ont déjà été appuyés de façon évidente il y a vingt ans; ils sont constitués de sucres non saturés, de systèmes partiellement hydrogénés condensés avec de l'oxygène hétérocyclique, et d'unités purement aromatiques.

La liaison étroite entre lignine et houille a trouvé son expression dans la théorie de lignine de Fischer et Schrader sur la formation de la houille. L'auteur expose la théorie originelle et résume son état actuel. En admettant le raisonnement de l'auteur, la composition chimique des plantes disparues peut être reconstituée si l'on étudie des espèces apparentées aux espèces disparues et, si l'on approfondit expérimentalement dans le cas du développement d'une espèce déterminée les transformations chimiques qui accompagnent le développement de la graine jusqu'au stade de la plante mûre, la flore carbonifère contenait de la lignine plus pauvre en méthoxyle et moins aromatique que la lignine de la flore du tertiaire.

A la formation de tourbe, de lignite et de charbon participent donc des lignines qui diffèrent les unes des autres par leur degré d'évolution phylogénétique ou ontogénétique. Outre des plantes à vaisseaux, il y a encore des microorganismes et des animaux qui concourent à la formation de combustibles solides, si bien que le caractère variable des combustibles fossiles est déterminé, non seulement par des lignines, mais encore par des carbohydrates, des corps gras, des protéines, des cires, des résines et d'autres substances.

Les processus chimiques qui concourent à la conversion d'accumulations des matières premières mentionnées peuvent être considérés comme des hydrolyses, des oxydations et des réductions. Des processus hydrolitiques résulte la formation progressivement prédominante de la lignine dans les matières premières des conversions ultérieures. Dans des conditions aérobies, les processus d'oxydation sont favorisés, tandis que dans des conditions anaérobies ce sont les processus de réduction qui doivent prédominer. Il semble que, dans la formation des houilles, les conditions anaérobies prédominaient, tandis que la formation des lignines tertiaires s'effectuait dans des conditions aérobies.

Les lignines peuvent être oxydées plus profondément sans appoint d'énergie supplémentaire pourvu qu'il y ait de l'oxygène et, au fur et à mesure du processus, elles peuvent, lors de leur formation dans la paroi de la cellule, être réduites si la source d'énergie requise est disponible.

INVESTIGATIONS RECENTES SUR LES ACIDES HUMIQUES ET LE ROLE QU'ILS JOUENT DANS LA GENESE DE LA HOUILLE

par D. J. W. KREULEN,

Laboratorium voor Brandstof- en Olie-onderzoek, Rotterdam.

Le présent exposé traite de l'état actuel des études dans le domaine de la structure des acides humiques. Etant donné la composition variable dépendant de la matière première des acides humiques, une formule de structure générale ne saurait encore être donnée. Les acides humiques présents dans les combustibles solides proviennent, en majeure partie, de la lignine.

Leur poids moléculaire varie d'environ 1 000 à 1 400. Une molécule est composée très probablement de quelques unités plus ou moins égales. La structure de ces unités n'est pas encore connue, cependant on peut supposer la présence de noyaux aromatiques, principalement des noyaux benzéniques et furaniques, tandis que d'autres types de noyaux, tels que ceux de la pyridine et du thiophène ne sont pas certainement exclus. Les groupes fonctionnels les plus importants sont les groupes OH et COOH. Les considérations précédentes mettent en lumière les propriétés générales des acides humiques.

Voici la meilleure définition des acides humiques, donnée par Fuchs en 1930 : un groupe d'acides hydroxycarboxyliques naturels provenant des débris de plantes en décomposition, se présentant sous forme de substances amorphes de couleur foncée, libérant des ions H^+ et formant des sels possédant la propriété d'échanger les ions.

Une des plus grandes difficultés qui entravent l'examen de leur structure est leur faible stabilité de sorte que, déjà en cas de dissolution ou de précipitation, apparaissent des modifications moléculaires considérables. Ces modifications se rapportent aussi bien à la solubilité qu'au nombre de groupes carboxyliques. Au cours de la dissolution ou de la précipitation des acides humiques primitifs, le nombre de groupes carboxyliques s'accroît. En outre, la filiation entre les acides humiques et les matières ligneuses est si étroite qu'il est impossible de les distinguer nettement les uns des autres. Il y a dans la chimie des acides humiques beaucoup de choses qui doivent être réglées par définition.

La teneur en acides humiques et le degré de houillification n'évoluent pas parallèlement. Des teneurs élevées en acides humiques ont été rencontrées dans la tourbe et dans les lignites terreux, tandis que des sédiments géologiques de degré de houillification intermédiaire contiennent souvent beaucoup moins d'acides humiques.

A la figure 1, la composition des acides humiques provenant de matières différentes est portée en diagramme selon la méthode développée par van Krevelen. Les points s'étalent dans une large bande de houillification. Les acides humiques dont la teneur en oxygène est la plus élevée sont précisément ceux qui ont été isolés de matières très riches en acides humiques. Il est clair qu'une oxydation

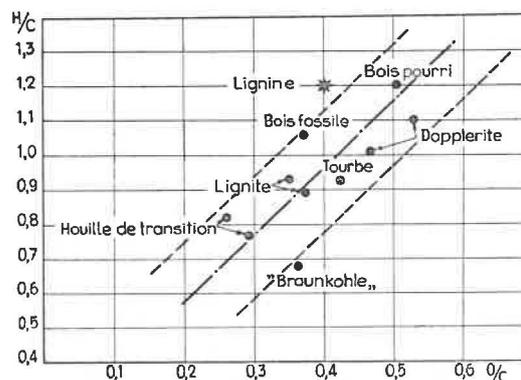


Fig. 1.

plus poussée ne produira pas seulement de plus grandes quantités d'acides humiques, mais encore des acides humiques plus oxydés.

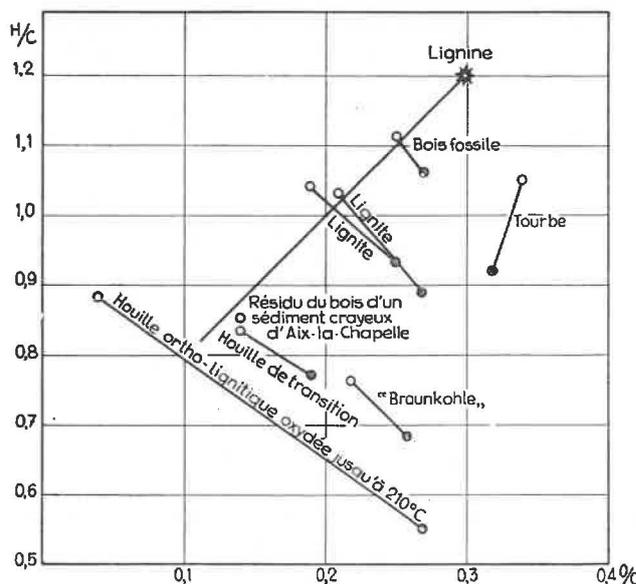


Fig. 2.

La figure 2 donne la composition des acides humiques en comparaison de celle des résidus ligneux qui y correspondent. Cette figure montre que les acides humiques sont des produits d'oxydation. La direction des lignes reliant la composition de la matière ligneuse et celle de l'acide humique correspondant est approximativement parallèle à celle de la ligne reliant la composition d'une houille de degré de houillification inférieur et de ses acides humiques « régénérés ». Les compositions de la matière ligneuse se répartissent approximativement autour d'une ligne qui, partant de la lignine, descend avec un angle de 45° pour aboutir aux houilles peu évoluées.

Des figures 1 et 2, on peut conclure que la formation d'acides humiques et la houillification sont deux processus différents qui ne conduisent pas au même résultat. La question se pose de savoir lequel de ces processus se produira le premier dans des circonstances naturelles. En conséquence, on a fait des essais concernant la capacité de forte absorption d'oxygène de différents lignites frais. On a constaté que l'oxygène ne peut pénétrer à l'intérieur de pareils sédiments. La faible teneur en acides humiques des lignites, parfois frappante, est tout à fait conforme à l'observation que nous venons de faire.

La houillification s'effectuant dans toutes les circonstances, la formation d'acides humiques

n'aura lieu que dans des conditions d'oxydation indépendamment du degré de houillification. Il faut souligner que, pendant la houillification, la matière ligneuse ainsi que les acides humiques peuvent être transformés en houille. Dans la nature, les deux processus se produisent probablement tous les deux simultanément. On ne saurait d'ailleurs guère s'imaginer de grands sédiments de débris de plantes ne possédant, tant soit peu, d'acides humiques. La présence de houilles perhydrogénées et subhydrogénées peut être expliquée, sans que la pétrographie soit à même d'en rendre compte, par le degré d'oxydation de la matière de départ avant sa houillification.

LA CONSTITUTION DE LA HOUILLE : UNE COMPARAISON DES CONCLUSIONS TIRÉES DES MÉTHODES DE CHIMIE ORGANIQUE AVEC CELLES TIRÉES DES SPECTRES D'ABSORPTION INFRAROUGE

par I. G. C. DRYDEN,

British Coal Utilisation Research Association, Leatherhead.

Lorsqu'on étudie une caractéristique donnée de la molécule de charbon, il est essentiel, en vue d'éviter une interprétation erronée des résultats, de comparer les indications fournies par plusieurs méthodes. Une combinaison particulièrement utile dans l'étude de la chimie de la molécule est celle du spectre d'absorption infrarouge et des essais chimiques sur les groupements d'atomes.

Du fait que le vitrain est homogène en sa structure chimique fondamentale [1], une comparaison des résultats obtenus sur des extraits de charbon par des solvants et sur de la houille solide non fractionnée se justifie dans certaines limites.

Les houilles que l'on considère dans cette étude sont les houilles bitumineuses pour lesquelles il est permis d'admettre que l'oxygène présent se trouve presque entièrement sous forme de groupements hydroxyle, carbonyle, éther ou hétérocycliques.

Des spectres infrarouges de charbons et d'extraits de charbons ont été publiés aux U.S.A. [3-5], en Allemagne [6], aux Pays-Bas [7], en Yougoslavie [13] et en Grande-Bretagne [2, 8, 12]. Ils indiquent une structure essentiellement aromatique et probablement polycyclique, avec un haut degré de substitution aromatique. Des composés aliphatiques sont également présents. Une forte bande d'absorption à $1\ 600\text{ cm}^{-1}$, due à des cycles aromatiques, est probablement renforcée par l'accolement de groupements oxygénés. Les liaisons doubles non conjuguées paraissent absentes. Des groupements hydroxyles phénoliques, associés par liaisons hydrogène, sont présents dans tous les charbons contenant moins de 88 % de carbone.

Les groupes carbonyles non conjugués ne constituent pas un caractère fondamental des charbons brillants, bien qu'un ou deux chercheurs [2, 11] aient signalé avoir observé les bandes correspon-

dantes. La diminution de l'intensité de ces bandes, observée quand la teneur en carbone du charbon augmente, ne peut pas être associée avec la diminution de « l'oxygène réactif » obtenue par Bangham et Dryden [14] puisqu'il a été démontré par Brown [12] que les charbons utilisés par Bangham et Dryden ne contenaient pas de groupes carbonyles non conjugués.

On a récemment démontré [10] que l'augmentation de l'absorption avec l'accroissement du degré de houillification [7, 8 et 12] résulte principalement de la dispersion des particules et peut être réduite par un broyage prolongé.

Brown [12] a noté une diminution dans l'intensité de la bande d'absorption du groupe hydroxyle avec l'accroissement du degré de houillification (elle va de pair avec une augmentation de l'intensité des bandes C-H aromatiques); elle est suivie d'une diminution marquée de l'intensité des bandes C-H aliphatiques pour des teneurs en carbone situées dans la zone de 90 à 94 %. En comparant la densité optique de bandes voisines correspondant à des liaisons C-H aromatiques et aliphatiques, et en évaluant le rapport des coefficients d'extinction correspondants, au moyen de mélanges de référence, il est parvenu à estimer en première approximation la proportion d'hydrogène aliphatique et d'hydrogène aromatique, dans la molécule de chaque type de houille. Brown a également étudié la substitution aromatique (y compris le mode de condensation des cycles de benzène) en analysant le schéma d'absorption entre 700 et 900 cm^{-1} , qui est très caractéristique de la distribution de l'hydrogène aromatique restant non substitué. Au-dessus de 93 % de teneur en carbone, les cycles aromatiques avec liaisons C-H isolées prédominent, indiquant la présence de larges systèmes aromatiques condensés.

D'autres caractéristiques des spectres discutées par divers chercheurs sont passées en revue dans l'exposé détaillé.

Les groupements hydroxyles de la houille ont été évalués par diverses méthodes chimiques [3, 15, 18], mais il existe une incertitude concernant le degré d'achèvement des réactions, étant donné que la structure du charbon solide, l'agrégation des molécules en solution, la chélation et les empêchements stériques peuvent tous s'opposer à une réaction complète entre les réactifs et les groupes hydroxyles.

Un diagramme récapitulatif tous les résultats obtenus par ces méthodes montre que les valeurs les plus élevées concordent de façon satisfaisante avec les mesures spectroscopiques et indiquent la disparition de l'hydroxyle lorsque la teneur en carbone dépasse 89 %.

En comparant les mesures réalisées par Kinney sur la quantité d'acide acétique produit en oxydant divers charbons et sur la quantité de méthane obtenu en carbonisant les mêmes charbons à 500°C avec les rapports hydrogène aliphatique/hydrogène aromatique déduits par Brown de déterminations spectrales, on constate que les premiers résultats concordent bien et les derniers moins bien. Il est néanmoins difficile de se représenter les mécanismes chimiques mis en œuvre.

Des récents travaux du B.C.U.R.A. ont utilisé systématiquement cette comparaison de l'étude infrarouge et de l'analyse chimique des mêmes échantillons. Le degré d'achèvement des réactions peut ainsi être estimé et l'exactitude de l'attribution des bandes infrarouges peut être vérifiée expérimentalement. On a utilisé des solutions diluées d'un extrait obtenu en traitant un charbon à environ 80 % de carbone par l'acétone et le butanone.

Le faible degré de réaction avec l'hydrure de lithium et d'aluminium et le diazométhane indique la possibilité d'une chélation entre l'hydroxyle et la quinone dans la molécule de charbon. L'oxydation par l'acide benzoïque donne un produit sans groupes époxydes, ce qui confirme l'absence de doubles liaisons non conjuguées, cette absence est également confirmée par le résultat de la bromuration (simple substitution) en l'absence de lumière. La déshydrogénation à la poudre de sélénium réduit l'intensité de la bande C-H aliphatique et augmente celle de la bande C-H aromatique; ceci indique que quelques-uns des composés non aromatiques sont de nature alicyclique. L'hydrogénation catalytique avec du nickel de Raney donne des produits intéressants dont les caractéris-

tiques sont encore difficiles à interpréter dans leurs relations avec la nature du charbon et la méthode de traitement.

Les résultats les plus concluants furent obtenus par l'acétylation d'extraits de charbon en solution pyridinique; une diminution de l'intensité de la bande hydroxyle était accompagnée par le développement de bandes caractéristiques des esters du type acétate de phényle. Ceci confirmait de façon frappante la présence d'hydroxyle phénolique indiquée par le spectre du charbon.

Le degré de réaction était inférieur à celui obtenu pour des charbons similaires traités par d'autres méthodes, telles que la titration par l'ami-noéthoxyde de sodium en solution dans l'éthylène diamine.

Ce résumé est publié avec la bienveillante permission de la « British Coal Utilisation Research Association ».

REFERENCES

- [1] I.G.C. Dryden : *Brennstoff Chemie*, 1955, 36, 00 (Mars).
- [2] C.G. Cannon et G.B.B.M. Sutherland : *Trans. Faraday Soc.*, 1945, 41, 279.
- [3] M. Orchin, C. Golumbic, J.E. Anderson et H.H. Storch : *U.S. Bur. Mines Bull.* 505, 1951.
- [4] R.A. Friedel et J.A. Quesier : *Annual Pittsburgh Conf. on Analyt. Chem. and Appl. Spectroscopy*, Mars, 1954.
- [5] R.A. Friedel et M.G. Pelipetz : *J. Opt. Soc. Amer.*, 1953, 43, 1051.
- [6] G. Bergman, G. Huck, J. Karweil et H. Luther : *Brennstoff Chemie*, 1954, 35, 175.
- [7] H.A. van Vucht, B.J. Rietveld et D.W. van Krevelen : *Fuel*, 1955, 34, 50.
- [8] C.G. Cannon : *Nature*, 1953, 171, 508.
- [9] R.R. Gordon, W.N. Adams et G.I. Jenkins : *Ibid.*, 1952, 170, 317.
- [10] R.R. Gordon, W.N. Adams, G.J. Pitt et G.H. Watson : *Ibid.*, 1954, 174, 1098.
- [11] W.A. Kirkby, J.R.A. Lakey et R.J. Sarjant : *Fuel*, 1954., 33, 480.
- [12] J.K. Brown : *J. Chem. Soc.*, 1955, OO (Paper n° 5562).
- [13] D. Hadzi : *Diss. Acad. Sci. Slov., Class III*, 1951, 99, 3.
- [14] D.H. Bangham et I.G.C. Dryden : *Fuel*, 1950, 29, 291.
- [15] G.R. Yohe et E.O. Blodgett : *J. Amer. Chem. Soc.*, 1947, 69, 2644.
- [16] K.I. Syskow et T.A. Kukhareno : *Zavod. Lab.*, 1947, 13, 25.
- [17] A. Ichnatowicz : *Prace Glow. Inst. Gorn.*, 1952, Komm. 123, 38.
- [18] J.D. Brooks et T.P. Maher : *Research*, 1954, 7, S 30.
- [19] C.R. Kinney, *J. Amer. Chem. Soc.*, 1947, 69, 284.

EXPERIENCES COMPAREES DE LA DURETE ET DE LA RESISTANCE DES HOUILLES DE DIFFERENTS DEGRES DE HOUILLIFICATION

par M. G. HEINZE,

Steinkohlenbergbauverein, Essen.

Au cours de ce travail, on a essayé sur des échantillons de charbons de différents degrés de houillification des méthodes de détermination de la dureté et de la résistance mécanique des char-

bons et l'on a comparé chaque procédé de détermination à ces résultats.

Les méthodes suivantes ont été utilisées :

- 1) Détermination de la micro-dureté Vickers.

- 2) Détermination de la micro-dureté par rayage.
- 3) Détermination de la macro-dureté Vickers.
- 4) Examen de la structure d'après Gründer.
- 5) Détermination de la dureté sous charge alternante d'après Späth.

La dureté Vickers de tous les constituants a été déterminée au moyen du « Durimètre » de la firme Leitz, Wetzlar, avec une charge de 100 g.

Dans la série des charbons ayant de 12 à 40 % de matières volatiles, sur sec, sans cendres, on a enregistré une dureté minimum de la vitrite pour une teneur de 15 % environ. Les anthracites, c'est-à-dire les charbons de moins de 10 % de matières volatiles, ont un comportement élastique, reconnaissable au fait que les empreintes disparaissent aussitôt après l'enlèvement de la pointe du diamant.

La différence de dureté en fonction du rang pourrait s'expliquer grâce à l'image représentative de la structure fine de la houille telle qu'elle a été réalisée par M. van Krevelen et d'autres expérimentateurs.

Les données de la micro-dureté Vickers des constituants hétérogènes ne peuvent être comparées telles quelles à celles de la micro-dureté Vickers de la vitrite, parce que, par exemple dans la clarite, les spores et les cuticules ramollissent en quelque sorte la zone sur laquelle on place l'empreinte de la pointe du diamant. Et il faut encore tenir compte de la composition très variable des constituants hétérogènes.

L'étude statistique des essais de micro-dureté exécutés sur toute la puissance d'un profil de couche donne une valeur de dureté caractéristique pour la couche appelée « Flözhärtewert », c'est-à-dire valeur de la dureté de la couche. Cette valeur peut être calculée à partir de la micro-dureté de chaque constituant de la couche, lorsqu'on en connaît la composition pétrographique globale.

Pour les charbons de tous rangs et pour tous les constituants, on admet, pour la mesure de la micro-dureté Vickers, une erreur maximum de $\pm 0,5$ kg/mm².

La dureté de la fusite n'a pas pu être déterminée à cause de la faible épaisseur des parois cellulaires.

Le durimètre permet de déterminer, outre la micro-dureté Vickers, la micro-dureté par rayage.

Les raies pratiquées sur les charbons examinés étant peu marquées n'ont pas permis d'établir des valeurs exactes pour la dureté par rayage.

La macro-dureté Vickers des charbons a été déterminée au moyen du « Dia-Testor 2 » des Usines Otto Wolpert (S.A.R.L.) à Ludwigshafen, avec une charge de 1 000 g.

Pour tous les constituants, la valeur de la macro-dureté Vickers a toujours été inférieure à

la valeur de la micro-dureté Vickers. Les courbes représentant la dureté en fonction du degré de houillification notent des accroissements à peu près parallèles.

Ce phénomène a été expliqué par le crevassement qui se produit dans toutes les houilles. En tenant compte de ce crevassement, on a pu établir la formule suivante qui établit une relation entre la macro- et la micro-dureté :

$$HV_{\text{micro}} = HV_{\text{macro}} + K.R.$$

où R représente le coefficient de crevassement d'une couche et K est une constante.

La résistance structurale a été déterminée à l'appareil d'examen de structure de la Maison Brabender, mise au point par Gründer en collaboration avec cette firme.

Les déterminations ont été effectuées, pour chaque couche, sur un grand nombre d'échantillons de 100 cm³, de compositions pétrographiques très diverses, de la fraction granulométrique 1 à 3 mm.

La résistance structurale minimum se situe dans la zone des houilles grasses. Comme la notion de « résistance structurale » est la résultante de plusieurs propriétés de la houille, telles que : dureté, crevassement, adhérence, élasticité, fragilité et viscosité, on a essayé d'établir une relation entre ces propriétés et la résistance structurale. Les résultats peuvent être résumés comme suit :

I. a) la résistance des grains de charbon au broyage dépend de leur dureté, c'est-à-dire du rang et de la composition pétrographique, de la proportion dans l'échantillon de constituants des plus durs aux plus mous et de la cohésion;

b) la cohésion est définie par le rapport entre la résistance des grains de charbon au broyage et la durée de broyage.

II. La durée de broyage dépend fortement du crevassement.

On a trouvé un rapport entre la macro-dureté Vickers et la résistance structurale.

La dureté sous charge alternante et prolongée des houilles a été déterminée au moyen du « Vibrotester » mis au point par Späth et basé sur le principe d'un ciseau qui tourne lentement et s'enfonce dans les corps expérimentés sous l'effet d'impulsions données par fréquence acoustique.

Les résultats obtenus par cette méthode diffèrent nettement des résultats obtenus par les autres méthodes.

Tandis que les trois méthodes décrites ci-dessus donnaient, dans la zone des houilles grasses et demi-grasses, une valeur minimum de dureté et de résistance, la courbe des résultats obtenus au « Vibrotester » donne des valeurs diminuant de façon continue des flambants aux anthracites.

COMPLEXES DANS LA HOUILLE

par J. SCHUYER,

Staatsmijnen in Limburg, Centraal Laboratorium, Geleen.

Les propriétés physiques et chimiques de la houille dépendent en grande partie de la grandeur des fragments structuraux aromatiques (« clusters » ou lamelles).

Antérieurement, nous avons déduit [1] de données optiques que le nombre d'atomes de carbone qui figure en moyenne par lamelle dans la vitrinite est indiqué en première approximation par la formule simple :

$$\bar{C}_{ar} \approx \frac{400}{100 - \% C} \quad (1)$$

La surface qu'un atome de carbone aromatique occupe dans un réseau de graphite étant environ de 2,5 Å², la surface de ces lamelles est donnée par

$$\bar{S} \approx \frac{1000}{100 - \% C} \text{ Å}^2 \quad (2)$$

Ceci fournit des diamètres de lamelles qui s'accordent de façon satisfaisante avec les diamètres des cristallites [2], déterminés par Hirsch au moyen des rayons X (fig. 3). A plus forte raison,

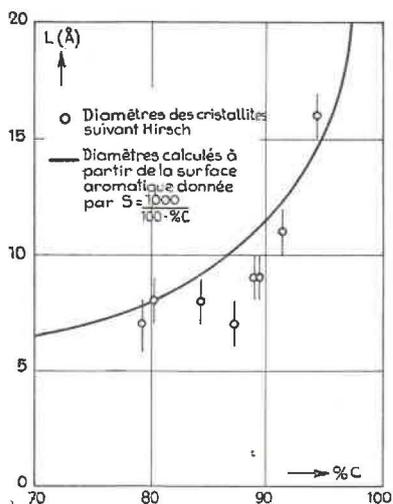


Fig. 3. — Diamètres des surfaces aromatiques de différents charbons

si l'on se rend compte qu'il n'est pas nécessaire que les cristallites soient parfaits du point de vue de leur structure, les régions réellement cristallines seront le plus souvent de diamètres plus petits que les lamelles dont elles sont composées.

Etant donné leur forme géométrique ainsi que les forces d'attraction de Van der Waals, les lamelles tendront à s'orienter en cristallites (tassement). Si nous admettons que l'énergie de liaison entre deux lamelles dans un cristallite est en moyenne de 1,5 kcal par atome-gramme de carbone

aromatique [3], cette énergie pour des lamelles d'environ 45 atomes de carbone aromatique est à peu près équivalente à celle de la liaison aliphatique C-C.

Il en résulte que la liaison entre de plus petites lamelles est thermiquement instable à l'égard de la combinaison C-C dans les chaînes latérales, tandis que la liaison entre de plus grandes lamelles est plus stable que la combinaison C-C dans les chaînes latérales. Dans le premier cas, il y aura ramollissement pendant la décomposition, dans le second cas ce ramollissement ne se produira pas. Grosso modo, la limite entre les charbons cokéfiantes et les anthracites devrait se trouver à $\bar{C}_{ar} \approx 45$ ou, selon la formule (1), pour $C \approx 91\%$, ce qui est en bonne concordance avec la réalité.

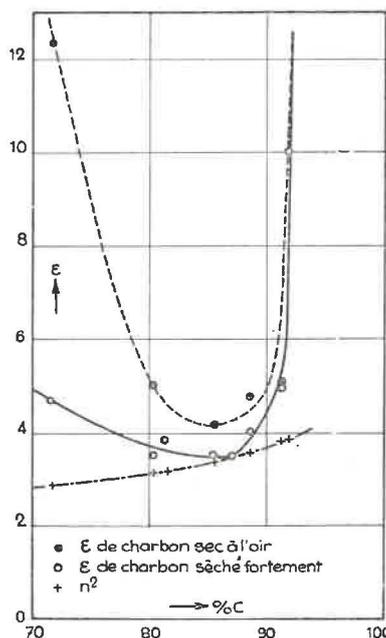


Fig. 4. — Constantes diélectriques de charbons.

Une comparaison de la constante diélectrique [4] avec le carré de l'indice de réfraction de vitrinites (fig. 4) de différents degrés d'évolution montre que, dans les stades les plus récents de houillification, les unités de structure sont encore légèrement polaires. De ces données, on peut déduire que le moment-dipolaire par unité moyenne de structure est d'environ 0,5 Debye pour une teneur en carbone de 70 %.

Il s'ensuit que les groupes polaires (OH, COOH) se trouvent disposés de façon assez symétrique autour des noyaux atomiques.

Au cours de l'évolution, le caractère polaire des unités de structure, ainsi que la teneur en eau de constitution, diminuent en fonction de la décroissance de la teneur en oxygène. Cependant, pour $C > 87\%$, il se produit un désaccord entre ϵ

et n^2 , qui s'accroît rapidement indiquant la présence de conductibilité électrique.

Ces charbons sont des semi-conducteurs intrinsèques dont la résistance est donnée par

$$\rho = A \exp. \frac{\Delta u}{2 k T},$$

où Δu est une barrière d'énergie que doivent franchir les électrons afin de pouvoir participer à la conductibilité et qui, dans les anthracites, est de l'ordre de kT . Nous supposons que cette énergie est exigée par le transfert de charge entre les lamelles. Δu se trouve être une fonction linéaire de l'inverse de la surface lamellaire [5] (fig. 5)

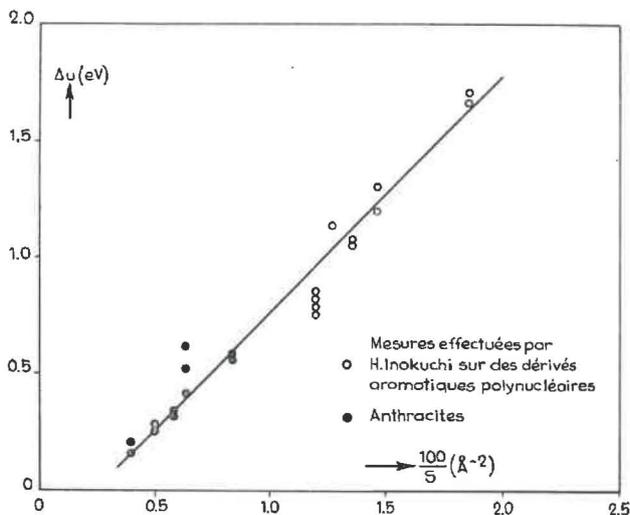


Fig. 5. — Barrière énergétique en fonction de l'inverse de la surface aromatique.

et est pratiquement indépendant de la direction de courant par rapport à la stratification. On s'explique ce qui précède en admettant que la conductibilité se fait par le jaillissement des électrons entre les lamelles, perpendiculairement aux surfaces lamellaires (fig. 6).

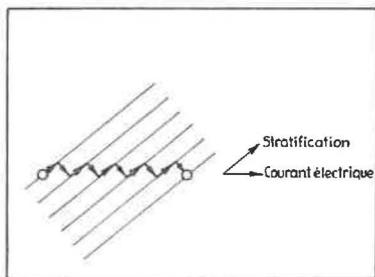


Fig. 6. — Diagramme figurant le transfert de charge à travers le charbon.

Le rapport entre Δu et S peut être rendu acceptable à l'aide d'un modèle fort simplifié.

Considérons les lamelles aromatiques comme de petits conducteurs; alors, deux lamelles parallèlement orientées forment quasi un condensateur plan. Ainsi, la barrière d'énergie peut être égalée

à l'énergie qu'il faut pour charger le condensateur de la charge d'un seul électron. Ceci donne un accord satisfaisant entre les valeurs calculées de la barrière d'énergie et les valeurs expérimentales.

Le transfert de charge peut être effectué également par de l'énergie lumineuse, pourvu que la barrière d'énergie soit plus petite que l'énergie du quantum de lumière.

Ceci doit influencer les propriétés optiques. Observons la réfraction molaire, une fonction additive de l'indice de réfraction, n et de la densité d , qui, par atome-gramme de carbone, est représentée pour la houille par :

$$\frac{n^2 - 1}{n^2 + 2} \cdot \frac{M/C}{d} = R_C + \frac{H}{C} R_H + \frac{O}{C} R_O + \dots + \frac{I_M}{C} \quad (3)$$

où R = réfraction atomique et I_M = incrément molaire qui dépend exclusivement du système aromatique.

A l'aide de l'aromaticité $f_a = C_{ar}/C$, qui peut être déterminée par voie densimétrique [6], et des données expérimentales de n , d et de la composition élémentaire, on peut déduire I_M/C_{ar} à partir de (3).

Or, il est également possible de calculer théoriquement cette grandeur si nous admettons que les lamelles aromatiques sont de petits conducteurs en forme ellipsoïde de révolution. Dans ce cas, I_M/C_{ar} est exclusivement une fonction non ambiguë du rapport des deux axes principaux de l'ellipsoïde [7].

S'il ne se produit pas de transfert de charge (petites lamelles), l'axe de symétrie est indépendant de la grandeur des lamelles et est donc une valeur constante (3,2 Å). Dans ce cas, I_M/C_{ar} est déterminé exclusivement par la surface des lamelles (fig. 7). Au contraire, s'il y a conductibilité

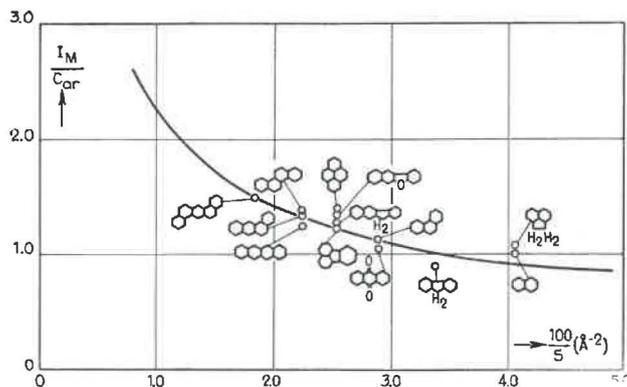


Fig. 7. — Incrément molaire par atome de carbone en fonction de la surface aromatique.

électrique entre les lamelles par transfert de charge (grandes lamelles), l'axe de symétrie devient 2, 3, ... fois plus grand à mesure que ce transfert de charge se produit entre 2, 3 ... lamel-

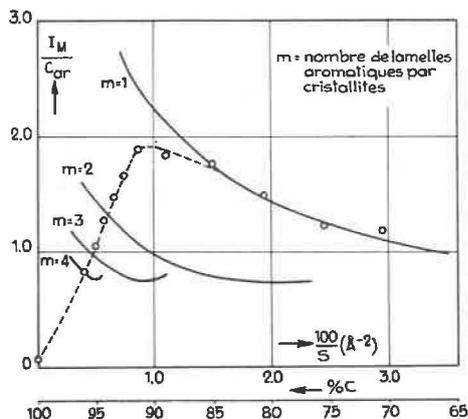


Fig. 8. — Incrément molaire par atome de carbone aromatique en fonction de la surface aromatique.

les. On obtient ainsi la figure 8 donnant les résultats de mesure de vitrinites caractéristiques de la gamme de houillification.

Il en résulte que le transfert de charge interlamellaire devient notable pour les vitrinites dont la teneur en carbone est supérieure à environ 90 %. Les lamelles associées par conductibilité constituent des complexes moléculaires qui, comme nous venons de le constater, sont très stables du point de vue thermique. Dans les anthracites, ces complexes sont constitués par 2 - 3 lamelles (fig. 8), ce qui concorde avec les nombres de lamelles dont la plupart des cristallites sont constituées [2].

Aussi, n'y a-t-il pas de différence proprement dite entre les complexes moléculaires et les cristal-

lites. Nous ne parlons ici que de complexes pour faire ressortir qu'il y a transfert de charge entre les lamelles.

Dans le cas d'orientation non idéale des lamelles, il n'y a pas qu'une seule valeur pour la barrière d'énergie, mais une série continue de valeurs donnant lieu à un spectre continu d'absorption dans la région visible. Ceci ressort également du fait que les co-précipités de différentes grandes molécules aromatiques donnant un diagramme X diffus sont noires [8], par opposition aux mélanges de ces combinaisons.

La « couleur » noire de l'anthracite doit probablement être attribuée en ordre principal au transfert de charge dans les complexes, tandis que celle de charbons moins évolués pourrait se baser sur la présence d'une faible concentration de groupes quinoniques.

LITTERATURE

- [1] J. Schuyer et D.W. van Krevelen, Fuel, 33., 176 (1954).
- [2] P.B. Hirsch, Proc. Roy. Soc. A 226, 143 (1954).
- [3] H. Inokuchi et al. Bull. Chem. Soc. Japan 25, 299 (1952); G.M. Barrow et A.L. McClellan, J. Am. Chem. Soc. 75, 573 (1951); A. Magnus et F. Becker, Erdöl u. Kohle, 4, 115 (1951).
- [4] M.P. Groenewege, J. Schuyer et D.W. van Krevelen, va paraître.
- [5] J. Schuyer et D.W. van Krevelen, Fuel 34 (1955).
- [6] D.W. van Krevelen et H.A.G. Chermin, Fuel 33, 79, 338, (1954).
- [7] J. Schuyer, L. Blom et D.W. van Krevelen, Trans. Farad. Soc. 49, 1391 (1953); J. Schuyer, Chem. Weekblad 51, (1955).
- [8] H. Akamatu et K. Nagamatsu, J. Colloid Sci 2, 593 (1947).

CONSTITUTION DES PRODUITS RESULTANT DE LA HOUILLE PAR L'HYDROGENATION A BASSE TEMPERATURE

par J. P. SCHUHMACHER,

en collaboration avec H. A. van VUCHT, M. P. GROENEWEGE et L. BLOM, Staatsmijnen in Limburg, Centraal Laboratorium, Geleen.

Le but final de l'examen de la structure de la houille est d'examiner :

1) La structure des unités composant la houille.

Dans ce cas, ce n'est pas seulement la façon dont les atomes de carbone se trouvent liés dans le squelette de la houille qui nous intéresse, mais encore la façon dont les atomes O, N et S s'y trouvent combinés.

2) La façon dont les unités de structure se sont combinées les unes avec les autres.

L'étude du processus d'hydrogénation et des produits de cette réaction peut contribuer à cet examen; nous nous bornerons au premier point.

Si l'on veut tirer des conclusions concernant la structure des unités de la houille en partant de la structure des produits obtenus lors de leur décomposition, il faut que celle-ci se fasse de la façon la moins destructive possible.

Au premier abord, on peut procéder à une température assez élevée — 350 à 375°C — il faut cependant éviter autant que possible des réactions secondaires des produits résultants primaires.

Partant de ce principe, Weiler construisit un autoclave à récipient de tête froide où les produits de décomposition parviennent par distillation dès que l'hydrolyse a progressé suffisamment loin pour qu'ils puissent être distillés.

Cet autoclave est décrit par Neuworth [1]. Celui-ci et surtout Glenn, Neuworth et leurs collaborateurs [2] ont exécuté beaucoup de recherches avec cet appareillage.

Une deuxième possibilité consiste dans l'hydrogénation à la température la plus basse possible et dans un autoclave ordinaire, d'arrêter l'expérience après un temps de réaction relativement court, d'extraire à l'aide d'un dissolvant le mélange de

réaction et de ramener le résidu avec un catalyseur frais dans l'autoclave.

Dans quelques cas, il est nécessaire de répéter maintes fois cette série de manipulations.

Ce sont entre autres Biggs et Weiler [3], et Le Claire [4] qui ont procédé de cette façon.

Comme catalyseur, on utilise souvent du chromite de cuivre. Dans ce cas-ci, le principe réside en ce que le chromite de cuivre est très actif pour la décomposition et l'hydrogénation de ponts d'oxygène-éther, il est par contre relativement inactif pour l'hydrogénation de systèmes cycliques aromatiques.

Un autre catalyseur souvent appliqué est l'étain métallique ou en sel, en combinaison avec un dérivé d'halogène tel que le chlorure d'ammonium.

Une théorie concernant l'action catalytique d'étain + combinaison d'halogène est donnée par Weller, Clark et Pelipetz [5].

L'huile de transport joue en outre un rôle important, particulièrement lors de l'hydrogénation technique de la houille.

Lors de l'examen de la structure à l'aide de la décomposition par hydrogénation, la présence d'une huile de transport n'est pas strictement nécessaire; la plupart des expérimentateurs procèdent avec un mélange sec de charbon et de catalyseur. Au cours de nos propres examens, nous avons utilisé la tétraline comme huile de transport, ce qui est avantageux en ce sens que l'on peut choisir une basse température de réaction.

La façon de fractionner les produits de décomposition dépend de l'examen qu'on se propose d'en faire. S'il s'agit de déterminer de quelle façon les hétéroatomes sont liés dans les produits de décomposition, un fractionnement des produits primaires de décomposition peut précéder la détermination des groupes actifs.

Ce fractionnement comporte, soit l'extraction, soit l'extraction suivie d'une précipitation fractionnée, ou bien encore la distillation fractionnée ou l'adsorption chromatographique.

Si l'on veut apprendre en outre des détails sur le groupement des atomes de carbone dans le squelette, il faut d'abord achever l'hydrogénation du produit primaire de décomposition, en enlevant en même temps les hétéroatomes non carbone. Le produit saturé résultant peut alors être séparé à l'aide de distillation fractionnée.

Détermination de la nature des groupes actifs dans le produit primaire de décomposition.

Les examens les plus importants dans ce domaine ont été faits par Glenn et ses collaborateurs.

L'étude récente de Glenn et Olleman [6], relative à l'examen de l'huile neutre obtenue par extraction alternative avec de l'acide et des lessives aqueuse et alcoolique du distillat d'une hydrogénation de charbon de Pittsburgh, est le plus amplement détaillé.

Détermination de la structure du squelette de carbone.

Dans ce domaine, des expériences ont été faites par Biggs et Weiler [3], par Le Claire [4] et par Glenn [7].

A ce sujet également, des expériences ont été faites au Laboratoire Central des Staatsmijnen.

Le Claire a déterminé le poids moléculaire, la structure élémentaire, l'indice de réfraction, la dispersion et la densité de chaque fraction des produits de décomposition complètement hydrogénés, provenant de houilles à différents stades de houillification. Nous nous sommes servi des données de Le Claire pour calculer le nombre d'anneaux par molécule moyenne et le nombre d'anneaux par atome de carbone, en partant du poids moléculaire et de l'analyse élémentaire.

Il se fait que les résultats de ces calculs cadrent parfaitement avec ceux obtenus à partir de nos propres expériences.

Expérimentations effectuées à notre laboratoire.

La matière de départ a été la houille de la mine Maurits, couche D, d'une teneur en carbone de 86,5 %. La décomposition fut effectuée à une température de 325°C dans de la tétraline en présence de chlorure stanneux et à une pression d'hydrogène de 190 kg/cm². Après que la tétraline fut chassée par de la vapeur d'eau, le charbon décomposé fut extrait successivement par de l'hexane et de l'éther.

Le poids moléculaire moyen de l'extrait hexanique était de 350, celui de l'extrait étheré de 600.

Les extraits hexaniques et étherés furent séparément soumis à un certain nombre d'hydrogénations secondaires effectuées à une température de 275-300°C avec du nickel sur kieselguhr comme catalyseur et à une pression d'hydrogène de 190 kg/cm².

Les produits complètement hydrogénés sont fractionnés à un vide très élevé dans un appareil construit selon les indications de Wollner et de ses collaborateurs [8]. L'extrait hexanique complètement hydrogéné était divisé en 20 fractions, l'extrait étheré en 10 fractions.

De chaque fraction, on détermina la structure élémentaire, le poids moléculaire, l'indice de réfraction et la densité.

On effectua également des déterminations quantitatives et qualitatives à l'aide de la technique infrarouge.

Pour chaque fraction, on calculait, partant du poids moléculaire et de l'analyse, CH, le nombre d'atomes de carbone et d'hydrogène par molécule moyenne, le nombre d'anneaux par molécule moyenne et le nombre d'anneaux par atome de carbone. Comme il s'est avéré que, malgré les hydrogénations répétées, une petite partie des anneaux dans les différentes fractions n'était pas saturée, on a corrigé le nombre d'atomes d'hydrogène par molécule moyenne. Cette correction a été établie en tenant compte de la différence entre la

réfraction moléculaire calculée et la réfraction déterminée par voie expérimentale.

Le nombre d'anneaux par molécule moyenne est calculé en outre selon la méthode — n.d.M. [9].

En partant de déterminations quantitatives de l'absorption IR à $7,3 \mu$, on calculait le nombre de groupes de méthyle par molécule moyenne. De cette façon, on a pu fixer le nombre maximum d'atomes de carbone dans la structure cyclique — lequel nombre a été obtenu en supposant que les chaînes latérales ne se composent que de groupes de méthyle — ce qui donne une idée du degré de condensation des anneaux.

Il s'est avéré en outre que les spectres infrarouges des fractions de l'extrait hexanique complètement hydrogéné et de poids moléculaires très divergents, montrent beaucoup de ressemblance entre eux, ainsi qu'avec le spectre de l'huile d'anthracène complètement hydrogénée.

Ceci pourrait plaider en faveur d'une structure polymère des produits hydrogénés dans laquelle se répètent certaines unités si bien que l'agrandissement de la molécule ne donne pas lieu à la formation de nouveaux groupes.

Dans ce cas, les unités seraient composées en substance des mêmes composants que l'huile d'anthracène complètement hydrogénée, c'est-à-dire de phénanthrène propre, complètement hydrogéné, et de phénanthrène substitué.

LITTÉRATURE

- [1] M.B. Neuworth, J. Am. Chem. Soc. 69, 1635 (1947).
- [2] A.N. Basu et R.A. Glenn, Fuel 27, 96 (1948).
J.S. Wolfarth et R.A. Glenn, Fuel 28, 253 (1949).
A.N. Basu et R.A. Glenn, Fuel 29, 134 (1950).
R.A. Glenn et C.W. De Walt fils, Fuel 32, 157 (1953).
- [3] B.S. Biggs et J.F. Weiler, J. Am. Chem. Soc. 59, 369 (1937).
- [4] C.D. Le Claire, J. Am. Chem. Soc. 63, 543 (1941).
- [5] S. Weller, E.L. Clark et M.G. Pelipetz, Ind. Eng. Chem. 42, 334 (1950).
- [6] R.A. Glenn et E.D. Olleman, Anal. Chem. 26, 350 (1954).
- [7] R.A. Glenn, Fuel 28, 32 (1949).
- [8] H.J. Wollner, J.R. Matchett et J. Levine, Ind. Eng. Chem. An. Ed. 16, 329 (1949).
- [9] K.A. van Nes et H.A. van Westen, Aspects of the constitution of mineral oils, 344 (1951).

LES PRODUITS DE L'OXYDATION MODERÉE DE LA HOUILLE

par Stacey G. WARD,

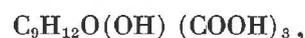
Mining Department, University of Birmingham.

La présence de structures carbocycliques dans la houille a été démontrée par Bone et d'autres expérimentateurs qui ont isolé des acides carboxyliques à noyaux benzéniques des produits d'oxydation de la houille par le permanganate en solution alcaline. Depuis quelque temps déjà, on a supposé l'existence de structures condensées polycycliques dans la houille et cette supposition a été considérablement appuyée par les résultats d'études physiques et physico-chimiques récentes. Il reste cependant à considérer que jusqu'ici des combinaisons contenant plus d'un noyau benzénique n'ont pas été isolées de la houille, excepté dans le cas où on a employé des méthodes énergiques qui pouvaient causer la formation de combinaisons polynucléaires par des réactions de condensation, etc.

Parmi les nombreuses méthodes de dégradation qui ont été appliquées pour élucider les détails de la constitution de la houille, c'est l'oxydation qui s'est trouvée être la plus efficace. Bone, Horton et Ward avaient suggéré que le processus d'une pareille oxydation pourrait être conforme au schéma suivant : houille \rightarrow acide humique \rightarrow acides intermédiaires \rightarrow acides carboxyliques benzéniques et d'autres acides cristallins simples. Ces dernières années, ces acides intermédiaires solubles dans l'eau, indiqués comme acides *subhumiques*, ont été examinés au « Mining Department » de l'Université de Birmingham lors d'une tentative d'isoler et de caractériser des produits plus complexes que les acides carboxyliques simples du benzène.

Les acides humiques employés comme matière de départ sont obtenus par oxydation avec du permanganate en solution alcaline de houilles extraites ou par extraction avec de l'alcali de houilles altérées (extraite à ciel ouvert). Les acides humiques obtenus forment une série de combinaisons en rapport étroit; il n'a pas été possible d'isoler un acide humique simple du point de vue chimique.

On a remarqué une cassure dans la courbe de la vitesse d'oxydation des acides humiques par le permanganate en solution alcaline. Il y a consommation de 1,6 g de permanganate par gramme d'acide humique. L'oxydation à échelle modérée dans ces proportions fournit des acides colorés non volatils mélangés avec beaucoup de matières inorganiques. Une partie de la matière organique est éliminée du mélange par extraction successive à l'éther, à l'acétone et à l'éthanol. On obtient ainsi des produits légèrement colorés non cristallisables qui, analysés comme composés individuels, correspondent aux formules :



Ces formules ne peuvent représenter des dérivés benzéniques simples.

En procédant à une échelle plus grande, par extraction d'une solution largement acidifiée au

moyen de butanol, on obtient un meilleur rendement en mélange de sels de ces acides organiques, bien que ces acides aient subi une légère butylation. L'extraction des acides par l'éther fournit une fraction soluble orange-brun d'une odeur nettement prononcée de caramel et une fraction insoluble, poudre brune hygroscopique sans odeur. La séparation chromatographique des dérivés complètement méthylés des acides solubles dans l'éther fournit 19 fractions de poids moléculaires variant de 450 à 2 000 (distillation isothermique), ce qui correspond à des molécules comprenant de 14 à 30 atomes de carbone. Aucune de ces fractions ne saurait être considérée comme un composé individuel.

L'oxydation d'acides humiques par de l'eau oxygénée permet d'éviter l'emploi de réactifs inorganiques non désirés et produit facilement de grands rendements en acides subhumiques d'un brun foncé. Une série d'essais ont établi que les meilleures conditions de production d'acides subhumiques étaient réalisées au moyen d'eau oxygénée à 6 %; environ 60 % du carbone de l'acide humique sont obtenus sous forme d'acides subhumiques, quelque 2,5 % apparaissent comme acides volatils (acides formique et acétique) et une trace de substance

cétonique volatile. Les acides subhumiques, à l'origine insolubles dans l'éther, deviennent partiellement solubles par dialyse ou par traitement avec de l'acide minéral froid. Les acides solubles dans l'éther sont des acides hydroxycarboxyliques complexes et labiles, dont la solubilité se modifie même lorsqu'ils sont soumis à un traitement chromatographique modéré. La précipitation fractionnée des dérivés complètement méthylés (Me, 24,4 %) fournit des fractions de grandeur moléculaire $C_{29} - C_{39}$, en majeure partie non volatiles au vide poussé.

Les acides solubles dans l'éther peuvent être oxydés plus avant au moyen d'eau oxygénée à 6 %, cette oxydation avance très lentement à moins que l'on n'applique comme catalyseur de la lumière ultraviolette. Il en résulte un rendement de 35 % en acides vert foncé non volatils et 10 % d'acides volatils. L'oxalate de méthyle et le mellitate hexaméthylque ont été distillés des dérivés complètement méthylés de ces « acides verts », mais la majeure partie du mélange était toujours non volatile au vide poussé. Le résidu non volatil était constitué de molécules comprenant 30 à 39 atomes de carbone.

NOUVELLE CONTRIBUTION A LA CONNAISSANCE CHIMIQUE DE L'EVOLUTION DES HUMINES

(Diagénèse et Métamorphisme des houilles)

par A. GILLET,

Professeur à l'Université de Liège.

Depuis près de deux ans (voir *Brennstoff-Chemie* 12 avril 1955) le professeur Alfred Gillet a repris la vieille idée de Seyler. Représentant par un point sur le diagramme triangulaire de Seyler (modifié) la composition centésimale élémentaire de chaque houille étudiée, il s'est efforcé de découvrir, dans les lignes qui relient la succession des points ainsi tracés, des indications sur les mécanismes eux-mêmes des réactions spontanées à la suite desquelles les ligno-celluloses — origine de toute la série — d'étape en étape, se sont transformées finalement en anthracite. Il s'est aidé, pour ces investigations, de quatre ensembles de données :

1) les connaissances expérimentales acquises sur les compositions et structures chimiques relatives à certains points de cette ligne continue : cellulose, lignine, dopplérite, houille grasse flambante, anthracite, etc. (au cours de 28 années de recherches, Gillet a apporté lui-même des contributions importantes à la connaissance de cette série de faits, en particulier dans le cas de la houille flambante grasse de Campine);

2) la connaissance de certaines réactions générales : condensation bakélique, dismutation chimique, dégradation de la chaîne carbonée (élimination de méthane), etc.;

3) des équations très simples de géométrie analytique pour certaines lignes du diagramme, indications précieuses pour les mécanismes chimiques qu'elles représentent;

4) des formules de structures interprétatives et suggestives de recherches nouvelles. Encore hypothétiques, ces formules de structures sont présen-

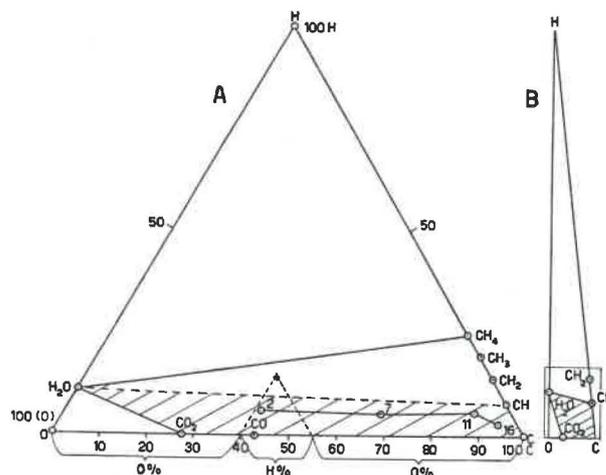


Fig. 9.

Fig. 10.

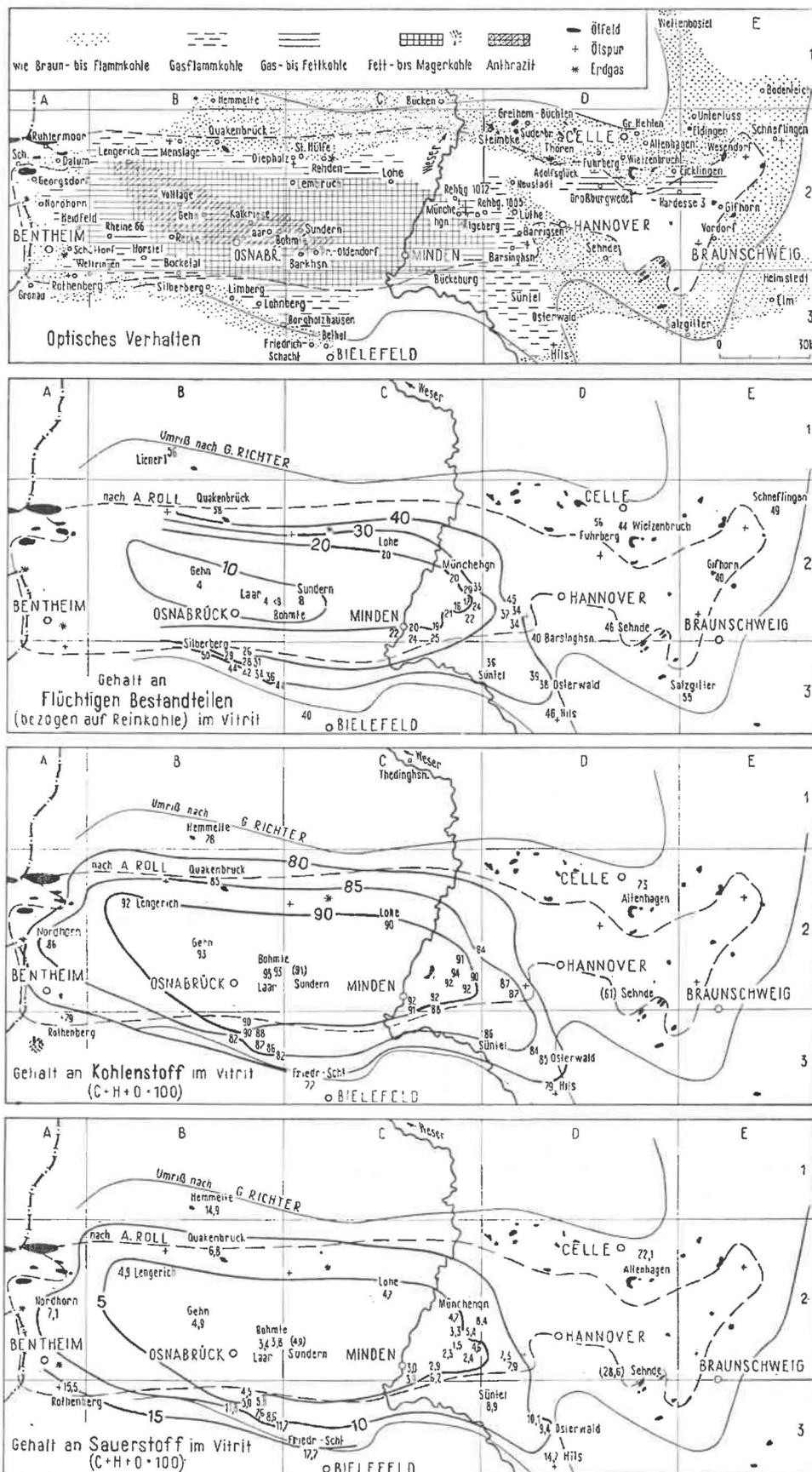


Fig. 11. — Cartes des stades d'évolution du bassin Wealdien de la Basse-Saxe, réalisées suivant divers critères de l'évolution (M. et R. Teichmüller, 1952, Service Géologique, Krefeld).

tées comme les résultats de la discussion serrée des trois groupes de faits précédents.

Précisons le mode de représentation géométrique adopté par Gillet : il emploie un diagramme en triangle rectangle où les côtés de l'angle droit de sommet O, sont de longueurs très différentes (fig. 9 et 10) rapport des longueurs :

$$\frac{\text{côté } \overline{O-H}}{\text{côté } \overline{O-C}} = 10$$

Dans ces conditions : un des côtés — horizontal — de l'angle droit, sert d'axe des abscisses, donnant le pourcentage de carbone à partir du sommet et origine O. Ce point d'origine représente de l'oxygène pur; le sommet C représente 100 % de carbone : le graphite pur; l'autre côté de l'angle droit vertical est un axe des ordonnées (rectangulaires) pour les pourcentages d'hydrogène à une échelle décuple de l'échelle pour le carbone; le sommet H représente l'hydrogène pur.

[On peut lire directement sur le même diagramme — grâce à des parallèles à l'hypothénuse, les teneurs en oxygène, mais de telles lectures directes sont ici sans intérêt : on peut tirer immédiatement 0 % de la différence

$$\underline{O} = 100 - (\underline{C} + \underline{H}).]$$

A Heerlen (mai 1955), Gillet présenta la discussion relative à des points nouveaux portés sur son diagramme et tirés de deux publications : Teichmüller, de Crefeld (Allemagne); Dumoutet et Chauvin : Cerchar à Verneuill (France).

Le travail de Teichmüller (communication personnelle de Potonié et Teichmüller) présente les cartes du bassin très particulier de la Basse Saxe (fig. 11) sur lesquelles ont été reportées entre autres (aux endroits où ils ont été prélevés) les teneurs en C et O relatives à des échantillons de combustibles.

Le travail de Dumoutet et Chauvin fournit des analyses élémentaires des *flambants lorrains, gras et secs*.

Les conclusions que Gillet tire de la lecture de la région de son diagramme ainsi complétée, sont les suivantes (fig. 12) :

1) Les lignites les plus jeunes à la périphérie du bassin de la Basse Saxe sont sur le diagramme ce que Gillet appelle des lignites dégradés : de rang beaucoup plus élevé que les Braunkohle tendres de Cologne.

2) Si l'on observe chaque fois à partir d'un point x_1 de la périphérie du bassin, un second point x_2 qui le suit vers le centre du bassin, c'est-à-dire vers son rang de carbonification plus élevé, il est proche d'une droite caractéristique qui passe par le premier point et qui représente par son équation algébrique la réaction suivante :

$$x_2 = x_1 + n(2H - O)$$

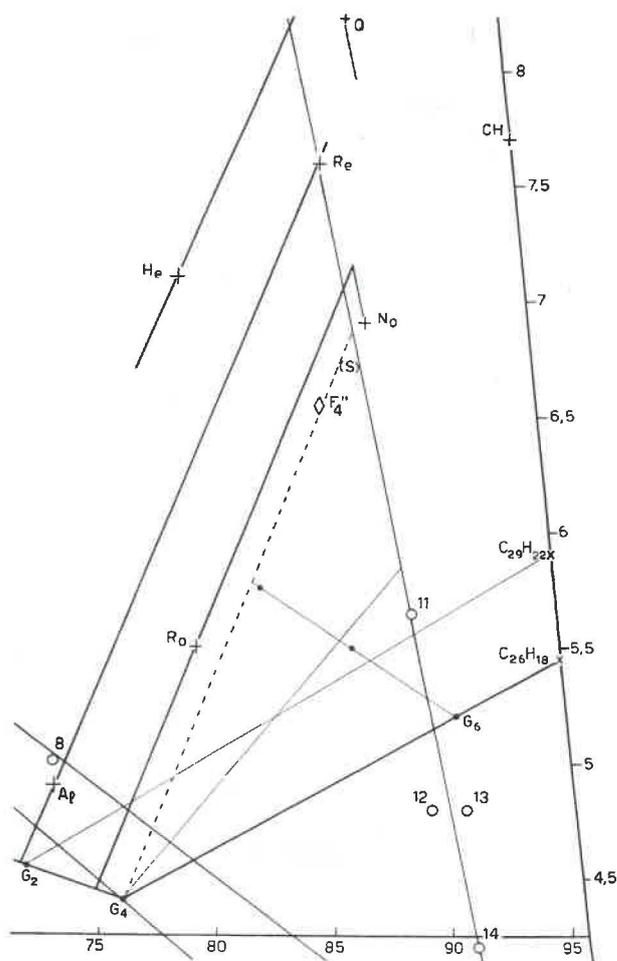


Fig. 12.

où x_1 et x_2 représentent des formules brutes chimiques, où H et O représentent un atome dans la réaction chimique (fig. 12).

Cette réaction se retrouve la même pour chacun des cinq groupes de deux points tirés du diagramme de Teichmüller, sur toute la périphérie du bassin de la Basse-Saxe, c'est-à-dire pour les couples de points suivants : Ro → No; Al → Re; He → Q; Fr → Bo; (Fr) → Hi.

3) Après cette hydrogénation rapide (avec perte d'oxygène) dont Gillet donne une interprétation — on observe en suivant la « ligne de rang croissant » (vers le centre du bassin) une succession de perte puis de gain, puis à nouveau de perte d'hydrogène, tandis que se poursuivent la désoxygénation et certaines dégradations par pertes de carbone : chute des rendements en matières volatiles (fig. 14).

Sur le diagramme de la figure 14, ce jeu compliqué apparaît nettement et se reproduit par deux séries indépendantes. Il forme un ensemble frappant de lignes qui sautent aux yeux. Les travaux d'approche pour l'interprétation détaillée ne sont qu'à leur début. Mais Gillet estime qu'il s'ouvre ici une voie large et prometteuse vers une meilleure compréhension de la diagenèse des houilles. Il fait appel aux analystes spécialistes pour qu'ils

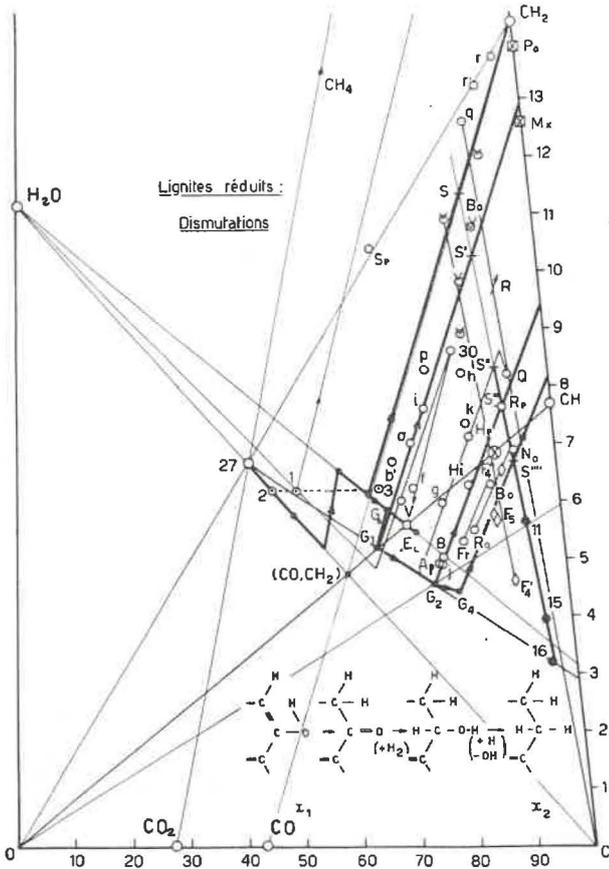


Fig. 13.

lui fournissent des séries d'analyses élémentaires sur des échantillons qui se succèdent de même régulièrement dans un même gisement en fonction de la série stratigraphique et qui définiraient ainsi une « loi de Hilt pour les compositions élémentaires ».

4) La succession des points représentant les *flambants secs lorrains* se groupe autour d'une droite de pente définie, partant d'un point G_4 repéré naguère par Gillet (fig. 15).

Cette ligne des flambants secs fait un angle α avec la droite qui, partant de G_4 , représente une perte pure et simple d'oxygène à partir de la substance du point G_4 .

La droite qui fait avec la précédente un angle 2α à la même pente que celles qui caractérisent la diagenèse des charbons ligniteux de la Basse Saxe; elle représenterait la diagenèse des flambants *gras* les plus hydrogénés (exemples, points F''_4 , F''_5) (fig. 13).

D'autre part, la ligne des flambants secs peut s'interpréter comme indiquant une filiation de ces derniers avec les flambants gras du type F''_4 par perte d'une molécule d'eau par motif monomère en C_{29} . Cette perte d'une molécule d'eau est interprétée par Gillet comme le signe de condensations polymérisantes particulières auxquelles les flambants « secs » doivent l'infusibilité, indiquée par le qualificatif « sec ».

L'auteur précise cette dernière interprétation par des formules de structures indiquant les condensations probables avec perte d'eau.

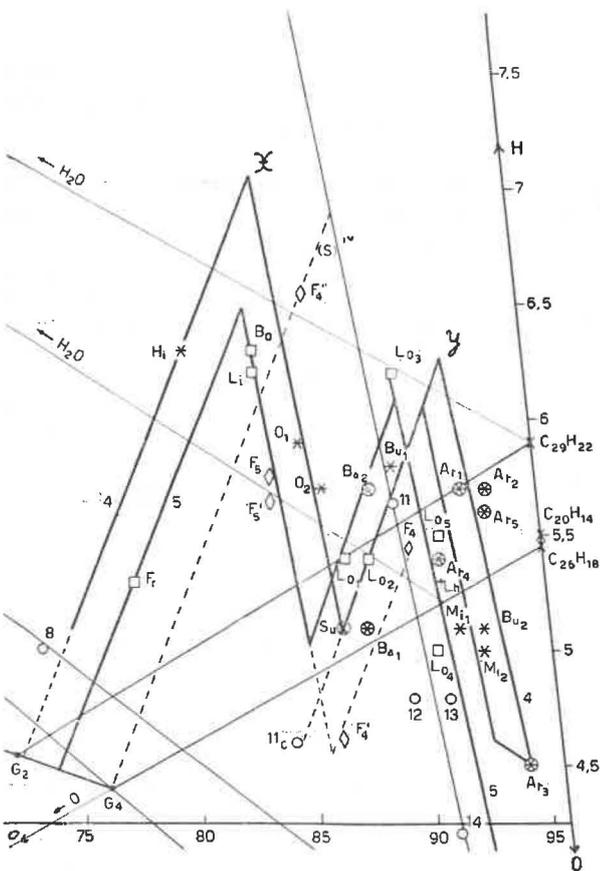


Fig. 14.

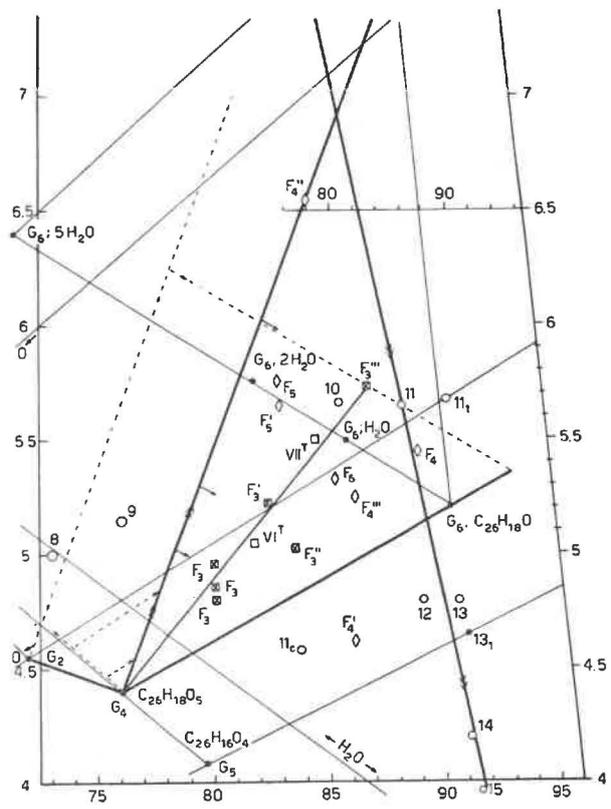


Fig. 15.

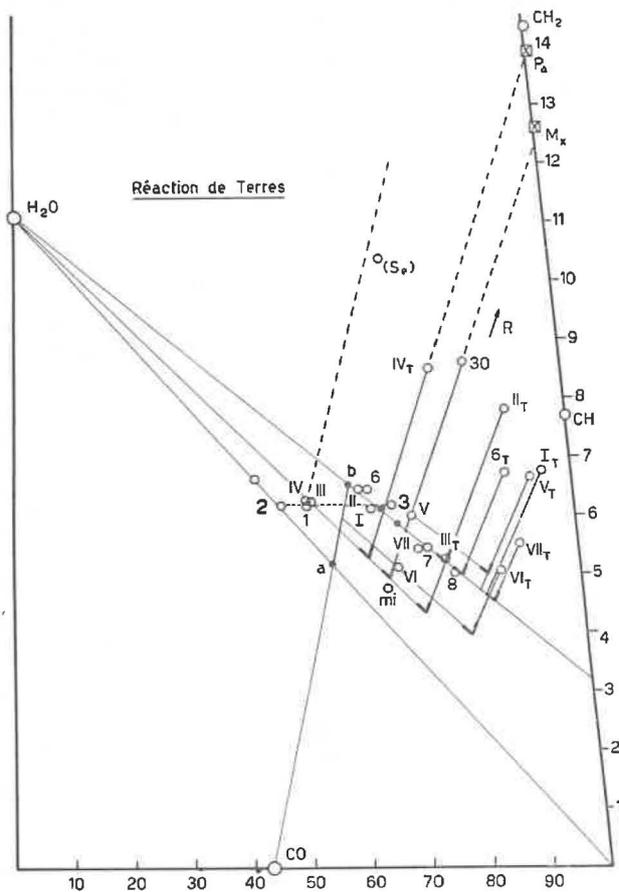


Fig. 16a.

5) Si l'on se reporte à la région des tourbes et lignites, Gillet montre que les points représentant les « Schwelkohle » — lignites réduits — s'alignent entre deux droites rapprochées dont l'équation indique la même réaction : $x_2 = x_1 + n(2H - O)$ (fig. 13).

Cette *hydrogénation désoxygénante* apparaît donc comme une propriété chimique générale dans la famille des « humines ». Gillet l'attribue à une dismutation chimique qui produit cette fraction réduite aux dépens d'une fraction oxydée (en acides humiques ou CO₂ etc.) éliminés à la longue par les eaux.

6) Si l'on prolonge la bande étroite qui suit les « Schwelkohle », elle englobe tous les Bogheads décrits dans la littérature et elle découpe sur l'axe

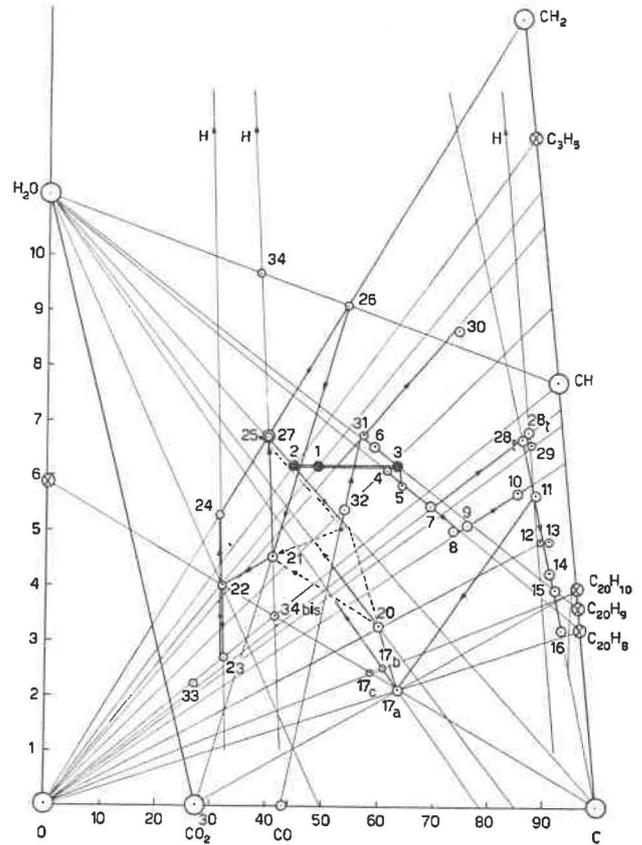


Fig. 16b.

H-C un segment de droite où se situent les points représentant les compositions élémentaires globales de presque *tous les pétroles*.

Sur la base de ces dernières observations (5 et 6) Gillet propose une extrapolation et une anticipation également hardies :

a) il serait possible qu'une partie au moins des pétroles provienne de dismutations dans les tourbes et pré-lignites (en relation avec les fermentations sapropéliques anaérobies) (fig. 13) ;

b) on peut prévoir qu'il sera possible de produire du pétrole directement à partir de la tourbe gorgée d'eau et sans employer d'hydrogène (voir les résultats de Terrès, Brennstoff-Chemie 1952, p. 1; voir A. Gillet et J. Urlings : Chimie et Industrie 69, 1953, 252) (fig. 16).

CONSIDERATIONS SUR LES PHENOMENES QUI SE PRODUISENT LORS DE LA CARBONISATION DE LA HOUILLE

par D. W. van KREVELEN,

Staatsmijnen in Limburg, Centraal Laboratorium, Geleen.

Au cours des années, des idées divergentes ont été développées pour expliquer l'état plastique de charbons bitumineux pendant leur chauffage : théorie des liants, théorie de la fusion homogène, théorie de la fusion partielle, théorie de la lubri-

fication superficielle et théorie du thermo-bitume.

Cette étude a pour objet de donner une vue générale d'un examen systématique au cours duquel on a cherché à se faire une idée claire du mécanisme et du phénomène chimique concernant

le ramollissement et le dégazage et à donner une interprétation qui décrive le mieux possible quantitativement l'ensemble des observations.

On emploie trois appareils : le plastomètre de Gieseler, le dilatomètre d'Audibert-Arnu et la balance thermique.

L'interprétation de la courbe de dégazage ne présente pas de difficultés particulières : voir les publications, à ce sujet, de M.M. van Krevelen, van Heerden, Huntjes et Boyer. Pour obtenir une interprétation exacte des courbes du plastomètre et du dilatomètre, on a cherché un système chimique qui, ayant une composition connue au départ ainsi qu'un processus de réaction connu, donnerait, lors du chauffage, des courbes parfaitement identiques à celles de la houille.

On a trouvé des systèmes de ce genre dans lesquels trois facteurs se révèlent essentiels, à savoir :

- 1) le ramollissement de la masse dans des limites de température déterminées;
- 2) un dégagement gazeux devant se produire entre ces limites;
- 3) une réaction de condensation devant se produire à l'état plastique.

Le mélange suivant (dans le rapport 5 : 1 : 1) se prête parfaitement à un essai-type de ce genre :

- a) une novolaque du type phénol-formaldéhyde, c'est-à-dire un polymère linéaire ayant un point de ramollissement de 65°C environ;
- b) une substance génératrice d'azote, savoir le 2—2' azodiisobutyronitrile qui se décompose d'une manière appréciable vers 80°C environ;
- c) l'hexaméthylène-tétramine qui poursuit la condensation de la novolaque en une macromolécule à 3 dimensions.

Entre des limites de température de 65-100°C, cette combinaison présente des courbes caractéristiques analogues à celles de la houille entre 360-430°C.

On suppose que, pour la houille, le ramollissement est dû à une espèce de dépolymérisation qui donne un produit intermédiaire liquide métastable, que le dégagement gazeux est dû à une décomposition par laquelle les structures non aromatiques sont en majeure partie détruites par cracking et que la condensation résulte d'une recombinaison des « clusters » aromatiques restants (éventuellement comme radicaux).

La plasticité de l'ensemble de la masse dépend de la concentration du produit liquide intermé-

diaire métastable (métaplaste), ce dernier servant de plastifiant.

Cette supposition simple se prête à un développement cinétique quantitatif. Les résultats de ces calculs sont surprenants; ils expliquent partiellement de façon quantitative et partiellement de façon qualitative l'ensemble des expériences.

C'est ainsi que l'on a pu interpréter le caractère particulier des charbons gras, l'influence de la vitesse de chauffage sur les courbes caractéristiques, l'effet du préchauffage, le parallélisme extrême entre la plasticité et la vitesse de dégazage, ainsi que des phénomènes analogues.

Le caractère particulier des charbons gras, savoir le fait qu'ils produisent à des vitesses de chauffage normales (par exemple dans un four à coke) du coke bien fondu, s'explique par exemple par le fait que la dimension des « clusters » aromatiques dans le métaplaste est telle que les multiples possibilités de résonance donnent, aux radicaux formés, une certaine stabilité, donc une certaine durabilité à l'état liquide; le degré de houillification étant faible, les « clusters » sont, par contre, assez petits et assez riches en groupements actifs pour présenter une très forte réactivité de sorte que le métaplaste se forme à peine à des concentrations sensibles; pour les anthracites, l'énergie de liaison est telle que dans des conditions normales, elle supprime l'état fluide.

En conclusion, on traitera encore deux questions dont la première cherche à indiquer quelle sera la plasticité de la houille. A cet effet, on utilise un diagramme de viscosité pour des substances vitreuses. Il paraît que la plasticité maximum de la houille est considérablement plus faible que celle de véritables liquides : l'agglomération de particules de charbon est comparable au soudage de morceaux de verre l'un à l'autre, l'individualité des particules restant en grande partie intacte.

La seconde question est relative au fait que le dégazage à des températures plus élevées se heurte toujours à un certain « plafond », c'est-à-dire à une certaine teneur en hydrogène comme état final coïncidant avec une certaine température. La teneur en hydrogène — et en quelque sorte la teneur en composants volatils — est même utilisée comme indicateur de température. Comment faut-il expliquer que l'état final n'est pas le même pour toutes les températures ? Nous pensons que la seule explication satisfaisante doit être recherchée dans le fait que le dégazage dit supplémentaire, qui se base sur une agglomération des « clusters » aromatiques en séparant des groupements CH_3 et des atomes de H, nécessite une énergie d'activation croissante avec l'augmentation du degré de carbonisation.

L'examen dont j'ai parlé a été effectué au Laboratoire Central des Staatsmijnen à Geleen avec la collaboration de M.M. H.A.G. Chermin, P.J. Huntjens, H.N.M. Dormans et le Dr A. Schors.

LES ASPECTS MECANIQUES DE LA CARBONISATION

par A. F. BOYER.

Cet exposé est une vue d'ensemble des travaux récents du laboratoire de Verneuil (Cerchar) en rapport avec l'amélioration des propriétés mécaniques du coke. Notre connaissance des rapports entre les caractéristiques du charbon et celles du coke a progressé au cours de ces dernières années, et il paraît possible de proposer des formules de pâte à coke qui se déduisent d'une analyse rationnelle des phénomènes de carbonisation. Voici les principaux points évoqués :

I. — On attire l'attention sur la distinction qu'il est absolument nécessaire de faire entre *propriétés mécaniques locales* et *fissuration* du coke. On discute les différentes causes possibles des propriétés locales : agglutination des grains, structure bulleuse, dureté et fragilité des parois des bulles et compatibilité de contraction des constituants.

L'essai dilatométrique paraît plus intéressant que l'essai plastométrique, mais le gonflement qu'il indique est différent du gonflement réel dans le four à coke. Celui-ci ne peut guère être mesuré que par une méthode radiographique.

II. — Etude mécanique des phénomènes de fissuration et de leurs causes.

Le laboratoire de contrôle a maintenant de grandes possibilités en cette matière. Choix rationnel de la température de la matière de départ. Les phénomènes physico-chimiques fondamentaux de la pyrolyse du charbon, leurs lois cinétiques et la fissuration.

III. — L'observation microscopique en lumière polarisée et l'analyse par rayons X montrent que le coke est un matériau essentiellement hétérogène en ce sens que les grains des différents charbons,

même réduits à 0,1 mm, ne se mélangent pas complètement. Il se produit entre eux des *interactions physico-chimiques*. Ces interactions paraissent résulter de réactions au voisinage de la surface extérieure des grains, et leur importance varie beaucoup suivant l'étendue de la surface de contact entre les différents charbons. Il résulte de ceci que les appareils de laboratoire qui utilisent des granulométries très fines ne donnent pas une image exacte de la carbonisation lorsqu'on étudie des mélanges de charbons très différents.

Les différents cas possibles d'*interactions mécaniques* sont également discutés.

IV. — Application à un cas particulier : cokéfaction d'un mélange binaire de charbon à haute teneur en M.V. et d'un appoint fusible. Influence des caractéristiques des deux charbons et de leurs granulométries sur la qualité mécanique du coke.

Grâce aux trois principes :

— du choix des constituants, de telle sorte que la contraction rapide du premier soit terminée au moment de la resolidification du second;

— de la réduction des surfaces de contact entre les deux constituants en évitant de broyer trop finement les flambants infusibles;

— du choix des granulométries pour faciliter l'enrobage du charbon à resolidification basse par le charbon à resolidification élevée.

Il est possible de préparer des pâtes à 35-38 % de M.V. qui, en cuisson normale, ne présentent pas de fissuration excessive.

Révision nécessaire de la notion d'« amaigrissant ».

LE MECANISME DE LA CARBONISATION DU CHARBON DANS LA ZONE PLASTIQUE

par D. FITZGERALD,

N. C. B., Central Research Establishment, Cheltenham.

Cet exposé tente d'interpréter les changements de fluidité apparente du charbon qui surviennent au cours de la carbonisation, à l'aide de la cinétique chimique. Pour le développement de la théorie, il est nécessaire de se faire une idée précise de la nature de la matière de départ. Les travaux de van Krevelen (1954) et de Hirsch (1954) ont montré que le charbon peut être considéré comme un polymère. En conséquence, il n'a pas de point de fusion défini, bien qu'il ramollisse dans un certain intervalle de température, comme l'indique un accroissement marquant de sa fluidité. La fluidité apparente du charbon cependant n'est pas uniquement fonction de la température, mais varie également avec le temps, lorsque la température du charbon est maintenue constante. Cette variation de la fluidité apparente avec le

temps constitue la base de la théorie présentée dans le présent exposé.

Le travail expérimental a été exécuté avec un plastomètre de Gieseler. Contrairement à la pratique courante, la température du charbon était maintenue constante après avoir atteint une température prédéterminée, dans la zone plastique; ceci permettait d'éliminer l'influence de la température et de mesurer la variation de fluidité en fonction du temps. Les résultats d'un essai typique reproduits à la figure 17 montrent qu'au début, la fluidité augmente avec le temps; elle passe ensuite par un maximum et finalement décroît à une vitesse telle que le logarithme de la fluidité soit une fonction linéaire du temps.

Pour certains charbons, le temps qui s'écoule avant l'obtention de la fluidité maximum peut

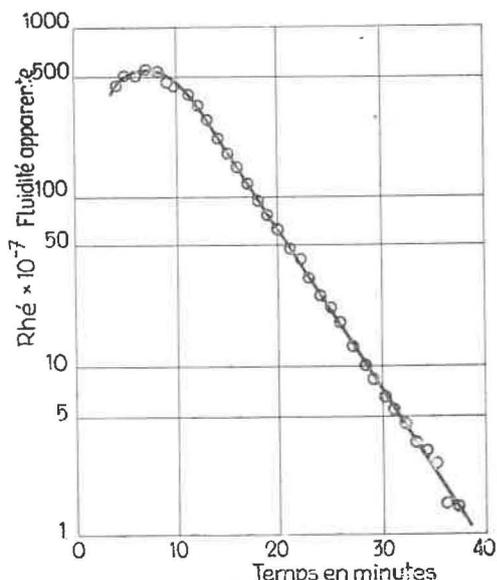


Fig. 17. — Variation du logarithme de la fluidité apparente du charbon en fonction du temps.

atteindre 20 minutes. Ceci laisse supposer que l'accroissement initial de la fluidité est dû, non à la fusion, mais à une décomposition chimique du charbon en charbon fluide et matières volatiles.

Le déclin de fluidité, qui suit le maximum, est attribué à une seconde réaction chimique dans laquelle la matière fluide est décomposée en un solide (semi-coke) et en matières volatiles. Les deux réactions se déroulent simultanément; si toutes deux sont du premier ordre, la fraction f de matière fluide présente au temps t est donnée par l'équation :

$$f = \frac{k'}{k' - k} \exp(-kt) - \exp(-k't) \quad (1)$$

dans laquelle k' et k sont respectivement les constantes de vitesse de la première et de la seconde réaction.

Dans l'établissement de cette équation, la perte de matières volatiles qui est petite a été supposée négligeable.

On suppose également que la fluidité relative du mélange ϕ est uniquement fonction du rapport x de la quantité de solide à la quantité totale de matière présente. Ce faisant, on néglige l'effet que les bulles, résultant de l'émission des matières volatiles, peuvent avoir sur la fluidité.

Si l'équation qui relie la fluidité relative ϕ et le rapport x est de la forme indiquée par Hawkesley (1954) :

soit

$$\phi = (1 - x)^\lambda$$

on a

$$\frac{d \ln \phi}{dt} = \lambda \frac{d \ln f}{dt} \quad (2)$$

Si $k' > k$, pour des valeurs de t suffisamment grandes l'équation (2) se réduit à :

$$\frac{d \ln \phi}{dt} = -\lambda k \quad (3)$$

Il résulte de l'équation 3) que, pour de grandes valeurs de t , le diagramme obtenu en portant le logarithme de la fluidité relative en fonction du temps devient linéaire, l'inclinaison de cette droite ayant pour valeur $-\lambda k$.

De ce fait, une valeur directement proportionnelle à la constante de vitesse de la seconde réaction (charbon fluide \rightarrow semi-coke) peut être déduite de l'inclinaison du graphique expérimental.

Des mesures réalisées à différentes températures, ont montré que les constantes de vitesse ainsi déterminées satisfont à l'équation d'Arrhénius (fig. 18). Les valeurs obtenues pour l'énergie

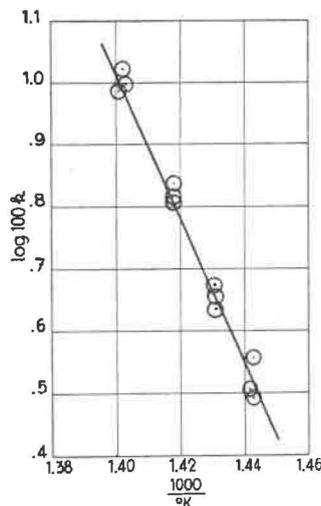


Fig. 18. — Graphique montrant que la variation des constantes de vitesse satisfait à la loi d'Arrhénius.

d'activation étaient, à quelques pour-cents près, de 50 kcal par mole, pour chacun des dix charbons examinés. Ceci indique que le processus de décomposition est le même pour tous les charbons; la valeur élevée de l'énergie d'activation indique que la décomposition est essentiellement une réaction

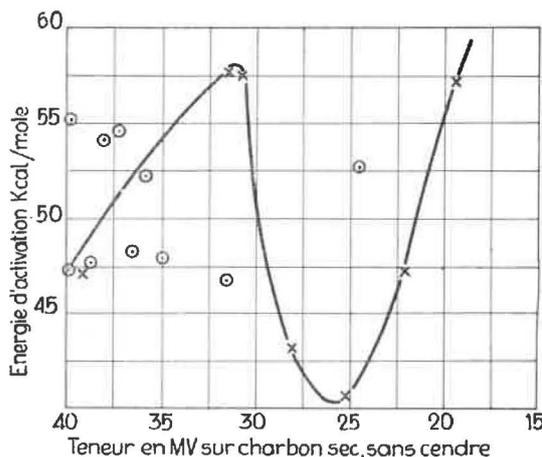


Fig. 19. — Variation de l'énergie d'activation en fonction de la teneur en matières volatiles.

chimique. Les valeurs obtenues sont comparables à celles déterminées par van Krevelen et ses collaborateurs (1951) à partir de mesures de dégagement gazeux. Il trouva cependant que l'énergie d'activation variait avec la teneur en matières volatiles du charbon. Comme on peut le voir à la figure 19, où les deux séries de résultats sont comparées, les résultats actuels ne confirment pas l'observation de van Krevelen.

Pour les charbons examinés, il semble y avoir une assez bonne corrélation entre la constante de vitesse à 420°C et les résultats obtenus à l'essai de chute (shatter index) sur le coke fabriqué à partir de ces charbons, dans des fours à coke industriels. De nouveaux essais sont en cours pour examiner ce point en détail.

Conformément à la théorie développée ici, le mécanisme du processus de carbonisation est le suivant.

Initialement, le charbon est solide. Une augmentation de température amorce un processus de

dépolymérisation dépendant du temps et qui produit des matières volatiles et une matière ayant les propriétés d'un liquide visqueux.

Cette matière fluide est susceptible de se décomposer à la chaleur en produisant un solide (semi-coke) et de nouvelles matières volatiles. Du fait que les deux processus surviennent simultanément, la quantité de matière fluide présente passe par un maximum; en conséquence, la fluidité du charbon passe également par un maximum.

La diminution de fluidité qui suit le maximum est due à la formation d'un matériau solide (semi-coke) à partir de la matière fluide.

REFERENCES

- [1] Hawkesley, P.G., 1954, Brit. J. Appl. Phys. 5, (Suppl. 5) S 1.
- [2] Hirsch, P.B., 1954, Proc. Roy. Soc. A 226, 143.
- [3] van Krevelen, D.W., 1954, Brennst. Chem., 35, 253.
- [4] van Krevelen, D.W., Van Heerden, C., Huntjens, F.S., 1951, Fucl 50, 253.

RESULTATS DE LA MICROSCOPIE DU COKE EFFECTUEE A L'AIDE DES METHODES D'EXAMEN LES PLUS DIVERSES

par M. Th. MACKOWSKI.

Steinkohlenbergbauverein, Essen.

Les efforts des cokiers et des haut fournistes pour apprécier le mieux possible la qualité du coke produit ou utilisé ont abouti, dans la technique et dans la science, à la mise au point d'un grand nombre d'essais, parmi lesquels il faut compter surtout, ces tous derniers temps, l'examen microscopique de la structure du coke.

Les recherches ayant pour but de faciliter, par des examens microscopiques, la compréhension des propriétés découvertes par la technique, principalement les différences de solidité, ont commencé en Allemagne vers 1936. E. Hoffmann et F.L. Kühlwein ont alors, pour la première fois, mis au point une méthode de description quantitative de la configuration du coke par la mesure des pores et des parois cellulaires du coke et leur classement en cinq catégories de grandeurs.

Des travaux exécutés pendant plusieurs années avec cette méthode ont montré qu'il n'y a pas de rapports bien déterminés entre la porosité, la compacité, la structure cellulaire ou bulleuse d'une part et les caractéristiques de la résistance, telles que la résistance au trommel et à l'abrasion, sauf dans le cas de cokés mixtes spéciaux.

Ce dernier cas peut s'expliquer sans doute de deux façons différentes.

Tout d'abord, le coke mixte doit être fondamentalement plus homogène que le coke des charbons habituels; ensuite, comme les travaux de Scadeczky-Kardoss l'ont montré, la solidité de la substance des parois cellulaires et de la structure générale du coke ne dépend pas directement de la solidité des parois cellulaires ni du rapport entre les parois et les pores.

En partant du fait que l'on ne s'intéresse plus seulement à l'homogénéité du coke dans ses rapports avec la solidité, mais qu'on lui prête une attention plus générale, on a entrepris au microscope une série de recherches pour découvrir des paramètres de l'homogénéité ou de l'hétérogénéité du coke.

Par hétérogénéité, on entend, en premier lieu, des groupements de grains non fondus ou faiblement ramollis tels que, par exemple, des grains de charbons semi-bitumineux de charbons maigres, de fusite ou de charbons argileux, dont le diamètre est supérieur à 1 mm.

On s'est particulièrement attaché au problème très intéressant de l'influence de la dureté sur la qualité du coke.

Cette étude particulière a montré que la dureté, même lorsqu'elle est répartie en grains relativement gros dans la pâte à coke, ne produit qu'exceptionnellement dans ce cas des endroits marqués de moindre résistance.

Une méthode d'examen récemment mise au point a permis d'obtenir des indications numériques sur la quantité de substance non fondue ou peu fondue dans le coke. Ces données permettent, semble-t-il, de prévoir, au moins partiellement, non seulement les variations de résistance, mais aussi les différentes possibilités d'emploi du coke par exemple, dans les hauts fourneaux. Comme cette quantité de substance non fondue est divisée en trois grosseurs de grains ou davantage, il se produit des rapports intéressants dans la composition granulométrique de la pâte à coke suivant les espèces de charbon, ce qui pourrait permettre

de tirer quelques conclusions sur le rapport entre les espèces de charbons qui ne se cokéfient pas et celles qui se cokéfient mal lors de la cokéfaction. Outre cet examen de la quantité de substance non fondue dans les différentes espèces de coke, on s'est efforcé ensuite de trouver un rapport entre celle-ci et l'état crevassé du coke puisque c'est justement aux composants non fondus des charbons semi-bitumineux et des charbons maigres dans le coke qu'on attribue souvent la cause d'un état crevassé prononcé. Ces travaux sont seulement en cours de développement. Cependant, la résistance du coke soumis aux efforts mécaniques ou thermiques n'est pas le seul point de vue auquel on puisse examiner l'homogénéité du coke. Il est généralement connu que, tant dans les hauts fourneaux que dans les cubilots, la réactivité du coke a une certaine importance pratique. La possibilité de déterminer exactement la réactivité du coke en présence de CO_2 sera traitée par Dahme. Le point essentiel consiste donc ici en ce que, en déterminant les constantes de la vitesse de réaction et de l'énergie d'activation, on trouve, comme dans la plupart des examens chimiques ou chimico-physiques, une valeur moyenne qui ne sera représentative du comportement réactionnel dans une grande entreprise technique que si l'ensemble du coke a la même réactivité et non pas si le coke renferme l'une à côté de l'autre, des parties à bonne et à mauvaise réactivité.

Il semble que l'examen du coke en lumière polarisée soit un moyen pratique pour expliquer les relations entre l'homogénéité d'un coke et sa réactivité. Il est généralement connu que le coke provenant de charbon à haute teneur en matières volatiles, par exemple de charbon flambant, est plus réactif que, par exemple, le coke de charbons gras et de charbons semi-bitumineux. En lumière polarisée, ces espèces de coke se différencient en ce que le coke de charbons flambants est généralement isotrope, tandis que presque toutes les autres espèces de coke se caractérisent par une anisotropie plus ou moins prononcée. En partant de cette observation, on détermine au microscope le quotient entre les parties isotropes et anisotropes du coke et on met ce quotient en rapport avec la réactivité du coke. Les premiers résultats obtenus avec des cokes de provenances différentes laissent supposer que cette méthode permettra non seulement d'expliquer les réactivités différentes de plusieurs espèces de cokes homogènes, mais également de donner des indications sur la régularité ou l'irrégularité de la combustion au four. Les examens microscopiques donnent ainsi tout leur sens aux examens physico-chimiques qu'ils complètent.

Dans la mesure de la réactivité du coke, outre la différence de composition chimique non mesurable par voie microscopique, on utilise un autre paramètre qui est la grandeur de la surface réagissante. Dans ce problème, il faut distinguer plusieurs surfaces :

- 1) la surface extérieure du morceau de coke;
- 2) la surface des pores du coke;
- 3) le système submicroscopique des pores.

Pour la détermination de la surface extérieure, on dispose, grâce aux recherches de Hoffmeister et

Tietze, de la sphère d'Ulbrich. La surface microscopique, reprise sous 3), peut être déterminée par l'adsorption de gaz et la chaleur de mouillage. Van Krevelen a récemment démontré que les surfaces intérieures dont les dimensions se trouvent entre 50 et 10 000 Å, se déterminent au mercure sous différentes pressions. Jusqu'à présent, il n'existe pas de méthodes appropriées pour mesurer la surface des pores du coke parce que la porosité et aussi la perméabilité au gaz, obtenues par des méthodes diverses, ne se rapportent pas directement à la grandeur de la surface. Les examens microscopiques permettent de calculer les surfaces des pores du coke et de les classer en cinq (ou plus) catégories de grandeurs différentes. En supposant qu'il s'agit de pores sphériques, ce qui est confirmé par des examens microscopiques, on peut calculer la surface des pores d'après une méthode décrite par Dahme et de Vries suivant laquelle la répartition des pores dans un même plan est ramenée à la répartition des pores et de leurs surfaces dans l'espace. Pour pouvoir donner à ces surfaces la même valeur que les valeurs caractéristiques obtenues pour les surfaces extérieures et les surfaces submicroscopiques du coke, il faut encore prouver que les pores formés au cours de la cokéfaction et reliés entre eux sont ouverts. Cette preuve s'obtient par l'infiltration de résine fluide non polymérisée dans des morceaux de coke de 1, 2 et 3 cm et par une lente polymérisation subséquente de la résine synthétique. En effet, les examens microscopiques montrent que tous les pores sont remplis de résine indépendamment de la direction de coupe du morceau de coke. Seuls, les pores fins de fusite ne sont que partiellement remplis. La détermination de la surface des pores du coke ne s'étend donc pas aux pores de la fusite.

Il va sans dire que les méthodes esquissées ici ne constituent pas toutes les possibilités de la microscopie du coke, mais cette méthode-ci jouit, en ce moment, d'un grand intérêt pratique. D'autres examens encore sont en cours, les uns sur la grandeur de l'anisotropie pour l'établissement de quotients isotropie/anisotropie plus précis, les autres sur l'intensité de l'anisotropie pour la détermination de la température de cokéfaction et d'autres enfin sur la relation entre les propriétés optiques du coke et la marche de la cokéfaction. Enfin, on entreprend encore des examens détaillés des différentes grandeurs des pores, de leur forme et de la constitution de leurs parois. Les expérimentations de Mantel prouvent que les méthodes stéréoscopiques se prêtent bien à cette étude.

En résumé, on peut dire que la microscopie du coke, judicieusement appliquée, constitue un complément important aux essais techniques déjà bien connus, en particulier quand il s'agit d'expliquer les causes des différences de qualité qu'on a trouvées par voie technique. Les examens microscopiques seuls ne permettent pas plus au praticien d'obtenir des résultats satisfaisants que l'examen microscopique seul des charbons pour déterminer leur valeur technologique. La microscopie du coke et du charbon ne peut donner de résultat dans la technique que par une collaboration intime entre le microscopiste, le chimiste, le physicien et le technicien.

LA DEFORMATION PLASTIQUE DU CHARBON A TEMPERATURE AMBIANTE

par J. W. PHILLIPS,

National Coal Board, Central Research Establishment, Cheltenham.

Le charbon est généralement considéré comme un solide cassant, c'est-à-dire une matière qui jusqu'à sa limite de rupture oppose une réaction élastique à la tension appliquée. Le fait que certains charbons se comportent de façon plastique, à température élevée, est évidemment bien connu, mais il est moins connu que le charbon puisse montrer un comportement plastique à température ambiante.

On sait que des déformations plastiques peuvent se produire dans les matériaux cassants, sous certaines conditions. Par exemple, si une matière est soumise simultanément à une forte pression hydrostatique isotropique et à des tensions de rupture anisotropiques, cette matière, dont la rupture se produirait normalement par traction, est maintenue en un bloc par la pression superposée et se rompt finalement par cisaillement.

Les expériences de Bridgman [1] avec des matériaux cassants tels que le sel gemme, le corindon, etc., et dans lesquelles il a réalisé d'importantes déformations plastiques par superposition de pressions hydrostatiques, sont bien connues. Or pendant l'opération de briquetage, le milieu qui entoure une particule de charbon présente la double caractéristique d'une large pression hydrostatique, approximativement égale à la pression utilisée pour le briquetage, superposée à de fortes contraintes locales dues au contact entre particules voisines. Dès lors, une briquette est un système à l'intérieur duquel de grandes déformations plastiques pourraient être produites.

Dans une tentative faite pour observer de telles déformations, Newman [2] aggloméra quelques particules de charbon dans une masse de particules de sel gemme. Ce sel avait été choisi comme étant de dureté à peu près égale à celle du charbon, de telle façon que, d'une part, il ne cède pas complètement et que, d'autre part, il n'écrase pas le charbon. Lorsque le sel fut éliminé par dissolution dans l'eau chaude, des signes manifestes de déformation plastique du charbon furent observés. Des photographies montraient le contraste entre la forme de particules de charbon typiques d'environ 1 mm de diamètre avant briquetage et de particules similaires après briquetage dans le sel gemme respectivement à $10,85$ et à $1,55 \times 10^3$ kg/cm². Avant briquetage, les particules avaient une forme caractéristique des fractures par fragilité; après, on pouvait voir qu'elles contenaient des cavités à parois verticales et de fines cloisons séparant des cavités voisines. Dans une particule, on observa même un trou poinçonné au travers du charbon.

Quelques briquettes furent également confectionnées avec du charbon seul, sans liant, à une pression de $1,55 \times 10^3$ kg/cm², puis ultérieurement désintégrées dans l'alcool éthylique. Cette désintégration se produit avec beaucoup de liqui-

des organiques et semble séparer les particules individuelles de charbon. Des signes évidents de déformation plastique furent observés, même dans les particules les plus grosses, c'est-à-dire de plus de 0,25 mm.

Il est clair que le processus d'agglomération peut produire et produit de fortes déformations plastiques, même dans de grosses particules de charbon; ce type de déformation est observé dans une large proportion des particules de charbon résultant de la désintégration d'une briquette. Les pressions de briquetage nécessaires sont minimales.

Boddy [3] a montré en 1943 que des particules microscopiques (d'environ 10 microns) de charbon et d'autres matériaux fluaient plastiquement lorsqu'elles étaient écrasées entre de grandes surfaces de verre. King et Tabor [4] ont également mis en évidence un fluage plastique dans des matériaux cassants tels que le sel gemme, quand des entailles microscopiques y sont pratiquées, comme dans un essai de dureté à la pyramide. Les pressions nécessaires pour produire le fluage plastique du charbon suivant la technique de Boddy ont été mesurées au « Central Research Establishment » [5] et sont de l'ordre de 2×10^3 kg/cm².

La raison pour laquelle des matériaux normalement cassants peuvent fluer si aisément à l'échelle microscopique n'est pas bien élucidée. Ces faits résultent probablement de l'accroissement de résistance intrinsèque que montrent en général les matériaux, lorsque la grosseur de l'échantillon augmente, et qui est attribué à la dimension et à la distribution des fentes et des cassures internes. Millard, Newman et Philips [6] ont observé cette augmentation de résistance dans le cas des particules de charbon, dans un intervalle de poids de particules allant de 1 à 10^{10} .

Lorsque la résistance à la traction du matériau a suffisamment augmenté, on peut s'attendre à obtenir une rupture par cisaillement, et il en résulte l'apparence d'un fluage plastique.

Il est bon d'insister sur le fait que le comportement plastique du charbon à température ambiante est probablement sans aucun rapport avec le comportement plastique mieux connu, survenant à température élevée et que ce comportement ne constitue aucunement un caractère exceptionnel propre au charbon.

REFERENCES

- [1] Bridgman P.W., « Large Plastic Flow and Fracture », New York, McGraw-Hill 1952.
- [2] Newman, P.C., Brit. Journal Applied Physics (in the press).
- [3] Boddy, R.G.H.B. Fuel, 22, 56, 1943.
- [4] King R.F. and Tabor D. Proc. Roy. Soc. A 225, 225, 1954.
- [5] Knowles B.C. Private communication.
- [6] Millard D.J., Newman, P.C. and Philips J.W. Proc. Phys. Soc. (in the press).

DESCRIPTION DE LA STRUCTURE ULTRA-FINE DE CHARBONS BASEE SUR LEURS PROPRIETES DE TAMISAGE MOLECULAIRE

par R. L. BOND,

British Coal Utilisation Research Association, Leatherhead.

On sait que le charbon contient un vaste réseau de tubes capillaires fins et ultra-fins. Comme le volume du charbon est considérable, la majeure partie de la surface interne se rapporte à ce réseau. Etant donné qu'une plus grande partie de la structure ultra-fine est davantage accessible aux petites molécules qu'aux grandes, on a constaté que le charbon présentait des propriétés de tamisage moléculaire [1]. Cette communication ne se rapporte qu'à la répartition des dimensions des constructions et des tubes capillaires de l'ordre de grandeur d'une molécule, déduite de la chaleur de mouillage, de l'adsorption et des mesures de la densité apparente.

On a constaté que la chaleur de mouillage (chaleur d'immersion) par unité de surface accessible d'un nombre d'adsorbants carbonés différents, pour une gamme étendue de liquides organiques mouillants, de volumes moléculaires, de structure et de nature chimique différents, est peu variable [2, 3]. On a constaté ensuite que la chaleur de mouillage, par unité de poids, de matières poreuses [4] et de charbons diminue avec l'augmentation du volume moléculaire des liquides mouillants, montrant que la grandeur de la surface interne accessible diminue quand le volume moléculaire du liquide organique, utilisé pour évaluer la surface, augmente. C'est pourquoi la structure capillaire doit contenir des étranglements qui empêchent le passage des molécules plus grandes au sein de la structure interne. On a ainsi trouvé que les surfaces calculées à partir des isothermes déduites de l'adsorption de vapeur, en utilisant comme adsorbants des corps plus volatils que ceux utilisés pour les déterminations de la chaleur de mouillage, diminuent avec l'augmentation de la dimension moléculaire. Pour plusieurs espèces de charbons, cette diminution de la surface accessible se produit en deux étapes, laissant supposer que la répartition de la grandeur de l'étranglement est bi-module. En utilisant du charbon comme adsorbant, les valeurs critiques du volume moléculaire le plus courant se trouvent être de 50 cc/mol et de 150 cc/mol environ. Ces valeurs des modules sont équivalentes aux dimensions moléculaires de 5 et 8 Å.

Ceci ne suggère pas que les étranglements capillaires ont eux-mêmes un diamètre de 5 ou 8 Å; mais le passage des molécules de cette grandeur sera empêché dans les étranglements dont une dimension au moins n'est pas 2 à 4 fois plus grande. On peut donc admettre que les étranglements ont une distribution bi-module avec des grandeurs de module approximatives qui ne sont pas supérieures à 10-20 et 15-30 Å environ.

La porosité ou le volume libre interne de plusieurs espèces de charbons a été déterminé à partir de mesures du volume spécifique apparent en uti-

lisant de l'hélium et une gamme de liquides organiques analogue à celle employée pour les mesures de mouillage comme liquides dilatométriques. Les volumes spécifiques apparents, autres que ceux déterminés dans l'hélium, doivent être corrigés à cause de l'effet de concentration anormalement élevée de molécules dans les couches adsorbées au voisinage de la surface du solide.

On a découvert que ces volumes spécifiques apparents corrigés de charbons augmentent, quand la dimension moléculaire du liquide mouillant augmente, d'une façon analogue à la diminution d'accessibilité de la surface interne, constatée lors des expériences sur le mouillage et l'adsorption. On a donc trouvé une répartition bi-module du volume interne et les valeurs des modules suivent l'ensemble des dimensions moléculaires critiques de 5 et 8 Å environ. Mais les liquides dilatométriques utilisés, même ceux qui contiennent les plus grosses molécules, ne sont pas exclus de la structure capillaire plus grande dont l'ordre de grandeur des dimensions dépasse celle de la structure ultra-fine.

La structure ultra-fine représente environ 95 % de la surface interne totale mais, dans certains cas, seulement 50-60 % du volume capillaire. Ces résultats sont semblables à ceux de MM. Zwietering et van Krevelen [5].

D'un examen des isothermes d'adsorption, on a pu conclure que les passages réservés par les étranglements sont de 2 à 5 fois plus larges que les étranglements eux-mêmes; que les tubes capillaires doivent être plats par nature et s'étendre à deux dimensions; c'est pourquoi ils ne présentent des propriétés d'étranglement que dans la troisième dimension.

On est arrivé à ces conclusions en considérant les volumes de vapeur adsorbés en complétant des couches successives d'adsorbants; le raisonnement peut être mieux suivi en simplifiant le problème considérablement. Si le nombre de molécules adsorbées dans la première et dans la seconde couche est identique, mais que la capacité de la troisième couche est de beaucoup inférieure, il apparaîtrait qu'il existe des canaux qui ne sont capables que de contenir deux couches d'adsorbants. Si ces tubes capillaires sont cylindriques, alors nécessairement et conformément à des considérations géométriques, la capacité de la seconde couche serait de beaucoup plus faible; si, par contre, ils ont la forme d'un orifice à parois planes, quatre couches moléculaires éloignées l'une de l'autre, il serait alors possible que la seconde couche contienne un nombre de molécules aussi grand que celui de la première couche. Des propriétés de ce genre caractérisent les isothermes d'adsorption pour le charbon et ceci suggère que les canaux sont plats. Ensuite, on peut s'attendre à ce que seuls les

étranglements soient plus petits que les tubes capillaires environnants, que le volume de molécules de dimension moléculaire « 2^d » retenu dans une couche unique sera le même que celui retenu dans deux couches d'une autre substance de dimension moléculaire « d ». Ceci n'est pas observé; le volume d'adsorbés de dimension « d » contenu dans deux couches dépasse le volume d'adsorbés de dimension « 2^d » contenu dans une couche unique. Ceci indique nettement que le charbon contient des étranglements qui limitent les passages de nature plate.

On a constaté que la structure capillaire précitée persiste également après la carbonisation du charbon à des températures jusqu'à 600°C. Au-dessus de cette température, l'accessibilité diminue mais la surface — mesurée par l'adsorption de néon, argon et hydrogène à la température ambiante — n'est pas détruite après la carbonisation à 900°C.

Le British Coal Utilisation Research Association a autorisé l'auteur à publier ce travail.

L'ANISOTROPIE OPTIQUE DES COKES APPLICATION AU PROBLEME DES MELANGES

par B. ALPERN,

Cerchar, Verneuil.

L'étude microscopique des cokes en lumière polarisée réfléchie montre que chacune des grandes catégories de charbon fusible donne un coke d'anisotropie optique caractéristique (rotation du plan de polarisation au cours de la réflexion). Nous ne nous proposons pas, pour l'instant, de procéder à l'étude physique et théorique de ce phénomène optique qui est simplement utilisé ici comme moyen de repérage et de classification des cokes.

On distingue ainsi des cokes à parois isotropes et d'autres à parois présentant de petits domaines d'anisotropie. Ces petits domaines ont selon le rang du charbon la forme granulaire (1 micron), grenue (1-10 microns), fibreuse, en bandes.

On a pu établir, pour un gras A Sarrois à 35 % de M.V., qui n'était que partiellement anisotrope, que cette anisotropie était liée au macéral exinite.

L'examen des cokes industriels ayant montré que les divers charbons qui constituent les pâtes à coke ne se mélangeaient pas intimement lors de la carbonisation, ce moyen d'investigation optique fut appliqué à l'étude en laboratoire de mélanges binaires. Les recherches qui ont porté sur des charbons de degré de houillification très différent (18 à 41 % M.V.) sur des semi-cokes et sur des brais, ont permis de constater que :

1) Il se forme des zones de transition, visibles aux frontières séparant les divers grains, d'autant plus importantes que les constituants du mélange

sont plus fusibles. Les cas limites sont constitués :

- d'un côté par un mélange, dont l'un des constituants est du brai (l'autre étant du charbon); les transitions occupent alors la surface quasi totale du produit final;
- de l'autre côté par un mélange dont l'un des constituants est du semi-coke; les transitions sont alors inexistantes.

2) Dans le cas de mélange entre deux charbons fusibles de rang différent, les zones de transition varient pour un même essai de quelques microns à plusieurs dizaines de microns. Lorsque l'un d'eux est anisotrope (du type grenu ou granulaire) et l'autre isotrope, les zones de transition se marquent par une diminution de la taille et de l'éclat des plages élémentaires d'anisotropie.

3) Il semble qu'il s'agisse de phénomènes de dissolution réciproque entre les charbons en contact puisque nous n'avons constaté aucune action des matières volatiles seules.

4) L'agitation mécanique augmente l'interaction entre les grains, tout en s'accompagnant de phénomènes secondaires curieux.

Toutes les observations précédentes s'appuient sur l'examen qualitatif de nombreuses surfaces, mais également sur la mesure quantitative du flux lumineux dû à l'anisotropie, au moyen d'un photomultiplicateur. Par ailleurs, des études menées parallèlement par la méthode des rayons conduisaient sensiblement aux mêmes conclusions.

FACTEURS DE LA GRAPHITISATION DES COKES

par S. DURIF,

Cerchar, Verneuil.

Au cours de la carbonisation d'un charbon, il se développe une organisation des atomes de carbone en des plans d'hexagones qui tendent à prendre la disposition qu'ils occupent dans le graphite. Par diffraction des rayons X au diffractographe Norrelco, on constate l'apparition de raies d'autant plus fines et plus intenses que le produit est mieux

graphitisé. On mesure sur la raie 002 un indice scalaire x/l (rapport de la hauteur de la raie à sa largeur à la mi-hauteur) qui permet une comparaison des produits de carbonisation.

Un certain nombre de facteurs de graphitisation ont ainsi été mis en évidence sur des cokes chauffés à 2 000°C.

a) la vitesse à laquelle on élève la température dans la zone 350°-500°C joue un rôle considérable sur le comportement ultérieur du produit de carbonisation. Un charbon qui n'a pas fondu s'organise sensiblement moins bien qu'il ne le fait normalement. La graphitisation à haute température est d'autant plus poussée que la chauffe a été plus rapide dans la zone plastique;

b) une oxydation, même très faible, inhibe fortement la graphitisation.

c) la pression gazeuse pendant la fusion favorise l'arrangement des atomes de carbone; elle favorise également la fusion;

d) le malaxage pendant la zone plastique augmente la graphitisation d'un charbon homogène tel qu'un gras à courte flamme;

e) parmi les constituants pétrographiques d'un charbon à haute teneur en M.V., c'est l'exinite, constituant le plus fusible, qui graphitise de beaucoup le mieux.

Il semble ressortir que des facteurs physiques ou chimiques intervenant pendant la fusion d'un charbon jouent un rôle déterminant sur ses possibilités d'organisation ultérieures.

NOUVELLES METHODES D'EXAMEN POUR DETERMINER LA REACTIVITE DU COKE PAR RAPPORT AU DIOXYDE DE CARBONE DANS UNE GAMME DE TEMPERATURES COMPRISES ENTRE 1000 ET 1200°C

par A. DAHME,

Steinkohlenbergbauverein, Essen.

La réactivité du coke technique par rapport au CO₂ a été déterminée jusqu'à présent exclusivement à l'aide de méthodes de mesure conventionnelles pour lesquelles il était nécessaire de reproduire strictement les conditions expérimentales afin d'obtenir des résultats comparables. Dans la méthode généralement appliquée en Allemagne et introduite par Koppers, se présente encore une autre difficulté : le résultat obtenu varie suivant la réactivité du coke mesuré et ne permet, par conséquent, ni une véritable comparaison ni un examen de la dépendance des températures. De ce fait, la méthode de Koppers a été modifiée du point de vue expérimental et les déterminations sont effectuées plus exactement.

Dans un lit de coke cylindrique maintenu à température constante et dans lequel du CO₂ est introduit par le bas, l'intensité des courants molaires de CO₂ et de CO subit des fluctuations par suite de la réaction avec le coke. Si, pour cette réaction hétérogène, on admet une évolution suivant le premier ordre, il faut pour l'apparition du CO que la divergence de la densité de courant soit proportionnelle à la surface du carbone dans l'espace de réaction, et proportionnelle à la concentration des molécules de CO₂ dans le volume gazeux. Ceci donne la relation différentielle :

$$\text{div } \xi = k \cdot \frac{1 - \xi}{1 + \xi} \cdot \frac{T_0}{T} \cdot \frac{m}{L} \cdot \frac{O_{sp}}{v_0}$$

Dans laquelle :

$$\xi = \frac{1/2 V_{CO}}{V_{CO_2} + 1/2 V_{CO}}$$

V_{CO} et V_{CO_2} sont les fractions en volume de CO et de CO₂ dans la coupe examinée du lit, T_0 la température absolue ambiante, T la température absolue du lit de coke, m le poids, L la longueur

du lit de coke, v_0 la vitesse du courant de CO₂ avant le lit de coke et O_{sp} la partie de la surface spécifique du coke qui prend part à la réaction. La solution de la relation différentielle donne :

$$k \cdot O_{sp} = K = \frac{v_0}{T_0} \cdot \frac{T}{m} \cdot \eta$$

avec

$$\eta = 2 \cdot \ln \frac{1}{1 - \xi_L} - \xi_L$$

dans laquelle ξ_L est la valeur ξ mesurée pour le gaz de sortie.

Comme la partie réagissante de l'ensemble de la surface interne n'est pas connue, on ne peut pas calculer la constante de vitesse de réaction k par unité de surface, mais bien la grandeur K à l'aide des analyses des gaz de sortie.

On emploie des grains de coke de 1 mm de gros- seur. On a trouvé que la dépendance de la valeur K de la température suit la loi d'Arrhenius. Ceci permet de décrire le comportement réactionnel de coke à grains fins — et, de ce fait, de la masse de coke — dans la gamme de températures considérée par deux valeurs expérimentales : la valeur K à 1100°C et l'énergie d'activation.

Ces paramètres ont été comparés avec d'autres résultats de mesure qui sont utilisés pour caractériser la réactivité ou qu'on présume être en rapport avec celle-ci.

Il n'existe qu'une corrélation lointaine ou pas de corrélation du tout entre, d'une part, la résistance au passage au gaz offerte par une poudre à 300 k_p , et, d'autre part, entre l'abaissement de température en régime isotherme du four pour des prises d'essai de poids constants et pour des vitesses de courant gazeux et des degrés d'usure constants.

Il existe, par contre, une bonne corrélation ($r = 0,77$) entre la constante de vitesse de réaction et la partie isotrope du coke telle qu'elle est relevée par l'examen normal au microscope.

Exposition internationale sur l'utilisation pacifique de l'énergie atomique

GENEVE, 8-20 AOUT 1955

Compte rendu par INICHAR

Une Conférence internationale sur l'utilisation pacifique de l'énergie atomique a eu lieu à Genève, du 8 au 20 août 1955, au Palais des Nations.

Ce fut une manifestation grandiose, réunissant mille délégués appartenant à 72 pays, ainsi que des centaines d'observateurs et de journalistes.

La Conférence était complétée par deux expositions : l'une essentiellement technique et scientifique et qui se tenait dans le Palais des Nations même; cette exposition était en principe destinée aux membres de la Conférence, toutefois, le public y était admis. Une deuxième exposition, ayant plutôt un caractère de vulgarisation, se tenait dans le Palais des Expositions de la Ville de Genève.

En rentrant de vacances, le Directeur d'Inichar a passé un jour à Genève en vue de visiter la première de ces expositions et d'en faire un bref compte rendu dans les Annales des Mines.

* * *

U.S.A.

L'exposition des Etats-Unis est particulièrement importante. On y trouve entre autres :

- 1) une chambre à détente à marche continue, qui n'est qu'une gigantesque chambre de Wilson, fonctionnant à l'alcool méthylique chauffé à 30°. Il est possible d'y observer le passage de rayons cosmiques;
- 2) neuf projets et maquettes de réacteurs, parmi lesquels :
 - a) le réacteur à eau sous pression de shipping-port,
 - b) un réacteur expérimental à eau sous pression,
 - c) un réacteur expérimental homogène, dit n° 2, de Oakridge, caractérisé par son combustible non solide, mais dissous sous forme de solution aqueuse de sulfate d'uranyle fortement enrichi. Les avantages sont, paraît-il, la grande simplicité de construction et la simplicité du traitement chimique,
 - d) un réacteur expérimental au sodium. L'agent réfrigérant est ici le sodium qui reste liquide aux températures mises en œuvre dans la centrale et à la pression atmosphérique. Ce réacteur n'est pas destiné à la production d'électricité; la chaleur est dissipée par échangeur;

3) une série d'accessoires, d'instruments et de maquettes relatifs à l'épuration chimique. On y voit :

a) la séparation de l'uranium du cuivre par extraction dissolvante,

b) la concentration d'uranium par échange d'ions,

c) l'échantillonnage, ainsi que l'analyse à distance de solutions d'uranium et de nitrate de soude. Ces manipulations se passent à l'intérieur d'une cellule isolée où l'on opère au moyen d'un manipulateur de commande à distance. Ce manipulateur est une réalisation mécanique réellement extraordinaire, utilisant uniquement l'effort donné par les mains de l'opérateur, lequel effort est transmis à une distance de plusieurs mètres avec de nombreux renvois de mouvement et pratiquement sans perte. Il est ainsi possible à l'opérateur de faire des manipulations extrêmement délicates, comme prendre une éprouvette, la porter en tous points de l'espace, l'élever, la descendre, la tourner, la remplir, la vider. Cet engin, comme beaucoup d'autres, montre qu'un puissant équipement technologique adapté à l'énergie nucléaire s'est créé en peu de temps aux U.S.A.;

4) des spécimens d'éléments combustibles destinés à alimenter des réacteurs d'énergie expérimentaux et des réacteurs pour recherches scientifiques;

5) de nombreux instruments pour la prospection, le contrôle, etc.;

6) une importante partie biologique et médicale, et notamment :

a) la méthode de traitement d'une tumeur au cerveau par neutrons thermiques,

b) des modèles d'appareils montrant les possibilités d'application à la thérapeutique,

c) des études sur la toxicité des radiations, sur la vie animale et végétale,

d) l'application à la génétique des plantes;

7) l'utilisation des radio-isotopes en matière industrielle et médicale.

La participation américaine comportait enfin un clou constitué par un réacteur atomique en fonctionnement.

Ce réacteur est surprenant par sa simplicité. Il fait partie d'une série de modèles compacts, relati-

vement peu coûteux et aisément adaptables, spécialement prévus pour la recherche, l'enseignement et le laboratoire d'essais.

La construction a commencé en mars 1955 au Laboratoire national d'Oakridge. Le montage en vue des essais a eu lieu à la fin de mai. Les travaux commencèrent vers la même époque à Genève et furent complètement terminés le 17 juin. Transporté des Etats-Unis par avion, le réacteur fut installé en juillet. Une période d'essais a précédé son inauguration officielle le 8 août.

Le noyau actif du réacteur se compose d'uranium enrichi à 20 % d'uranium-235, enfermé dans des « sandwichs » d'aluminium. Le réseau formé par ce combustible nucléaire est immergé dans un bassin ou réservoir profond rempli d'eau (d'où l'expression « réacteur à réservoir ») dans lequel l'eau agit à la fois comme réfrigérant, modérateur et dispositif protecteur arrêtant les radiations émises par le noyau, laissant en outre complètement visible le noyau lui-même ainsi que toute expérience en cours.

Le niveau d'énergie du réacteur est nominale-ment de 10 kW, mais il peut être poussé jusqu'à un maximum de 100 kW.

Le noyau du réacteur est formé par un système compact de 23 éléments combustibles montés sur une grille d'aluminium, elle-même portée par des supports fixés au fond de la cuve. Trois de ces éléments combustibles sont percés de trous où viennent se loger les barres de commande et de sécurité. Une pièce spéciale est prévue pour recevoir une source neutronique destinée à faciliter le contrôle du réacteur dans la phase initiale de mise en marche.

La luminescence bleue accompagnant le fonctionnement du réacteur est produite par l'effet Cerenkov, lequel consiste dans le ralentissement par l'eau de radiations de haute énergie, une partie de l'énergie se trouvant alors rayonnée sous forme de lumière visible.

La charge totale du réacteur en uranium est d'environ 18 kg, sur lesquels 20 %, c'est-à-dire 3,6 kg, sont constitués par de l'uranium-235.

La masse d'eau au sein de laquelle le réacteur est immergé est contenue dans une cuve d'acier d'un diamètre de 3,05 m et d'une profondeur de 6,71 m, les 5,48 m inférieurs se trouvant enterrés dans le sol. Cette cuve contient environ 49 m³ d'eau ordinaire que l'on a préalablement déminéralisée en la faisant passer à travers un échangeur d'ions à multiple effet fournissant une eau de qualité approchant celle de l'eau distillée. Le noyau du réacteur se trouve à une profondeur de 5,02 m, ce qui, au régime de 10 kW, crée une protection suffisante pour réduire l'intensité rayonnée à environ 0,5 milliroentgen/heure, mesurée au niveau de la surface de l'eau, c'est-à-dire à environ un quart de l'intensité rayonnée par un cadran lumineux de montre-bracelet au radium. L'intensité de la radioactivité induite dans l'eau de la cuve reste très faible et toute trace en est éliminée par circulation de la masse d'eau à travers un autre échangeur d'ions.

Trois barres mobiles au carbure de bore commandent la marche du réacteur. Le déplacement de ces

barres s'effectue au moyen de moteurs électriques et le couplage de chaque barre au moteur correspondant est assuré par électro-aimant.

Un dispositif de mise en marche entièrement automatique a été installé, ainsi qu'un servo-mécanisme destiné à maintenir la puissance à un niveau constant.

Des dispositifs électriques servent à indiquer la position des trois barres de commande. L'étendue de ces déplacements est limitée au moyen de contacteurs. La rapidité du retrait des barres de commande et, par suite, la vitesse à laquelle s'accroît la réactivité de l'instrument sont également limitées. Dans ces conditions, la mise en marche du réacteur demande environ 7 minutes.

On voit également une série de panneaux indiquant :

a) les éléments combustibles.

Le réacteur utilise un uranium à 20 % d'uranium-235 incorporé à de l'aluminium, sous forme d'éléments combustibles spécialement prévus pour réacteurs à recherche fonctionnant à basse température et à haute intensité de flux neutronique.

Les plaques de combustibles sont formées d'oxyde d'uranium UO₂ enrichi, dont les particules sont dispersées dans un agrégat de poudre d'aluminium cuirassé de tous côtés au moyen de feuilles d'aluminium de haute pureté. Dans la région formant le noyau proprement dit, c'est-à-dire là où elles renferment le combustible nucléaire, ces plaques contiennent en poids 54 % d'oxyde d'uranium UO₂ et 46 % d'aluminium en poudre.

L'épaisseur de l'agrégat est de 0,64 mm et celle du cuirassement, de chaque côté, est de 0,44 mm.

Dix-huit plaques complexes, assemblées en un bloc unique, forment ce que l'on entend ici par « élément » ou « ensemble » combustible. Les dix-huit plaques sont maintenues à 0,30 mm les unes des autres par une paire de plaques d'espacement en aluminium auxquelles elles sont brasées. Ce type de construction a l'avantage de fournir une surface considérable pour un volume donné, permettant ainsi le transfert rapide de la chaleur dégagée à l'eau utilisée comme réfrigérant.

Chaque élément standard de 18 plaques contient 967 g d'oxyde UO₂, c'est-à-dire 170 g d'uranium-235.

b) La coupe du réacteur.

Ce panneau montre le montage d'une barre de commande dans le réseau du réacteur, avec le mécanisme moteur qui lui est associé.

La mise en marche du réacteur s'effectue en retirant les barres au carbure de bore du réseau nucléaire.

Un arrêt immédiat du réacteur est obtenu en coupant le courant alimentant les électro-aimants. Les barres de commande tombent alors de leur propre poids à l'intérieur du réseau, ce qui réduit rapidement la multiplication des neutrons. Chaque barre est munie d'un amortisseur à piston qui la protège à la fin de sa chute et l'empêche de rebondir.

c) Un exposé des applications du réacteur.

Celles-ci consistent essentiellement dans l'enseignement et dans la formation de spécialistes, dans

les recherches sur la physique du noyau, la production d'isotopes, l'analyse chimique par activation, les recherches biologiques et médicales, etc.

d) Les neutrons thérapeutiques.

Ce panneau montre comment le faisceau de neutrons produits par le réacteur en cuve peut être utilisé pour détruire des tissus cancéreux si l'on utilise en même temps le bore. On constate en effet qu'une injection intra-veineuse de borate de soude donne lieu à une concentration du bore dans les tissus cancéreux. Lorsque cette partie du corps est frappée par des neutrons thermiques, ceux-ci entrent en réaction avec le bore qui est un absorbant de neutrons et qui donne lieu à l'éjection de particules α . Ces particules effectuent un parcours très faible, de l'ordre de grandeur d'un diamètre de cellule, et produisent à cet endroit une ionisation très accusée.

e) La préparation des radio-isotopes.

Les capsules contenant les substances à irradier sont posées près du noyau sur un simple support. On les retire par la suite au moyen de longues pinces. Les radio-isotopes à vie courte peuvent être ainsi obtenus très facilement et utilisés dans des laboratoires, pour autant que ceux-ci soient dans le voisinage immédiat du réacteur.

La figure 1 représente la façade du bâtiment contenant le réacteur en question. On peut se rendre compte qu'il s'agit d'une construction relativement modeste et qui cependant a été largement dimensionnée, en raison notamment de l'affluence prévue de visiteurs.

ROYAUME-UNI.

La participation de la Grande-Bretagne vise à faire connaître les réalisations effectuées et le programme d'avenir.

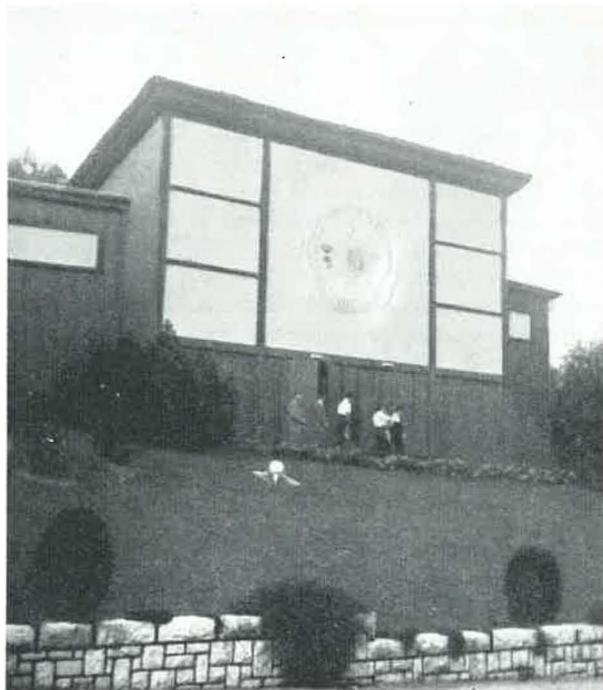


Fig. 1.

La figure 2 représente un des réacteurs en construction à Calder Hall. Depuis mai 1953, la Grande-Bretagne construit à cet endroit la première centrale atomique expérimentale destinée à la production d'énergie électrique.

L'expérience déjà acquise a permis au Gouvernement britannique d'établir un programme de production d'électricité à partir de l'énergie nucléaire. Ce programme a été publié en février 1955. On a

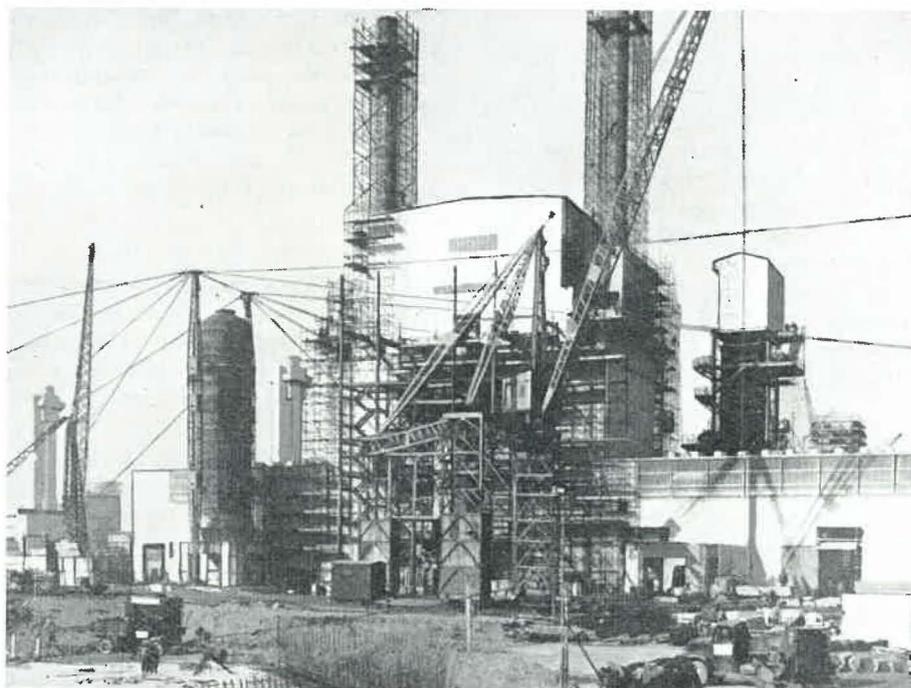


Fig. 2.

l'intention de consacrer, entre 1955 et 1965, 500 millions de livres à la construction de douze centrales atomiques d'une puissance globale de 2 millions de kW, avec un prix de revient de 0,6 d, soit environ 0,36 F par kWh.

A partir de cette date, les progrès pourraient encore être plus rapides et, en 1975, 25 % de l'énergie électrique proviendraient des centrales atomiques, ce qui correspondrait à la combustion de 40 millions de tonnes de charbon.

U.R.S.S.

L'objectif de ce pays est défini dans l'avant-propos d'une fort belle brochure offerte aux visiteurs. Les recherches dans le domaine de l'énergie atomique ont commencé en U.R.S.S. dans les années 1930. Dans les années d'après-guerre, les recherches en vue des utilisations pacifiques de l'énergie atomique ont atteint un degré très élevé. Des travaux de physique, chimie et biologie exigeant des sources puissantes de neutrons ou de radiations γ ont été effectuées au moyen de réacteurs expérimentaux.

Les isotopes radio-actifs sont produits en grande quantité dans des réacteurs et des accélérateurs et sont employés largement dans l'industrie, l'agriculture et la médecine. Les radio-isotopes incluant presque tous les éléments du tableau périodique de Mendelejeff ont été envoyés dans tous les coins de l'U.R.S.S. et vers de nombreuses contrées d'Europe et d'Asie qui désirent les utiliser.

L'U.R.S.S. a érigé une centrale atomique d'une capacité de 5.000 kW, qui constitue un fondement pour l'usage de l'énergie atomique dans la production d'électricité.

La brochure ajoute que l'U.R.S.S. ne tient nullement secrètes ses réalisations. Elle désire au contraire aider les pays démocratiques en leur envoyant des radio-isotopes, en formant du personnel et en construisant et en livrant des réacteurs et des accélérateurs expérimentaux pour des usages de recherches.

En raison de l'espace limité dans le Palais des Nations, la participation de l'U.R.S.S. ne vise qu'une petite partie des travaux de recherches.

Il est bien exact que les stands de l'U.R.S.S. sont spécialement consacrés aux applications industrielles de l'énergie atomique, tels le comptage, le mesurage d'épaisseur et d'usure, l'appréciation de la pureté des lingots d'acier, aux applications thérapeutiques, etc.

CANADA.

La participation du Canada est importante. Elle comporte tout d'abord une partie dévolue aux ressources du Canada en matière de minerais radio-actifs. Il y a ensuite les nombreuses applications médicales et agricoles des isotopes. En 1957, le Canada produira du minerai d'uranium pour 100 millions de dollars.

Le Canada montre également ses travaux en matière de réacteurs nucléaires. En 1945 déjà, un premier réacteur de 10 W à usage de recherches a été établi. En 1947, un important réacteur de 40.000

kW a été construit à l'usage de recherches fondamentales, d'études technologiques, de production d'isotopes radio-actifs et de production de plutonium et d'uranium-235. En 1956, un nouveau réacteur ayant les mêmes objectifs, mais d'une puissance de 200.000 kW, sera établi. Enfin, en 1958, un réacteur de 20.000 kW, destiné à la production d'énergie électrique et aux études technologiques et économiques, sera construit.

FRANCE.

La participation française est organisée par le Commissariat à l'Énergie Atomique (C.E.A.), établissement public créé en octobre 1945 et chargé de préparer l'utilisation de l'énergie atomique. Son programme est vaste; il comporte la formation de spécialistes, le développement des recherches fondamentales, l'exploitation de minerais radio-actifs, la construction de réacteurs pilotes et de prototypes de réacteurs de puissance, la production d'éléments radio-actifs pour l'industrie et la médecine. Près de 4.000 personnes sont employées par la C.E.A.

Toutes ces activités du Commissariat à l'Énergie Atomique figurent sur les panneaux de l'exposition. En matière de réacteur, il est rappelé qu'en 1948 un premier réacteur expérimental fut construit à Châtillon pour une puissance de 150 kW; il fonctionne toujours. En 1952, un second réacteur expérimental fut établi à Saclay; sa puissance atteint 2.000 kW. Ces deux réacteurs sont également utilisés pour produire des éléments radio-actifs.

De 1956 à 1958, quatre réacteurs sont à établir. Trois seront construits à Marcoule, près d'Avignon. Ils sont destinés à produire l'énergie électrique; l'un produira 5.000 kW et les deux autres 50.000 kW. Un quatrième réacteur sera établi à Saclay en vue de produire un flux de neutrons permettant l'essai du matériel utilisé dans les réacteurs de puissance.

BELGIQUE.

Comme l'indique la brochure distribuée aux visiteurs, la Belgique tient à marquer par sa participation sa présence dans le domaine des sciences nucléaires.

Dès la fin de la guerre, elle développe dans ses laboratoires universitaires des centres d'enseignement et de recherches pour former savants, ingénieurs et techniciens. Ensuite, elle s'attaque au développement des applications pacifiques et industrielles de l'énergie atomique. L'organisation de ces activités est illustrée par le panneau central du stand.

Le matériel exposé appartient en majeure partie à l'Institut interuniversitaire des Sciences nucléaires (I.I.S.N.). Il est le fruit des travaux de ses chercheurs groupés en six centres dans les cinq villes universitaires du pays: Bruxelles, Gand, Liège, Louvain et Mons. Des recherches originales sont conduites dont quelques résultats sont exposés ici:

a) accélérateurs: cyclotron (dont la maquette est exposée), accélérateurs Cockroft-Walton, accélérateur linéaire pour électrons;

b) recherches physiques: émulsions nucléaires, chambres de Wilson, spectrographes: trois techni-

ques de détection de particules pour l'étude de réactions nucléaires et des phénomènes du rayonnement cosmique;

c) recherches minéralogiques : minerais d'uranium et de thorium;

d) métallurgie de l'uranium : production d'uranium de haute pureté pour réacteurs nucléaires;

e) recherches médicales et biologiques : utilisation des radio-isotopes, radiothérapie.

Le Centre d'Etude pour les Applications de l'Energie nucléaire (C.E.A.N.), qui entreprend la construction du premier réacteur belge, présente une machine analogue, le simulateur de pile; cet appareil est destiné à l'étude de la régulation automatique du réacteur; il convient aussi à des usages didactiques.

Les laboratoires de physique de l'Union minière du Haut-Katanga exposent des documents relatifs à la calibration des sources de neutrons.

Journées techniques sur les applications du caoutchouc dans les mines de houille

organisées les 2 et 3 mai 1955 à Liège, durant la Foire Internationale

(suite)*

L'utilisation du caoutchouc dans la mine

par Ir. F.C.M. WIJFFELS

SAMENVATTING

De auteur wijst op het feit dat de automobielnijverheid van het rubber een der meest gevraagde grondstoffen van de wereld heeft gemaakt.

Het gebruik van rubber heeft zich in de mijnen opgedrongen om dezelfde redenen als in de automobielnijverheid :

Zijn grote slijtweerstand maakte het tot de aangewezen grondstof voor de fabricatie van transportbanden, die het voornaamste toepassingsgebied van rubber in de mijnen vormen.

De ontvlambaarheid van de gewone transportbanden, vervaardigd uit rubber en katoen, vormt een ernstig gevaar bij hun gebruik in de ondergrondse werken. Men heeft daarom getracht het natuurlijk rubber te vervangen door weinig of niet ontvlambare producten. Tot hiertoe is hun prijs te hoog en neemt men nog dikwijls zijn toevlucht tot andere middelen om branden te voorkomen.

De invoering van het gebruik van transportbanden heeft een gevoelige invloed uitgeoefend op de planning van de ontginningswerken en heeft, benevens de vermindering van de transportkosten, de ontginning sterk vereenvoudigd.

De voordrachtgever vermeldt vervolgens het gebruik van rubber als isolerend materiaal voor de elektrische netten. De isolerende eigenschappen van rubber zijn een voorname factor voor de veiligheid in de mijnen. Anderzijds worden persluchtlangen vervaardigd uit geleidende rubber, ten einde de vorming van electro-statische vonken te verhinderen.

Verder vermeldt de voordrachtgever de toepassing die in de mijn gemaakt wordt van de hoge wrijvingscoëfficiënt van rubber, evenals van zijn dichtheid tegenover gassen en vloeistoffen onder hoge druk.

De aandacht wordt gevestigd op de veelvoudige toepassingen van de elastische eigenschappen van rubber, zijn gebruik als demper van trillingen en zijn hoge weerstand ten opzichte van corrosieve waters.

De voordrachtgever legt de nadruk op het feit dat de gebruikte voorwerpen nooit samengesteld zijn uit zuivere rubber; deze dient integendeel belangrijke transformaties te ondergaan en de mengsels nodig tot deze transformaties zijn uiterst ingewikkeld.

Recente opzoekingen over de eigenschappen van de producten afgeleid uit natuurlijk rubber zullen zonder twijfel aanleiding geven tot nieuwe toepassingen in de mijnen.

* Voir Annales des Mines, 1955, juillet, p. 665/702.

RESUME

L'auteur signale le fait que l'industrie automobile a fait du caoutchouc un des produits les plus utilisés dans le monde.

Le caoutchouc s'est imposé dans la mine pour les mêmes raisons que celles qui le firent adopter par l'industrie automobile.

Sa grande résistance à l'usure l'a fait employer pour les bandes transporteuses. C'est l'utilisation principale du caoutchouc dans les mines.

De sérieuses recherches sont effectuées actuellement pour remplacer les courroies ordinaires constituées de coton et caoutchouc et présentant des dangers d'incendie par des courroies en matériau peu ou pas inflammable. Le prix de ces courroies oblige tant que maintenant à trouver d'autres moyens pour lutter contre le danger d'incendie.

Dans l'exposé de cette application, l'auteur fait remarquer que l'introduction des bandes transporteuses a eu une influence sur l'établissement des plans d'exploitation et a apporté, en plus d'une amélioration des frais de transport, une plus grande facilité d'exploitation.

L'auteur mentionne ensuite l'utilisation du caoutchouc dans les réseaux électriques. Ses propriétés isolantes en font un facteur important de la sécurité lorsque les conducteurs du réseau électrique du fond sont isolés au caoutchouc.

L'auteur signale que les tuyaux flexibles pour l'air comprimé et tous les flexibles en caoutchouc de manière générale sont constitués de caoutchouc bon conducteur de l'électricité.

L'auteur parle ensuite de l'utilisation du grand coefficient de frottement du caoutchouc et d'objets enrobés de caoutchouc dans la mine, puis de l'utilisation de l'imperméabilité du caoutchouc vis-à-vis des gaz et des liquides, même sous forte pression, qui l'ont fait adopter pour les tuyaux flexibles à air comprimé et à eau.

Enfin, l'attention est attirée sur l'utilisation du caoutchouc grâce à ses propriétés élastiques, à ses qualités d'amortisseur, et à sa résistance aux eaux corrosives.

Après la citation de quelques applications raisonnées et logiques du caoutchouc dans la mine, l'auteur insiste sur le fait que le caoutchouc ne peut être employé tel quel, mais doit être travaillé pour être utilisé dans la mine.

De nouvelles recherches concernant les propriétés des produits dérivant du caoutchouc entraîneront certainement de nouvelles applications dans les mines.

1. Introduction.

1.1 Le caoutchouc, qui était d'une importance tout à fait secondaire avant le développement de l'industrie automobile, est devenu grâce à celle-ci un des produits les plus utilisés dans le monde.

1.2 Le caoutchouc s'est imposé dans la mine en raison des mêmes propriétés que celles qui le firent adopter par l'industrie automobile.

1.3 La raison principale de l'utilisation du caoutchouc est sa grande résistance à l'usure lors du frottement de pièces mobiles contre des pièces fixes et son prix avantageux par rapport aux autres matériaux ayant les mêmes propriétés.

1.4 D'autres propriétés du caoutchouc justifient son utilisation dans les mines. Citons : résistance électrique élevée, coefficient de frottement élevé, imperméabilité vis-à-vis des gaz et des liquides même sous forte pression, grande élasticité, etc.

1.5 Dans le temps qui m'est dévolu, je vous parlerai des principales applications du caoutchouc dans les mines découlant de ses propriétés physiques et des conséquences de ces applications pour l'exploitation.

2. Application principale : Bandes transporteuses en caoutchouc.

2.1 La faible usure du caoutchouc en mouvement frottant sur un matériel fixe (rouleau, etc.), alliée au coefficient de frottement élevé du caoutchouc, ont fait choisir celui-ci comme matière première des bandes transporteuses.

2.2 Ce coefficient de frottement élevé a pour conséquence de permettre l'utilisation de la bande transporteuse en caoutchouc jusque dans des pentes de 20°.

2.3 Deux conférenciers de ce matin ont déjà traité la question des bandes transporteuses.

2.4 L'avantage des bandes transporteuses ne consiste pas seulement dans le fait d'avoir un moyen de transport excellent et relativement bon marché, mais surtout en ce qu'il permet un établissement logique des plans d'exploitation.

2.5 Les voies d'exploitation desservies par bandes transporteuses peuvent être creusées en direction à condition de ne pas dépasser 20° de pente. Cela permet de garder aux fronts des longueurs constantes.

2.6 Dans les voies de transport, il faut éviter les fonds de bassin pour éliminer le risque de bouçage de la voie par les eaux.

2.7 La direction des fronts doit être choisie en fonction de la direction des clivages naturels du charbon.

2.8 L'application des bandes transporteuses est conditionnée en premier lieu par les nécessités de l'exploitation et en second lieu par leur incidence sur les prix de transport.

2.9 La recherche de bandes transporteuses moins inflammables que la bande toile-caoutchouc ordinaire doit être encouragée.

2.10 Ces bandes ininflammables ne seront prises réellement en considération que lorsque leur prix sera voisin de celui des bandes ordinaires.

2.11 Tant qu'il y aura une différence de prix sensible entre les bandes transporteuses ordinaires et ininflammables, les charbonnages emploieront les bandes ordinaires en donnant les instructions pour arrêter les courroies à partir du moment où des glissements inadmissibles se produisent aux têtes motrices.

2.12 Tout début d'incendie dans une galerie où se trouve une bande transporteuse doit être activement combattu.

3. *Utilisation du caoutchouc dans le réseau électrique d'une mine.*

3.1 Les propriétés isolantes du caoutchouc vis-à-vis du courant électrique font qu'il est employé à grande échelle pour la protection des câbles électriques. Il en est de même pour les câbles utilisés dans la mine.

3.2 La plupart des ennuis et des pannes électriques proviennent d'une installation défectueuse du réseau.

3.3 Les appareils électriques sont soumis à vérification après leur construction et créent par conséquent moins de soucis au mineur que le réseau électrique lui-même.

3.4 Des crochets en caoutchouc sont utilisés pour la suspension des câbles à miner.

3.5 On demande aux fabricants de matériel enrobé de caoutchouc que celui-ci ait une bonne conductibilité électrique.

Lorsqu'un objet métallique se trouve à l'extrémité d'un flexible en caoutchouc, on demande que ce flexible soit bon conducteur de l'électricité.

4. *Utilisation du grand coefficient de frottement du caoutchouc.*

4.1 Les chenaux fixes en fort pendage sont tapissés de vieux morceaux de courroie sur environ 2 mètres de longueur pour réduire la vitesse du charbon.

4.2 Le petit matériel, transporté dans des chenaux fixes, est placé dans des petits sacs en caoutchouc.

4.3 Les étauçons métalliques, transportés dans les chenaux fixes, le sont à la suite de sacs en caoutchouc.

4.4 Les tambours des têtes motrices sont recouverts de morceaux de courroie en caoutchouc.

5. *Utilisation de l'imperméabilité du caoutchouc vis-à-vis des gaz et des liquides même à haute pression.*

5.1 Le caoutchouc est très utilisé pour la fabrication des flexibles à air comprimé et à eau à cause de sa flexibilité, de son élasticité et de son imperméabilité vis-à-vis des gaz et des liquides.

5.2 Flexibles à air comprimé et à eau sont de longueurs et de diamètres multiples. Ils supportent jusque des pressions de 20 atmosphères.

5.3 Ces flexibles doivent être fabriqués spécialement de façon à être bons conducteurs de l'électricité.

5.4 Les flexibles sont utilisés pour mesurer les pertes de charge entre les extrémités d'une conduite.

5.5 Les raccords des conduites fixes aux sondages destinés au captage du grisou sont en tuyaux flexibles de caoutchouc.

5.6 Les machines mobiles dans la mine sont reliées, soit au réseau à air comprimé au moyen de tuyaux flexibles en caoutchouc, soit au réseau électrique au moyen de câbles isolés en caoutchouc.

6. *Utilisation des propriétés élastiques du caoutchouc.*

6.1 Le caoutchouc se laisse facilement déformer et reprend sa forme primitive dès que l'application de la contrainte cesse.

6.2 Dès lors, des anneaux en caoutchouc sont utilisés dans la mine pour rendre des sondages étanches et empêcher la fuite de gaz ou de liquides.

6.3 L'utilisation du caoutchouc pour les joints étanches des conduites repose sur la même propriété.

6.4 Des disques en caoutchouc sont utilisés comme accouplements élastiques entre moteurs et engins de travail.

6.5 Les charbonnages d'Orange-Nassau ont remplacé les garnitures en bois des poulies Koepe par des blocs en caoutchouc découpés dans des bandes transporteuses usagées.

6.6 La plupart des cas d'utilisation cités ci-dessus proviennent d'applications réalisées dans les Mines d'Etat Néerlandaises. Beaucoup d'autres applications du caoutchouc dans les mines ont encore été réalisées ces dernières années.

6.7 Ainsi, dans le matériel traînant, les poutres en bois sont remplacées par des blocs constitués par un assemblage de morceaux de courroies usagées, découpées à la dimension voulue.

6.8 De même pour la schistification prescrite pour la prévention des explosions de poussières de charbon, il est fait usage d'un flexible constitué de deux parties. La partie externe est constituée de façon à résister aux diverses manipulations, la partie interne comporte un caoutchouc résistant à l'usure des fines poussières très abrasives.

7. Utilisation du caoutchouc comme amortisseur de choc.

7.1 Lorsqu'un bloc en caoutchouc est introduit entre deux objets qui s'entrechoquent, suivant la valeur de la pression exercée, $1/3$ à $1/2$ de l'énergie est absorbée par frictions internes dans le caoutchouc. Le caoutchouc est par conséquent un amortisseur très efficace.

7.2 Les locomotives et les berlines sont pourvues par les charbonnages de butoirs constitués de morceaux de courroie usagés, fermement assujettis.

8. Comme le caoutchouc est peu attaqué par les eaux corrosives, il est avantageux de l'utiliser pour la confection des battes, pour la protection des souliers de travail, comme tuyau d'aspiration et de refoulement de pompes, comme joint étanche pour les portes d'aérage, les canars, etc.

9. Conclusions.

Il y a encore un sérieux débouché dans les mines pour les produits fabriqués avec du caoutchouc.

Les applications dépendent des propriétés physiques du caoutchouc.

Le travail du caoutchouc nécessite encore des recherches nombreuses pour obtenir les matériaux les mieux adaptés aux mines.

DISCUSSION

M. DESSALLES. — Signale l'intérêt qu'il y aurait à fabriquer des câbles souples en caoutchouc pour les hautes tensions allant jusque 6000 V.

Les courroies transporteuses ininflammables

par A. ANDRIEN,

Ingénieur en chef aux Usines Englebert et Cie, Liège.

SAMENVATTING

De gedachte rubber onontvlambaar te maken of te vervangen door onontvlambare elastomeren is niet nieuw.

De laatste jaren heeft dit probleem zich nochtans op de voorgrond geplaatst ingevolge de ongevallen te wijten aan transportbanden, waarvan het meest sensationele zich in Engeland voordeed.

In dit land werd een grote inspanning gedaan om de ondergrondse transportbanden in rubber te vervangen door banden in polyvinylchloride.

Deze beslissing werd niet alleen ingegeven door veiligheidsoverwegingen. Het is derhalve gewettigd zich enkele vragen te stellen :

1) Opportuniteit de bestaande banden te vervangen door onontvlambare banden waarvan de hoedanigheden analoog zijn aan degene die de gebruikers tot nu toe vereist hebben.

2) Normen die de nieuwe vereisten beheersen.

3) Middelen en materialen die toelaten het probleem op te lossen.

4) Vergelijking van de verschillende verwezenlijkingen met de normale banden.

5) Toekomstperspectieven voor de markt.

Deze vragen laten toe voorlopig de stand van het probleem te situeren, dat overigens nog in volle evolutie is, maar waaraan de fabricatie reeds zeer bevredigende oplossingen heeft weten te geven.

RESUME

L'idée de rendre le caoutchouc ininflammable ou de le remplacer par un élastomère ininflammable n'est pas neuve.

Mais elle s'est plus spécialement imposée ces dernières années en ce qui concerne les courroies transporteuses, à la suite d'accidents dont le plus sensationnel s'est produit en Angleterre.

Dans ce pays, un gros effort a été fait pour remplacer les courroies de fond en caoutchouc par des courroies en chlorure de polyvinyle.

Cette attitude et cette solution n'ont pas été inspirées uniquement par le problème de sécurité. Aussi, est-il justifié de se poser quelques questions :

1) Opportunité de substituer une courroie ininflammable qui ait conservé des qualités analogues à l'article que les usagers ont réclamé jusqu'ici.

2) Normes régissant les nouvelles exigences.

3) Moyens et matières permettant de résoudre le problème.

4) Comparaison des diverses réalisations avec les courroies normales.

5) Perspectives d'avenir du marché.

Ces questions permettent de faire le point provisoirement dans un problème encore en voie d'évolution, mais auquel la manufacture a su donner des solutions très satisfaisantes.

Toute activité industrielle est conditionnée par 5 volitions : celles
du client,
du commerçant,
du scientifique,
de l'ingénieur,
de l'administration politique.

Un économiste emploierait un langage plus noble, parlerait des besoins, de la consommation, de la distribution, des découvertes de la science, de la technique, de la conjoncture économique, de l'Etat.

Cet économiste, parlant des besoins, spécifiera qu'il ne se soucie pas de savoir s'ils sont réels ou

imaginaires, si ce sont des besoins essentiels ou des besoins de luxe.

Il suffit pour lui qu'ils existent comme moteur initial de la spéculation économique.

C'est-à-dire qu'il justifie cette révérence manifestée au client, qui s'affirme dans le slogan :

« Le client est roi ».

Un ironiste traduirait : « le client a le droit de ne pas être raisonnable ».

Mais cet ironiste pourrait aussi exercer sa verve sur les autres entités :

Le commerçant qui, non seulement satisfait le client, mais encore va au devant de ses besoins, lui en suggère de nouveaux, peut se tromper dans ses estimations qualitatives et quantitatives du marché.

Le scientifique, par sa formation, plane souvent au-dessus des réalités de la vie. Son but, c'est de voir ce qu'on n'a pas encore vu, d'inventer ce qui ne l'a pas encore été. C'est l'astronome qui parfois choisit dans un puits.

L'ingénieur dont le rôle habituel est d'exécuter au mieux et au meilleur marché l'objet réclamé, parle de son *art*, bien qu'il dédaigne être un artisan et est rarement un artiste.

Quant à l'administration politique, elle est censée veiller au bien commun.

Sa sollicitude se manifeste sous de multiples formes :

Soutien apporté à une industrie.

Restrictions à l'importation de certains produits.

Mesures relatives à la sécurité, mesures sociales.

Exécution de certains travaux.

Elaboration de règlements.

Cette sollicitude n'est pas toujours heureuse.

Bref d'une façon générale, on peut dire, qu'il s'agisse de grands travaux de l'Etat : voies de communication, barrages, etc., ou d'objets de consommation courante, que l'exécution ne semble pas toujours répondre seulement au souci matériel caractérisé par la question brutale: *Ça sert à quoi, ça coûte combien ?*

Cette introduction a son utilité pour situer le problème qui nous occupe : « *La courroie transporteuse ininflammable* ».

1) Pourquoi doit-elle être ininflammable ? Quelle part cette ininflammabilité joue-t-elle dans le problème général de sécurité ?

2) Quels sont les moyens et les matières qui permettent de résoudre le problème posé ?

3) Dans quelle mesure cette condition supplémentaire d'incombustibilité modifie-t-elle les qualités requises par l'objet principal « courroie transporteuse » ?

4) Quel est le prix de l'objet résultant et ce prix est-il le même et a-t-il la même importance dans les divers pays utilisateurs ?

5) Quelle influence les exigences particulières apportent-elles dans l'emploi de telle ou telle réalisation ?

* * *

Il y a cent moyens de provoquer un incendie dans une mine. Un de ceux-ci consiste à caler une

courroie transporteuse, sa poulie entraîneuse continuant à tourner.

Il se crée ainsi, par frottement, un développement de chaleur qui peut enflammer la courroie... ou la poussière de charbon.

La courroie a été introduite dans la mine il y a quelques lustres. A cette époque, dans les cours d'exploitation, au chapitre transport, on ne parlait guère que de couloirs oscillants ou de raclettes, signalant seulement quelques courroies en chanvre et leurs multiples inconvénients.

Depuis, la courroie transporteuse coton-caoutchouc est devenue un article de consommation courante des charbonnages.

Citons l'Angleterre qui en utilise actuellement plus de 5.000 kilomètres.

Jusqu'en 1950, on ne s'était pas beaucoup inquiété de cette introduction d'un nouveau matériau combustible. Mais l'attention fut alors attirée par quelques accidents graves, dont le plus spectaculaire fut celui de la mine Creswell où 80 hommes trouvèrent la mort.

L'enquête révéla que le feu avait pris dans une installation de transport par courroie.

Le National Coal Board s'occupa activement du problème, donna des chiffres statistiques, élaborés des études expérimentales et formula des spécifications dont l'une était l'ininflammabilité de la courroie.

Toute cette histoire a été très bien exposée dans les bulletins de l'Institut National de l'Industrie Charbonnière (INICHAR).

Rappelons seulement quelques faits et quelques chiffres :

Tout d'abord, les causes de sinistres et leur importance relative :

1) Incendie de la courroie.	30 %
2) Provoqué par accessoires autres que courroie	48 %
3) Par la source d'énergie	11 %
4) Causes indéterminées	11 %

Les convoyeurs de voie occasionnent plus d'incendies que les convoyeurs de taille, ce qui semble indiquer qu'une surveillance renforcée pourrait diminuer le chiffre imputé à la courroie.

Aussi est-il bon de souligner une conclusion qu'on peut trouver dans le Bulletin Technique n° 33 de 1952 d'Inichar.

« ... il ne suffit pas de fabriquer une courroie ininflammable pour supprimer complètement le risque d'incendie... »

* * *

Pour le manufacturier, il importe peu que les qualités réclamées soient opportunes ou non. Les questions qui l'intéressent sont les suivantes :

Ces exigences se généraliseront-elles ?

Quel sera le volume de vente du nouvel article ?

Quelle majoration de prix le client pourra-t-il accepter ?

L'Angleterre, que nous avons citée, produirait 150 km de courroie ininflammable par an, soit

moins de 3 % de la production totale. On y a estimé en 1951 qu'on atteindrait 25 % — maintenant on parle de 10 %.

Mais remarquons que l'émotion déclenchée par la catastrophe de Creswell a provoqué un courant d'opinion qui a favorisé l'utilisation d'un produit national : le chlorure de polyvinyle.

Quels que soient les matériaux auxquels on aura recours, on peut estimer que le prix de revient d'une courroie ininflammable dépassera celui d'une courroie ordinaire d'au moins 20 %, les autres propriétés restant à peu près égales.

* * *

L'ininflammabilité peut être caractérisée par des normes. Un des énoncés proposés est le suivant :

Un échantillon tenu dans la flamme d'un Bunsen pendant 15" pour le recouvrement et 30" pour le support (avec ou sans recouvrement), ne doit pas continuer à brûler plus de 240".

Cette exigence, appliquée en Allemagne, n'est pas très sévère.

Elle permet de ne pas écarter le caoutchouc naturel entre diverses autres solutions.

La spécification anglaise, au contraire, semble avoir été faite pour défendre le chlorure de polyvinyle, bien qu'on puisse l'affronter par d'autres moyens.

Elle débute par le préambule suivant :

« ... Il n'a pas été trouvé praticable présentement de standardiser d'autres exigences (que celles relatives à l'ininflammabilité) telles que résistance à la traction, à l'usure, flexibilité... »

Elle décrit ensuite les essais :

a) *Drum friction test* reproduisant la cause principale d'élévation de température par friction sur la poulie d'entraînement.

b) *Flame test* dans lequel l'échantillon retiré de la flamme d'un brûleur, doit s'éteindre en 3" s'il s'agit du recouvrement, en 5" s'il s'agit du support textile dénudé.

Les conditions élaborées par le Centre d'Etudes et Recherches des Charbonnages de France, sont seulement relatives à la standardisation des méthodes qui permettent de dire si la courroie est très combustible ou très peu combustible, c'est-à-dire de déterminer la vitesse de combustion.

* * *

En Amérique, il ne paraissait pas qu'on ait accordé grand intérêt à cette question.

Je me suis toutefois enquis de la raison de ce manque d'information de la littérature technique américaine, auprès d'un correspondant de Wilmington, Paul EHRLICH, qui m'a très aimablement documenté.

Je veux vous lire la traduction de quelques passages de sa lettre du 18 avril dernier :

« Je regrette de devoir vous dire que nous ne possédons pas, tant qu'à présent, de spécifications relatives à l'emploi de courroies ininflammables dans les mines.

Toutefois, notre Bureau des Mines des Etats-Unis a récemment accompli des essais sur 79 mélanges d'élastomères proposés comme matériau pour les courroies de charbonnage, ininflammables.

Deux méthodes d'essai étaient utilisées par cette organisation : Flame Test et Friction Test.

Les échantillons incluaient néoprène, vinyle, caoutchouc naturel et mélanges de néoprène et de caoutchouc naturel, compoundés pour l'ininflammabilité.

Néoprène, vinyle et mélange de néoprène-caoutchouc résistaient à l'essai flamme, mais néoprène était le seul élastomère susceptible de subir avec succès l'essai de friction.

Le Bureau des Mines a l'intention de présenter son rapport final, à la « Rubber Manufacturers Association » dans le courant de cette année... »

« Ses spécifications ne mentionneront vraisemblablement aucun nom d'élastomère, mais donneront les méthodes d'essai et les performances exigées... »

« ... Dans la friction test, la courroie en vinyle se ramollissait et voyait ses plis se séparer, occasionnant la dégradation.

Les courroies en néoprène développaient des températures atteignant approximativement 220° F (soit 105° C) mais restant alors constantes.

Elles supportaient une durée d'essai de 24 heures et étaient trouvées encore en bon état après cette épreuve. Des thermo-couples étaient placés dans des sections de chaque courroie de sorte que les variations de température pouvaient être relevées avec précision... »

Ici, pour respecter l'intégrité de la missive, nous avons quelque peu anticipé, avec une sorte de partialité en faveur d'un élastomère; nous y reviendrons tout à l'heure.

Notre objectif actuel n'est que d'expliquer l'apparente carence américaine.

Notre correspondant continue :

« Comme vous le savez peut-être, notre U.S. Bureau of Mines est désigné en premier lieu pour formuler des recommandations et élaborer des spécifications, pour les meilleures mesures de sécurité dans les mines.

Il n'édicte pas des lois et n'impose pas ses spécifications aux divers gouvernements d'état des Etats-Unis. Ces gouvernements et leur Bureau des Mines sont pourtant fortement influencés par les recommandations du bureau fédéral et la plupart du temps suivent ces recommandations.

Par exemple, si l'Etat de Pensylvanie connaissait une catastrophe minière qui serait attribuée à une courroie inflammable, une législation serait vraisemblablement introduite qui proscrierait l'emploi de telles courroies dans les charbonnages de Pensylvanie.

Cela ne deviendrait une loi générale que si les autres états suivaient et la loi elle-même incorpo-

rerait les recommandations précédemment formulées par le Bureau des Mines.

Ainsi d'importants changements dans l'industrie minière ne se réalisent que lentement et péniblement... »

* * *

J'aurais peut-être dû être un peu plus précis au sujet des normes, mais je craignais que cette précision ne soit fastidieuse.

C'est Einstein, je crois, auquel on posait une « colle » qui répondait « Je refuse de me fatiguer la mémoire avec des renseignements que je peux trouver immédiatement dans un livre ».

* * *

Le problème de l'inflammabilité s'était posé jadis pour le caoutchouc et avait été résolu par l'emploi de charges inertes et de cires chlorées, mais il s'agissait alors de recouvrement de parquets.

Des incendies sensationnels s'étaient alors produits, non dans des mines, mais dans des salles de cinéma et des transatlantiques.

Les articles visés n'exigeaient pas les hautes qualités de résistance requises dans les courroies.

Néanmoins, le problème a été repris dans ce sens et le mélange de caoutchouc naturel avec des copolymères de résines vinyliques aurait donné de bons résultats.

Actuellement, on a recours principalement à deux matériaux :

Le chlorure de polyvinyle ou P.V.C.

Le néoprène.

Quel est le meilleur ?

Une réponse objective ne serait encore que provisoire, car les deux techniques correspondantes sont en voie d'évolution et d'amélioration.

Une affirmation qui se limiterait au temps présent pourrait être trouvée tendancieuse.

Formulée par un Anglais ou par tout autre citoyen d'un pays où l'on n'aime pas d'affecter des dollars à l'achat d'un produit étranger, mais où par contre, il existe une puissante industrie d'un synthétique chloré, elle paraîtra influencée par le chauvinisme ou un intérêt particulier.

Réciproquement, la défense du néoprène semblerait favorable à la firme américaine Dupont de Nemours, dont la politique publicitaire affiche pourtant un souci d'objectivité et d'honnêteté commerciale.

Enfin, présentée par un caoutchoutier, comme dans le cas présent, elle peut être crue inspirée par le fait que le néoprène est travaillé avec le matériel classique, tandis que le P.V.C. exigerait des modifications de ce matériel entraînées notamment par les températures plus élevées requises.

Il ne s'agit pas, notons-le, d'une incapacité, mais d'une opportunité d'investissement.

Le manufacturier belge peut actuellement fournir, en aussi faible quantité que ce soit et moyennant une augmentation raisonnable du prix, des courroies transporteuses en néoprène.

Si même le P.V.C. était supérieur, ce qui n'est pas le cas selon nous, le manufacturier ne pourrait s'équiper que si le volume du marché rendait rentable cette dépense.

En résumé, il ne faut croire personne sur parole et il est particulièrement opportun de dire qu'un fait est plus fort qu'un lord maire.

L'usine à laquelle j'appartiens a résolu le problème, avec le néoprène.

Un échantillon remis à Inichar a résisté à l'épreuve du feu et une courroie a été fournie à un charbonnage du Borinage.

Si je n'hésite pas à faire allusion à ma firme, c'est que j'ai trouvé dans le Bulletin technique d'Inichar, à titre d'exemple, une liste des fournisseurs étrangers qui peuvent livrer de bonnes courroies ininflammables. Elle pourra ainsi être utilement complétée.

* * *

Ayant fait entrevoir avec franchise une des raisons qui ont déterminé notre choix, nous pouvons quand même parler du chlorure de polyvinyle, sans en minimiser les qualités.

Au contraire, reconnaissons que c'est un nouveau matériau qui connaît grand succès; son champ d'application s'étend de plus en plus et des usines naissent dans le monde entier, pour répondre à une demande toujours croissante.

Au Japon, par exemple, où l'on enregistre plus de 90.000 t. de plastiques par an, plus de la moitié des fabricants sont des producteurs de chlorure de polyvinyle.

Nous en avons également en Belgique, comme chez nos voisins, tandis que le néoprène n'est produit qu'en Amérique.

Notons seulement, pour être complet, qu'en Russie l'usine construite en 1938 à Ierevan, utilise le procédé à l'acétylène de Dupont de Nemours. Elle produit principalement le SOVPREN, comparable au néoprène.

Tous ceux qui ont envisagé d'en produire sous licence en Europe ont reculé devant d'énormes frais d'équipement.

Aussi est-il assez naturel qu'on ait tenté d'utiliser le P.V.C. dans la courroie transporteuse pour la rendre ininflammable.

L'avantage principal affirmé est qu'il donne au revêtement une incombustibilité totale et qu'en fondant — lors d'un incendie — il imprègne le tissu de coton sousjacent, l'ignifugeant ainsi au moment critique.

J'ai dit « coton », parce que cette fibre n'est pas encore détronée par un synthétique, un verre ou un métal.

Inichar, dans son Bultec, a émis cet avis :

« Pour des raisons économiques, il est probable que le coton restera le matériau le plus courant dans la fabrication des courroies ».

Le cadre de mon sujet ne me permet pas de m'étendre sur ce point, mais il pourrait faire l'objet de discussions ultérieures.

Cet avantage de l'ignifugation opportune du coton par le P.V.C. en fusion est exalté par une

affirmation qu'on relève notamment dans l'Annual Report on the Progress of Rubber Technology de 1951 :

« L'imprégnation par un produit chimique des plis de coton n'est pas réalisable ».

En effet, certains produits ignifuges peuvent affecter à la longue le coton, mais on a pu en trouver depuis qui n'ont pas ce défaut.

Nous sommes forcés d'être discrets pour des raisons bien compréhensibles. Une usine n'a pas de mystère, mais tout de même quelques secrets.

Cet Annual Report de 1951 insistait également sur la bonne résistance à l'abrasion et à la flexion du P.V.C. Celui de 1952 avouait que l'adhésion des plis était réduite, à des températures modérément élevées, conduisant à la nécessité de développer une composition plus stable.

Il se souciait également des gaz toxiques dégagés lors d'une élévation de température.

Celui de 1953 notait certains désavantages tels que la susceptibilité aux changements de température, le bas coefficient de friction causant des glissements et enfin la raideur.

Toutefois des améliorations ont été apportées par le mélange du P.V.C. avec un autre synthétique, inflammable lui, mais qui ne diminue pas dangereusement l'inflammabilité du P.V.C. si l'on ne dépasse pas 30 %.

Ce synthétique est un acrylonitrile connu en Allemagne sous le nom de PERBUNAN, moins thermoplastique que le P.V.C. et plus compatible avec lui que le néoprène.

Les Anglais ont donc dû, malgré tout, adjoindre un produit étranger à leur chlorure de polyvinyle.

* * *

Une courroie en P.V.C. a une bonne résistance à la traction, mais comme nous l'avons dit, elle est plus raide qu'une courroie en caoutchouc ou en néoprène.

C'est-à-dire, que la forme de la courbe traction-allongement est différente.

A ce sujet, notons que s'il est tout à fait logique de réclamer un maximum de résistance de la courroie dans son total, en chaîne et en trame, il l'est moins de fixer un chiffre maximum pour le revêtement.

Quand on demande, par exemple, 280 à 300 kg/cm² pour la résistance du caoutchouc, on n'a en vue qu'une assurance que ce mélange est le meilleur qui soit, car jamais le revêtement ne travaille à des allongements de 500 à 600 % qui sont ceux correspondant à la rupture.

Ce qui est intéressant, c'est d'avoir une courroie solide, mais souple, c'est-à-dire qu'aux allongements de travail, la résistance du revêtement ne soit pas grande.

Ce développement assez long n'est somme toute qu'une image verbale de la courbe traction-allongement qui, pour le P.V.C., s'écarte de l'allure caoutchouc, pour se rapprocher de celle d'un métal.

Je n'ai pas jugé utile d'illustrer effectivement les propriétés par des diagrammes de grand format, qu'une dizaine de chiffres peuvent résumer : ceux de la résistance à la rupture, avec l'allongement correspondant.

Voici, par exemple, les caractéristiques de trois échantillons de recouvrement de courroies :

Mélange moyen de caoutchouc	260 kg/cm ²
P. V. C.	180 kg/cm ²
Néoprène	160 kg/cm ²

Allongements correspondants :

Caoutchouc	600 %
P. V. C.	300 %
Néoprène	600 %

Il est intéressant de comparer aussi les chiffres d'adhérence :

Caoutchouc	11 à 15 kg
P. V. C.	11 à 17 kg
Néoprène	10 à 15 kg

Bien que la façon dont on obtient ces mesures soit généralement connue, rappelons-les par souci de précision.

1. — *Résistance-Allongement.*

On opère sur des éprouvettes standardisées en forme d'haltère. Les dimensions sont du type C de l'A.S.T.M. (American Society for testing Materials).

L'éprouvette est attachée aux mâchoires d'un dynamomètre, qui s'écartent à une vitesse de 50 cm/min.

On mesure l'allongement entre deux traits dans la partie étroite de l'éprouvette.

2. — *Essais d'adhérence.*

Des bandes de courroie de 25 mm sont coupées dans le sens de la chaîne.

On exfolie un bout sur une longueur de 5 cm ; on attache un pli à une mâchoire, le recouvrement ou un autre pli à l'autre mâchoire et on les sépare à une vitesse d'écartement de 10 cm/min.

Pendant la séparation, le balancier du dynamomètre reste libre et on enregistre le diagramme des oscillations.

On prend sur ce diagramme la moyenne de 10 maxima successifs.

Les chiffres cités sont donc ces moyennes respectives exprimées en kg par 25 mm de largeur.

* * *

Cette méthode courante a été critiquée dernièrement dans un meeting tenu conjointement par la section londonnienne de la Society of Chemical Industry et le Groupe des Plastiques et Polymères.

D'ailleurs, d'une façon générale tous ces essais classiques sont, dans une certaine conception, je dirais, des essais de fonctionnaire.

Il faut que des articles de bonne qualité les supportent, mais une manufacture soucieuse de la tenue en service de ces articles, ne les juge pas suffisants, même s'ils sont répétés après vieillissement.

Ces essais statiques doivent être complétés par des essais dynamiques.

Nous ne pouvons entrer dans le détail de ces épreuves d'ordre général qui n'intéressent pas spécialement la courroie ininflammable, du moins dans l'état administratif actuel des méthodes officielles.

Nous estimons toutefois qu'il est opportun d'y recourir dans une confrontation poussée de réalisations concurrentes.

* * *

Le chlorure de polyvinyle, à côté de ses qualités physiques, a un autre avantage : son prix 45 % de moins au kg que le néoprène; les densités étant différentes, le prix au litre n'est plus que de 33 % moins élevé.

Néanmoins, il faut expliquer au client comment, malgré cette différence initiale de la matière, on peut lui offrir une courroie en néoprène égale ou supérieure qui ne coûte pas plus cher.

Il y a d'abord, dans l'ensemble, le prix du coton qui est le même; les frais de traitement qui dépendent de l'économie générale de l'usine et enfin, le prix des adjuvants du mélange.

Le P.V.C. doit utiliser des émoullients qui sont chers, jusqu'à 30 à 40 %, et pour une part une addition d'acrylonitrile.

Il ne supporterait pas, par contre, une adjonction de charges que d'autres élastomères réclament pour exalter certaines de leurs propriétés.

Voilà un bilan actuel approximatif de la lutte courtoise que se livrent deux compétiteurs dans le match de l'ininflammabilité de la courroie.

On ne peut guère prévoir les phases ultérieures qui amèneront encore, pour le plus grand bien de l'utilisateur, des perfectionnements techniques de part et d'autre.

Nous allons maintenant essayer de présenter plus complètement le challenger néoprène.

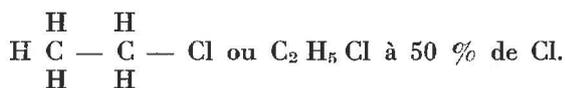
* * *

Remarquons tout d'abord la parenté, le caractère commun des deux concurrents et de la plupart de leurs adjuvants :

LE CHLORE.

C'est lui qu'on rencontre aussi dans le tétrachlorure des extincteurs et dans les solvants ininflammables.

Le P.V.C. est un polymère du monochlorure d'éthyle.



Les adjuvants sont des cires chlorées, des paraffines chlorées ou des naphthalines chlorées,

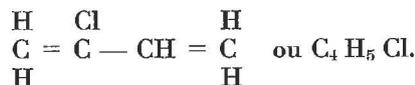
Seekay de I.C.I.

Arubrene.

Citons encore les phénochlores ou diphényles chlorés à 40-45 %.

Les néoprènes sont des polymères d'isoprène chloré à 33 % de Cl.

Ce chloroprène ou 2 chloro 1-3 butadiène a donc pour formule :



Néoprène est donc un nom générique donné aux élastomères synthétiques à base de chloroprène.

Il couvre une douzaine de types parmi lesquels le caoutchoutier peut choisir le plus adéquat aux exigences particulières.

Mais c'est là son affaire, et nous adressant plus à des usagers qu'à des spécialistes, nous continuerons pour le néoprène, comme pour le P.V.C., à employer le singulier.

Le néoprène est un des premiers caoutchoucs synthétiques, antérieur au Buna et naturellement au P.V.C. qui, lui, est un thermoplastique.

En 1926, les chimistes de Dupont sous la direction du professeur Niewland, qui polymérisa l'acétylène en 1923, mettaient au point l'ancêtre, le premier néoprène qui fut vendu en 1932 sous le nom de duprène.

En 1934, il était exporté dans 18 pays; en 1940, ces exportations atteignaient 250 tonnes par an.

La production actuelle est d'environ 70.000 tonnes par an.

Elles sont fournies par l'usine de Louisville dans le Kentucky.

Une seconde, à Montague, dans le Michigan, commencera à en produire aussi en 1956.

Le choix de cet emplacement a été conditionné par la facilité d'approvisionnement dans les deux matières de base : acétylène et chlore.

Le néoprène a cinq propriétés principales que ne possède pas le caoutchouc, auquel il est inférieur pour d'autres caractéristiques.

Il résiste : à l'exposition à l'extérieur,
à l'ozone,
à l'huile,
à la chaleur,
à l'inflammabilité.

Ces qualités sont résumées par une image :

« Le néoprène est au caoutchouc ce que l'acier inoxydable est au fer ».

Aussi le manufacturier y a recouru, avant de l'utiliser pour les courroies ininflammables, dans d'autres articles.

a) Dans ceux qui, concurremment à d'autres exigences, doivent résister aux huiles. Si cette condition l'emporte sur les autres, on lui préférera toutefois le perbunan.

b) Quand des mélanges de gomme naturelle ne peuvent résister assez honorablement à l'ozone.

C'est le cas, par exemple, pour les flancs blancs de certains pneumatiques.

c) Quand il doit résister à la chaleur et parfois simultanément à l'huile, et ceci nous ramène dans le domaine des courroies transporteuses, celles employées en cokerie et en cimenterie.

Ici, il est opportun d'attirer l'attention sur ses capacités, les sollicitations théoriques et les sollicitations pratiques.

Des usagers auront, par exemple, demandé une courroie pour transport de matières à 120°, mais ils ne voudront pas reconnaître que, localement, des morceaux de klinker ou de coke dépassent notablement cette moyenne et entament le revêtement ou le rendent cassant.

Il convient d'admettre que la température garantie est un maximum auquel cette remarquable matière organique peut résister et que, si l'on dit qu'on ne l'a dépassée qu'*accidentellement* et *momentanément*, c'est qu'il y a eu un accident dont la durée n'empêche pas la gravité.

C'est le cas, par exemple, si, momentanément, on presse accidentellement la gachette d'un revolver.

Il serait vain de prêter au néoprène des qualités qu'il n'a pas. Il peut transporter du coke chaud traité à l'huile, à 80° mais non à 85°.

Si j'insiste un peu longuement sur ces courroies de transport de matières chaudes, c'est pour appuyer sur le fait que la composition du recouvrement n'est pas la même et n'utilise pas forcément le même type de néoprène que celui d'une courroie ininflammable.

Or il est arrivé que, pour comparer des propriétés d'ininflammabilité, on ait mis en compétition avec d'autres produits, une courroie en néoprène sans spécifier pour quel usage elle avait été conçue.

Il y a fagot et fagot, néoprène et néoprène.

* * *

Le néoprène n'a pas que des qualités; il partage à ce point de vue le lot de tous les synthétiques, restés inférieurs en beaucoup de points au caoutchouc naturel, s'ils le surpassent par quelques propriétés qui rendent judicieux leur choix dans certaines applications.

Dans cette compétition qu'un de mes collègues avait qualifiée de lutte entre le soleil et la cornue, celle-ci n'a pas encore fait connaître cet outsider qui permettra par exemple de doubler la vie d'un pneu.

Des gens bien informés parlent de *vulcollan* ou de *chemigum* ou *adiprène* et prédisent l'arrivée de ces messies sur le marché d'ici trois ans.

En attendant, il serait difficile d'en obtenir 100 grammes et audacieux d'escompter ce miracle.

* * *

Deux des défauts du néoprène retiendront notre attention, bien qu'ils n'aient aucune importance pour les clients d'une firme sérieuse. Ce sont, en effet, plutôt des difficultés d'emploi que des défauts :

La conservation et l'adhérence.

1) La conservation.

Quand un néoprène quitte l'usine productrice, dans un état donné de polymérisation et d'aptitude à être travaillé par le manufacturier, il ne possède pas une stabilité capable d'affronter un emmagasinage de plusieurs mois.

De même, quand il a reçu les adjuvants nécessaires à sa mise en œuvre, il doit être fixé par un traitement thermique qu'on peut qualifier de vulcanisation bien que le terme ne soit pas tout à fait exact, au sens habituel.

Alors seulement, il confère à l'article qui l'a employé des qualités stables et durables.

C'est donc, direz-vous, encore une fois l'affaire du fournisseur ?

Oui et non.

Celui-ci devra, ou constituer des stocks d'articles finis, ou demander à son client des assurances, des précisions et un délai raisonnable pour l'exécution de sa commande.

Pour une courroie ordinaire au contraire, une usine bien organisée peut satisfaire tout désir immédiat, qu'il soit dû à l'imprévoyance ou à un accident.

2) L'adhérence.

C'est-à-dire la difficulté de faire adhérer à cru, soit le néoprène à lui-même, soit aux plis de la courroie.

Ici encore et mieux encore, c'est le manufacturier qui doit vaincre cette difficulté, et le client peut efficacement se défendre par un cahier des charges et une réception écartant les compétiteurs présomptueux qui n'auraient pas réussi complètement à soumettre à leur volonté sagace cette rétive matière.

* * *

Ce problème de la courroie transporteuse ininflammable aura en tout cas un heureux effet.

C'est de resserrer encore la nécessaire collaboration qui doit s'établir entre l'ingénieur des mines et l'ingénieur caoutchoutier.

Cette collaboration ne date pas d'hier. L'auxiliaire caoutchouc s'est introduit dans la mine, comme partout ailleurs dans la vie industrielle et sociale moderne.

Il y est représenté encore par des kilomètres de tuyaux, auxquels on a demandé dans certains cas d'être conducteurs, et mille accessoires d'équipement allant des joints de canar aux vêtements imperméables.

Chaque jour, il trouve de nouvelles applications, tel l'équipement des téléforeuses — et la

diversité que l'aide des synthétiques a rendue possible, lui assurera de nouvelles conquêtes, ou tout au moins une défense solide de ses positions acquises.

D'une façon plus générale, on peut dire que la féodalité technique des corporations d'ingénieurs s'est dissoute par le bas en une multitude de spécialités, mais fédérée par le haut en une synthèse de la connaissance qui puise sa force dans une culture et un enseignement universitaire hautement spéculatif.

Il n'est plus permis à un ingénieur de se cantonner dans une étroite spécialisation.

Non seulement les bases mathématiques, physiques et chimiques doivent être affermies, mais une philosophie des domaines politiques, sociaux et économiques doit le rendre digne d'une éminence à laquelle il peut alors légitimement prétendre.

Cette finale est un peu emphatique. Elle ne postule pourtant qu'un idéal à atteindre et non un orgueil satisfait par sa propre contemplation.

Pour terminer sur une note plus modeste, disons que la confrontation actuelle qui, pour le vulgaire du siècle dernier n'aurait réuni que des porions instruits et des fabricants de tétines ou de pneus de bicyclettes, est une occasion heureuse pour des amis, que des vocations différentes avaient temporairement éloignés, de se retrouver dans une agréable ambiance spirituelle.

DISCUSSION

M. de CROMBRUGGHE. — 1) Y a-t-il moyen de vulcaniser les courroies de néoprène sans précautions spéciales ?

2) Emploie-t-on des mélanges de néoprène et de caoutchouc ?

M. ANDRIEN. — 1) Les courroies en néoprène peuvent être vulcanisées de la même façon que celles en caoutchouc avec des appareils appropriés. Il faut toutefois noter :

a) que les qualités du néoprène se modifient par le stockage,

b) qu'il faut être expert dans l'art de la vulcanisation du caoutchouc avant de se risquer à vulcaniser le néoprène.

En principe, il est préférable que les opérations de vulcanisation soient toujours faites par les caoutchoutiers.

2) On peut mélanger du néoprène et du caoutchouc. Le mélange P.V.C.-néoprène est difficile. Le mélange P.V.C.-caoutchouc est impossible. Il se comporte comme le mélange huile-caoutchouc, où l'huile ne se mélange pas au caoutchouc, mais y est seulement prisonnière.

L'utilisation du néoprène dépend de son prix. On ne peut préjuger en rien parce qu'on ne peut actuellement prévoir les prix relatifs du caoutchouc synthétique et du caoutchouc naturel.

M. ROCHE. — Quel est le coefficient de frottement du néoprène ?

M. ANDRIEN. — Le coefficient de frottement dépend de la dureté donnée aux mélanges. Il est de l'ordre de celui du caoutchouc. Il peut être augmenté en recouvrant les tambours de caoutchouc.

Le P.V.C. est plus glissant, mais je suis moins documenté sur cette question.

M. STASSEN. — 1) Quel est actuellement l'ordre de grandeur du supplément de prix au mètre des courroies en néoprène ?

2) Les résistances des courroies en néoprène et en caoutchouc sont-elles comparables ?

M. ANDRIEN. — 1) Les courroies en néoprène coûtent environ 20 % de plus que celles en caoutchouc.

2) J'estime que leurs résistances sont comparables quoique la charge de rupture du néoprène (180 à 260 kg/cm²) soit inférieure à celle du caoutchouc qui va jusque 320 kg/cm². Mais, c'est la forme de la courbe de rupture qui est intéressante.

M. WOLFF. — Le chiffre de résistance de 260 est pour moi exagéré en tenant compte de l'abrasion et je pense qu'il faut considérer la courroie en néoprène comme 30 % plus chère au mètre que la courroie en caoutchouc, en spécifiant qu'il s'agit du prix courant au mètre et non du prix d'utilisation.

Il est un fait que la courroie en néoprène reste inférieure à celle en caoutchouc.

M. ANDRIEN. — Attire l'attention sur la philosophie de la réception. Les charbonniers devraient faire confiance au caoutchoutier au même titre que l'automobiliste fait confiance au fabricant de pneu. Les usiniers n'ont pas d'intérêt à saboter leur travail.

Au point de vue résistance à l'abrasion par exemple, il n'existe pas un, mais cinq types de caoutchouc et il faut connaître les conditions d'utilisation d'un article pour le concevoir.

M. HANSROUL. — Les courroies ont des applications diverses. Il est raisonnable que les utilisateurs soient au courant des résultats des divers essais pour aider les fabricants par leurs observations et pour choisir judicieusement la qualité qui leur convient. Le travail en commun est nécessaire.

M. ANDRIEN. — Je suis d'accord; mais, la surveillance des courroies demanderait un appareillage compliqué et notamment des dynamomètres de grandes tailles.

On risque de devenir de plus en plus exigeant. On demandera une résistance égale à 300 kg/cm². De même pour le coton, on réclamera une capacité entre 180 et 220. Le fabricant essaiera de donner du 220 et obtiendra de temps à autre du 240, à la suite de quoi le client réclamera du 240, et ainsi de suite. L'inconvénient de ce système est que le fabricant fera payer de plus en plus cher, peut-être sans nécessité, et c'est ce qu'il faut éviter.

On doit travailler dans une compréhension mutuelle du fournisseur et du client pour la satisfaction du client.

M. HANSROUL. — Les fournisseurs pourraient-ils faire face à la demande massive de courroies en néoprène si un règlement en prescrivait l'emploi ?

M. ANDRIEN. — Oui, étant donné qu'il n'y a pas de limitation au point de vue importation ni au point de vue matière première. La fabrication du néoprène est bien au point en Amérique.

Le gros inconvénient reste le prix élevé. Je ne crois pas à la généralisation de son emploi, mais à son utilisation seulement pour les cas dangereux. On pourrait envisager de diminuer le prix des courroies en réduisant le nombre de plis ou en remplaçant le coton par des fibres synthétiques nouvelles. Ces procédés utilisés pendant la guerre

donnèrent de bonnes courroies aussi longtemps qu'elles n'étaient pas entamées, mais celles-ci se déchiraient très rapidement à la moindre écorchure.

M. DESSARD. — Regrette que la politique du prix du charbon soit telle qu'elle entrave l'achat de matériel et de matières coûteuses mais offrant une plus grande sécurité pour le personnel.

M. TEISSIER. — Les Charbonnages de France emploient des procédés pour éviter les incendies, tels que des mesures pour détecter des élévations de température. Un personnel spécialisé s'occupe de ces mesures.

Besoins de l'industrie minière belge vis-à-vis du caoutchouc

par P. HANSROUL,

Ingénieur principal du fond à la S.A. des Charbonnages de Beringen.

SAMENVATTING

Het lijkt ons overbodig in detail de verschillende toepassingen van rubber in de verschillende diensten van een mijnontginning te beschrijven.

Talrijke tijdschriften publiceren inderdaad zeer volledige statistieken, die het steeds stijgend belang van deze grondstof in de mijnen doen uitschijnen.

Herinneren wij nochtans bondig de rol die het rubber vervult in de verschillende ondergrondse en bovengrondse installaties, daarbij bijzonder nadruk leggend op de bedrijfsvoorwaarden in de ondergrondse werken.

Een zorgvuldig opgestelde transportband kan op de bovengrond meer dan 10 jaar dienst verzekerden, terwijl hij in de ondergrond soms reeds na 15 maanden dienst moet vervangen worden.

Dit voorbeeld toont duidelijk het verschil aan dat tussen beide milieu's bestaat en het lijkt ons derhalve nuttig, de gelegenheid die ons geboden wordt te baat te nemen om de aandacht der specialisten te vestigen op de bijzondere bedrijfsvoorwaarden van de producten die zij ons leveren.

Mogen daaruit nieuwe studies voortvloeien die zich in een uiteindelijke verbetering van de vereiste hoedanigheden der producten zullen doen gevoelen.

RESUME

Décrire, par le détail, les applications multiples du caoutchouc dans les divers services d'une exploitation houillère ne nous semble nullement nécessaire.

En effet, nombreuses sont les revues publiant à ce sujet des statistiques complètes faisant ressortir l'importance toujours accrue que prend le caoutchouc dans les mines.

Nous rappellerons toutefois brièvement le rôle qu'il joue dans les diverses installations de surface et de fond, mais nous insisterons particulièrement sur les conditions de son emploi dans les travaux souterrains.

Une courroie transporteuse bien installée en surface peut dépasser 10 ans de service, alors qu'au fond 15 mois suffisent parfois à la rebuter.

Cet exemple seul marque la différence existant entre les deux milieux et, dès lors, il nous paraît opportun de profiter de l'occasion, qui nous est offerte, pour livrer à l'attention des spécialistes les conditions particulières d'emploi des produits qu'ils nous fournissent.

Nul doute qu'il en ressortira des études nouvelles, se traduisant en fin de compte par une amélioration des qualités requises.

Avant d'aborder le sujet de cette causerie, je me fais d'abord un devoir d'adresser mes vifs remerciements aux promoteurs de ces deux journées pour avoir choisi la mine comme thème de ces études; j'y associe également MM. Dessard et Venter, ainsi que leurs collaborateurs, toujours prêts à aider et même provoquer les échanges de vues sur toute question intéressant la mine.

Traiter des « Besoins des houillères vis-à-vis du caoutchouc » après ces deux journées où des voix plus autorisées et compétentes que la mienne les ont détaillés amplement, je m'en garderai bien et m'assignerai plutôt pour tâche d'examiner les

moyens de réduire les dépenses toujours plus importantes que suscite l'emploi dans la mine d'articles à base de caoutchouc ou de produits similaires.

Je m'en voudrais de reprendre ici la longue liste que vous ont tracée MM. Stassen, Wijffels, Roche et autres conférenciers; toutefois, permettez-moi de vous citer quelques chiffres supplémentaires qui situeront mieux le problème. A Beringen, au cours de l'année 1954, nos magasins ont enregistré sur leurs fiches de sortie :

12 types différents de courroies transporteuses,
30 types de courroies trapézoïdales,

26 articles divers comportant : des feuilles en caoutchouc, des joints, des clapets de pompe, bagues, etc.,

18 types de tuyaux,

45 types de pneus, chambres à air, garnitures de roue et bandages,

23 articles divers comprenant costumes, gants, bottes, masques, amortisseurs, pièces d'accouplement, etc.

Au total, 154 articles différents, et il n'y a aucune raison qu'il en soit autrement dans les autres sièges de la Campine.

Mais cette énumération ne serait que fastidieuse si nous n'inscrivions en regard de chaque catégorie les dépenses qu'elle représente au bout de l'année.

Voici ces chiffres :

Courroies de transport	5.937.238
Courroies Texrope et trapézoïdales	66.877
Feuilles et joints	183.138
Tuyaux	1.277.703
Pneus et chambres à air	311.576
Divers	274.064
Total F :	8.050.596

Cela représente pour cette même année une dépense à la tonne nette de 4,50 F.

Lors des mêmes journées d'études qui ont eu lieu à Essen en 1954, M. Ritter déclarait que les dépenses d'une mine de la Ruhr extrayant de ses cinq sièges environ 15.000 t/jour, représentaient 4,5 % de la dépense totale en matériel, et cela, pour les bandes transporteuses et les tuyaux seulement.

En Campine, pour les sept charbonnages, plus de 145.000 m de courroies sont en service dans les travaux souterrains. Les conditions d'utilisation sont telles que la vie des courroies oscille entre 24 et 30 mois, ce qui occasionne une dépense annuelle de près de 40.000.000 F. Et de plus, le coût de la réparation, que chacun s'impose, s'élève au minimum à 150 F le mètre. Comme en pratique, la moyenne des mètres installés doit défilier chaque année dans ces ateliers de réparation, une dépense supplémentaire de 20.000.000 F s'ajoute au chiffre précédent. Est-il besoin d'insister sur l'importance de ce poste « Courroies et Tuyaux » ?

Cette importance n'a pas échappé à l'attention des dirigeants de l'Industrie Minière allemande. Il suffit pour nous en convaincre de lire les articles de MM. Ritter et Notthoff, parus dans Glückauf, nos 11-12, du 12 mars 1955. Comme eux, nous dirons qu'il est un devoir impérieux de tenter de diminuer ces dépenses. Comment y parvenir ? Tel est le problème.

Remarquons au préalable que point n'est besoin de passer au crible chaque article des catégories susmentionnées. Nous avons pu constater en effet que la part du lion revient incontestablement aux bandes et tuyaux.

Ajoutons encore que nous ne faisons aucune distinction basée sur le composant principal en-

trant dans la fabrication. Les mesures que nous étudierons valent, quelle qu'en soit la nature.

Trois moyens me paraissent devoir être mis en œuvre pour atteindre notre but :

1° l'amélioration des conditions d'utilisation,

2° l'amélioration des qualités utilisées,

3° une normalisation et une standardisation bien étudiées.

Premier moyen.

Améliorer les conditions d'utilisation, c'est d'abord s'imposer un regard attentif sur ces conditions.

En surface : le problème semble simple si l'on en juge par la durée des bandes de transport. Et cependant de temps à autre, si aucune observation n'est à formuler sur le montage et la qualité des installations proprement dites, peut-on en dire autant des dispositifs de nettoyage et surtout de l'aménagement des rechutes d'une installation sur l'autre ?

Il n'y a guère longtemps, il m'a été donné de visiter des installations neuves, livrées par une firme spécialisée et de bonne renommée, pour qui le souci de protéger la bande aux points névralgiques semblait ne pas avoir existé. Moyennant quelque attention et quelques soins dans la réalisation des trémies et une bonne organisation du graissage des rouleaux porteurs, les bandes en surface donnent toute satisfaction.

Il n'en va pas de même dans les travaux souterrains, nous l'avons mentionné déjà, 30 mois de vie pour une courroie sont un maximum à l'heure actuelle et, en taille, on est très heureux d'atteindre de temps à autre 10 à 12 mois. Et pour ne pas les oublier tout à fait, signalons qu'en moyenne, la vie des tuyaux ne dépasse guère l'année.

On se trouve là dans un milieu tout différent :

Les conditions de température et d'humidité y sont fréquemment très néfastes pour la bonne conservation des objets où le textile joue un rôle prépondérant. On devine déjà le rôle important à attribuer au recouvrement protecteur.

Les espaces dont on dispose ne permettent pas de donner aux tambours moteurs des têtes d'attaque un diamètre suffisant; la section des voies subit l'influence des poussées de terrain; les productions horaires ne sont pas toujours d'une régularité parfaite et l'introduction des nouvelles méthodes d'abatage et de déblocage ne fera qu'accentuer ces défauts.

Les accidents géologiques, les variations des lignes de niveaux créent souvent l'obligation de multiplier les installations dans un même chantier, augmentant de la sorte le nombre de rechutes des produits entre deux installations successives. D'autre part, la nature des produits transportés, leurs formes disparates présentant des arêtes vives, des angles aigus ne facilitent pas le problème qui se complique encore puisqu'il s'y ajoute souvent le transport du matériel vers les fronts d'abatage : cadrages métalliques, étaçons, bèles de taille, pièces de machine, rabots, etc.

Dans les chantiers, où les vides laissés par le déhouillement sont comblés par *terres rapportées* et acheminées par courroie jusqu'à la taille, se pose une difficulté accrue pour l'entretien et la conservation de celle-ci.

Les effets de ces causes de détérioration se décèlent aisément quand on examine attentivement l'état des courroies remontées d'un chantier récupéré.

Les blessures de toute nature se comptent par centaines sur les deux faces du recouvrement, les bords dégarnis de toute protection latérale et superficielle laissent voir le canevas textile sur de grandes longueurs et, ce qui n'est pas moins grave, la multiplication des tronçons qui s'est opérée pendant la vie du chantier augmentant de façon excessive le nombre de jonctions.

En taille, les choses se passent tout autrement; nous y trouvons moins de blessures profondes, mais une usure du recouvrement et des bords plus prononcée que pour les courroies de voie.

C'est que la taille, dont le front se déplace chaque jour, n'est pas une ligne toujours parfaitement droite et la bande inévitablement rencontre sur son chemin les éléments du soutènement posés hors de l'alignement normal.

A l'imperfection de l'installation, qui se reconstitue chaque jour, s'ajoutent les effets des démarrages plus nombreux qu'en voie et d'autant plus néfastes lorsque la bande glisse simplement sur le mur, lui-même encombré des produits d'abatage.

Pour les tuyaux, les conditions ne sont pas meilleures: suivant l'ouvrier ou la machine, dans leurs déplacements, ils traîneront dans les pierres ou le charbon, ils encaisseront les chutes des blocs parfois très importants et, comme pour les bandes, la longueur initiale sera bientôt remplacée par plusieurs tronçons jusqu'à ce qu'ils soient éliminés pour de bon.

Mais dira-t-on: « Qu'y faire puisque les conditions sont telles? » Faut-il croiser les bras et rester indifférent? Bien au contraire, à situation plus délicate il faut une discipline et une organisation plus sévères.

Citons quelques points à retenir, car des solutions générales n'existent pas à ces problèmes de caractère local.

En tout premier lieu, lors de l'élaboration des projets d'exploitation et du tracé de leurs voies futures, ne perdons pas de vue le problème du transport. Que les sections de voie soient en rapport avec la durée du chantier et la tenue des terrains.

Étudions, au préalable, les dispositifs de recharge entre installations, ceux des nettoyages des bandes d'autant plus nécessaires que le produit transporté est plus humide.

Organisons notre transport de pièces lourdes dans les deux sens en prévoyant, par exemple, pour chaque chantier un petit skip qui reposera sur plusieurs supports à la fois.

Évitons les chutes de pierres des brèches d'entretien en couvrant l'installation de ponts résistants placés judicieusement.

En un mot, créons-nous un parfait catéchisme de mesures indispensables et surtout veillons à ce qu'elles soient appliquées sans retard.

Les avantages que nous retirerons d'une telle discipline se feront sentir tôt ou tard:

1) Détérioration moindre des bandes, réparation facilitée seront les avantages immédiats.

2) Indirectement, nous réduirons les frais qu'occasionne le remplacement des jonctions.

3) Nous verrons les arrêts de la production disparaître et bien rares seront les pertes d'extraction dues au transport dans les voies de taille.

4) Les conditions d'aérage et de ventilation n'en seront que meilleures et les risques d'incendie fortement diminués.

Cela étant fait, nous aurons le droit d'avoir recours à d'autres moyens pour diminuer nos dépenses de transport en chantier.

Deuxième moyen.

Une deuxième solution qui nous vient à l'esprit dans ce but, c'est de faire appel à des produits de meilleure qualité.

Mais voilà! il faut pouvoir discerner les différences de qualités entre les divers produits que nous offrent les producteurs. Trop souvent, nos services d'achat se contentaient de demander offre pour la courroie dite « de Mine » sans plus. Aucun moyen de contrôle à la réception ou, s'ils étaient prévus, ils étaient insuffisants ou mal exécutés.

Reconnaissons que jusqu'à ce jour en Belgique, nous ne disposons d'aucune norme et, disons le franchement, nos producteurs belges ont travaillé pour deux. Rendons leur justice, sans notre aide à laquelle ils avaient droit, ils nous livrent des produits convenables. Ce n'est pas toujours leur faute si le type de bande est mal approprié à l'utilisation prévue.

Ce qui est désirable, c'est une collaboration sincère entre producteurs et utilisateurs et cette collaboration restera inexistante si l'on ne dispose pas d'un moyen de contrôle adopté par les deux parties.

Car la qualité d'un produit est chose relative et l'autre comparaison, basée uniquement sur son comportement dans des conditions éminemment variables d'un point à l'autre et d'une mine à l'autre, conduit fatalement à des conclusions erronées.

C'est à la sortie de l'usine qu'il faut pouvoir contrôler le produit par une série d'épreuves types et l'on comprend qu'un institut de normalisation doive intervenir pour définir correctement les différents tests et les modalités d'exécution.

En Belgique, jusqu'à présent, aucune norme n'existait et force était de recourir à celles de nos voisins. Étant donné les différences qui existent entre elles, elles ne pouvaient toujours rapprocher les points de vue. À la requête de la Fédération Charbonnière et à l'intervention de notre Institut de Normalisation, cette lacune sera bientôt comblée en ce qui concerne les bandes de transport tout au moins.

Si imparfaites et incomplètes qu'elles puissent être, ces normes seront un instrument de compréhension entre fournisseurs et utilisateurs.

La Commission chargée d'élaborer ces normes sous la présidence de M. Guérin, Inspecteur général des Mines, a fait œuvre utile en adoptant pour les épreuves à faire subir au recouvrement, les recommandations de l'I.S.O. (Organisation Internationale pour la Standardisation groupant 34 pays différents).

C'est l'amorce à cette collaboration internationale qui doit être le vœu final.

Il n'est nullement dans mon intention de passer en revue chaque type d'essais prévus dans les normes actuelles, mais d'indiquer sommairement de quelle utilité un tel document peut être pour utilisateurs et fabricants qui l'adopteront.

Ces normes comportent en général :

- a) des essais sur le revêtement donnant la résistance à la traction;
l'allongement à la rupture;
- b) des essais sur l'âme en textile donnant aussi la résistance à la traction;
l'allongement à la rupture;
soit sur l'épaisseur entière de la bande, soit sur les plis séparés et cela dans les deux sens : chaîne et trame;
- c) des essais d'adhérence entre plis;
entre plis et revêtement;
- d) des essais d'abrasion;
- e) des essais d'absorption;
- f) des essais de vieillissement;
etc.

Cette liste s'allongera encore, comme vous l'avez entendu, quand l'utilisation des bandes dites ininflammables s'étendra.

Ces essais permettront tout d'abord de faire un classement des différents types sur le marché et surtout à l'utilisation, avec un peu d'expérience, de faire le choix du type en fonction des services à rendre.

S'agit-il, par exemple, d'une installation de surface ? On en connaît les données :

- longueur et pente de l'installation,
- tonnage à transporter,
- nature et état du produit,
- diamètre des tambours d'attaque,
- type du moteur, etc.

L'effort de traction est-il important, le démarrage est-il violent ? La résistance à la traction et l'allongement à la rupture par cm de largeur et sur l'épaisseur entière de la courroie seront les éléments principaux dans le choix de la qualité.

Ils renseigneront sur le coefficient de sécurité dont on dispose en marche normale et sur les risques de détérioration en période de démarrage. Cette sécurité doit être largement prévue si l'installation joue un rôle capital dans la marche générale de l'atelier.

Viendront ensuite les caractéristiques du revêtement avant et après vieillissement.

S'agit-il d'une installation peu puissante mais transportant des produits humides avec nombreux

points de chargement, les essais du revêtement et l'adhérence entre lui et les plis adjacents seront prépondérants.

En fait, pour fixer son choix, on attribuera à chacune des caractéristiques des types en présence une valeur relative, fonction des conditions d'utilisation.

Dans les travaux souterrains, il faudra distinguer entre voies et tailles, considérer la nature du produit à transporter ainsi que son état.

En taille, par exemple, pour une courroie glissant sur tel mur de la couche, le revêtement aura toute notre attention étant donné l'abrasion à laquelle il sera soumis.

L'allongement sur épaisseur entière aura lui aussi son importance. Trop faible, celui-ci sera cause de bris de bande lors des démarrages surtout si le moteur est électrique.

En voie, le problème est le même qu'en surface, mais nous avons vu qu'il fallait cependant un revêtement de bonne qualité; chaque blessure, en effet, constitue une amorce à la putréfaction des tissus sous-jacents.

En résumé, pour l'utilisateur, il s'agira, en partant des normes admises par tous, de se fixer un produit-type, dont les caractéristiques affectées du coefficient d'importance qu'il leur attribue auront une valeur égale à 100, et de lui comparer les différents types que les fournisseurs lui proposent.

En procédant à une telle comparaison, il aura conscience d'avoir tenté d'abaisser son prix de revient et de faire œuvre de justice vis-à-vis des fabricants. Ce ne sera plus, comme c'est malheureusement le cas trop souvent, le moins cher qui emportera la commande.

Troisième moyen.

J'ai cité comme possibilité d'abaisser le coût du transport, la normalisation et la standardisation du matériel.

En effet, la réalisation de cet objectif implique nécessairement une étude poussée de chaque élément composant le transporteur, non seulement au point de vue de la résistance, mais aussi en fonction de cet impératif qu'est la bonne conservation de la courroie.

Je ne m'étendrai pas sur ce point et ne citerai qu'un exemple qui suffira à faire comprendre ma pensée. Je veux parler de la largeur des supports. Il ne fait pas de doute qu'elle doit être largement prévue et que chaque largeur de bande impose une largeur minima pour son support. Ne voyons-nous pas trop souvent le brin de retour de nos courroies se déplacer dans un espace étriqué et où les bords auront tôt fait de devenir la victime des frottements exagérés sur les montants verticaux.

Les fabricants de ce matériel y trouveront d'ailleurs la possibilité d'abaisser leur propre prix de revient.

Mais le temps passe et il faudrait conclure. Cependant avant cela je voudrais attirer l'attention sur deux points spéciaux, sorte de parenthèse dans cet exposé.

Nul n'ignore qu'à l'heure actuelle, le transport pneumatique des pierres de remblayage est à l'honneur dans plusieurs mines et est susceptible de prendre une extension plus grande dans l'avenir.

Dans le coût de ce type de remblayage, l'air comprimé joue certes un rôle prépondérant, mais la consommation de tubes est loin d'être négligeable. Dans de bonnes conditions, c'est-à-dire longueur de conduite réduite au minimum, matériaux transportés les moins abrasifs, l'usure des tubes peut représenter une dépense de 3,70 F au m³ mis en place.

Or, nous lisons dans certaines revues que des entreprises spécialisées dans le transport de matériaux très abrasifs tels que sable ont avantageusement remplacé leurs tuyauteries en acier spécial par d'autres revêtements de crêpe. Est-il possible de trouver une solution analogue pour le remblayage dans les mines ? C'est aux spécialistes que je demande la réponse.

Le second point que je voudrais soulever a trait à l'équipement de nos puits d'extraction.

Dans quelques sièges de mines étrangères, les mains courantes de cage ou de skip ont été remplacées par des trains de pneus roulant le long des guides en bois équipant les puits. Les avantages de ce dispositif résident dans une usure moindre du guidonnage, une marche plus silencieuse et, par surcroît, une amélioration de la tenue des câbles d'extraction.

Est-il possible de trouver un dispositif analogue pour les puits où le guidonnage est constitué de rails métalliques ?

Une réalisation est en cours d'essais à Beringen, mais si l'on cherche de plusieurs côtés, la solution apparaîtra plus tôt.

Cette parenthèse étant close, je reviendrai à l'objet principal de cet exposé pour en tirer les conclusions.

Comme chacun le sait, les dirigeants des mines belges n'ont pas la tâche facile. Pour combattre les charges de plus en plus élevées qui pèsent de plus en plus, la productivité, grand mot à la mode, est le remède capital aux dires de certains, mais nous, nous savons que dans nos gisements elle a des limites.

Glaner quelques francs à la tonne sur certains postes qui grèvent notre compte « Consommations » n'est pas négligeable. Le transport par courroies, dont M. Stassen vous a montré le développement croissant, constitue un élément important de ce poste « Consommations ».

Si j'ai pu, par cet exposé, contribuer quelque peu à en réduire les effets dans un avenir plus ou moins proche, j'aurai accompli la mission dont les dirigeants de notre Fédération m'avaient fait l'honneur de me charger.

J'en formule le vœu en vous remerciant de votre bienveillante attention.

DISCUSSION

X. — Le problème de la protection au moyen de caoutchouc contre l'usure de tuyauteries en

acier servant au transport de matériaux solides est résolu depuis longtemps dans beaucoup d'entreprises de dragage. Les fournisseurs ne sont pas au courant des problèmes d'utilisation rencontrés dans les charbonnages.

M. ROCHE. — Je signale un résultat important obtenu au point de vue abrasion. Il s'agit d'un tube en caoutchouc qui transporte un mélange de lavés, de sable pur et d'eau et rend les mêmes services qu'un tube en acier. Mais, je ne crois pas que le tuyau convenant au remblayage pneumatique existe.

Je suis d'accord pour les dragueuses et les suceuses signalées tout à l'heure. L'utilisation du caoutchouc est excellente et comparable au tuyau d'acier à 13 % de manganèse. Nous avons fait un essai dans nos mines avec un tuyau semblable placé dans une courbe dans une tuyauterie de remblayage pneumatique. Elle n'a pas résisté une heure avec un débit de 4 m³ à l'heure.

X. — Il est certain que le problème est différent quand il y a lubrification ou pas. Il existe quand même des tuyaux pour le décapage à la grenaille dans les fonderies, et pourtant, là il n'y a pas de lubrification. Ce sont des matières sèches.

M. ROCHE. — Ce cas ne peut être tout à fait comparé à celui du remblayage pneumatique parce qu'il y a moins de cavitation avec des grenailles circulant dans des petits tuyaux que dans des gros tuyaux de 150 mm de diamètre où il se produit des effets spirales très destructeurs. Ces tuyaux utilisés pour le transport de béton soufflé, ce qui ressemble au remblayage pneumatique en moins dur, n'ont pas tenu.

M. WIJFFELS. — A la demande du Dr de BRAAF, Directeur de la Station d'Essais des Mines d'Etat Néerlandaises, on a fabriqué un tuyau pour la schistification des voies dans les mines. Ce tuyau est constitué de deux parties : le tuyau extérieur résistant aux manipulations et le tuyau intérieur en caoutchouc très lisse, qui résiste très bien à l'usure des fines très abrasives.

M. DESSARD. — La difficulté, c'est que, dans le remblayage pneumatique, il y a des pierres de tous calibres.

M. ROCHE. — Nous sommes convaincus qu'il faut d'abord éduquer l'utilisateur pour obtenir une bonne tenue des convoyeurs. De plus, le dimensionnement d'un convoyeur est fonction du soin qu'on a l'intention d'apporter à l'installation. Plus les chargements seront parfaitement centrés et plus normales seront les vitesses, moins les bandes devront être larges. Plus les rouleaux seront entretenus, graissés et nettoyés, moindre sera l'énergie nécessaire. On est surpris de voir jusqu'à quel point on peut dépasser les normes des constructeurs en ce qui concerne les débits de bandes quand elles sont bien installées.

Grâce au soin apporté à l'installation, nous réussissons à centrer les convoyeurs sur 1.300 m de longueur, sans rouleau de guidage sur le brin supérieur et avec un rouleau de guidage à peu près tous les 150 m sur le brin inférieur. Le brin inférieur plat est plus difficile à centrer que le brin supé-

rieur en auge. Le rouleau de guidage est uniquement un rouleau à axe incliné. Il est très efficace.

M. KESSLER. — On utilise en Europe des courroies à plis plats et en Amérique des courroies à plis arrondis. Les utilisateurs peuvent-ils nous donner les avantages et les inconvénients de ces deux systèmes ?

M. ROCHE. — Après sept ans d'usage, on a constaté qu'il semble que le bord recourbé des

bandes américaines fait office de protection pour éviter l'effilochement du bord de la bande. Le pli double a fait office de support mécanique et, bien que le bord de la toile soit à nu à certains endroits, l'humidité ne pénètre pas dans les tissus.

M. HANSROUL. — Le bord préservé a une influence heureuse dans la courroie de taille où le bord s'abîme facilement.

Les travaux de désameublement des chantiers

J. MEDAETS,

Ingénieur au Corps des Mines,

SAMENVATTING

De auteur toont het belang aan van de integrale recuperatie van het ondersteuningsmateriaal van verlaten gangen en werkplaatsen, zowel onder economisch opzicht als onder oogpunt van veiligheid.

Hij legt uit op welke wijze deze recuperatie georganiseerd wordt in de mijnen van het Kemisch Bekken en geeft de uitslagen betreffende de terugwinning van 150.000 ondersteuningsramen tijdens het jaar 1954.

Uitgaande van de elementen opgeleverd door deze studie, stelt hij een berekening op van de kostprijs van de galerijen, gesteund op de prijzen der materialen in 1954.

RESUME

En se plaçant aussi bien au point de vue économique qu'au point de vue sécurité, l'auteur montre l'importance de la récupération intégrale du matériel de soutènement des voies et chantiers abandonnés.

Il explique la façon dont cette récupération est organisée dans les mines du bassin de Campine et fournit les résultats se rapportant à la récupération de 150 000 cadres de soutènement au cours de l'année 1954.

En partant des éléments fournis par cette étude, il propose ensuite un calcul du prix de revient du soutènement des voies basé sur les prix des matériaux en 1954.

Dans le gisement plat et relativement régulier de la Campine belge où la mécanisation de l'abatage s'étend rapidement, on oublierait aisément que la généralisation du soutènement métallique, pierre d'achoppement de toute mécanisation, est relativement récente.

En effet, dans la première livraison de 1942 des *Annales des Mines de Belgique*, nous trouvons un article de feu M. Dufrasne, Directeur-Gérant des Charbonnages de Winterslag, intitulé « Comment passer du bois au fer dans nos mines ». Après avoir démontré que le remplacement du bois par le fer est désirable et possible, il affirme que la première condition pour employer du fer économiquement est de pouvoir le retirer entièrement.

Divers incidents ou accidents survenus ces dernières années, lors de la rencontre ou de la réouverture des vieux travaux, ont d'autre part attiré l'attention des exploitants des mines sur l'importance du problème de la récupération du soutènement des voies et travaux abandonnés, au point de vue sécurité.

Le règlement belge, tout comme les règlements étrangers d'ailleurs, est très peu explicite au sujet de la récupération. L'article 23 du règlement sur l'aérage de 1884 stipule seulement que « les voies et les travaux abandonnés et non aérés seront rendus inaccessibles aux ouvriers ». Aux termes d'une circulaire interprétative de 1886, pour assurer cette inaccessibilité, il y a lieu d'exiger pour le moins des barrières fixes aux débouchés de ces voies et travaux.

Dans un arrêté de classement datant de 1953, la Députation Permanente de la Province du Limbourg a innové à ce sujet et largement développé l'article 23, en exigeant :

- 1) que toutes les voies soient entretenues de telle façon qu'après l'exploitation le déséquipement soit possible;
- 2) que les travaux et chantiers abandonnés soient foudroyés ou remblayés et soigneusement fermés;
- 3) qu'une taille hors service ou « en récupération » soit, au point de vue aérage, assimilée à un chantier actif;

- 4) que la récupération soit entamée immédiatement après la fin de l'exploitation et poursuivie sans discontinuité.

La récupération intégrale se justifie, à notre avis, pour éviter la formation de réservoirs souterrains d'eau ou de grisou, ainsi que pour limiter les pertes d'air qui finiraient par nuire gravement au climat et au bon aérage de la mine.

Le travail en lui-même n'est en fait rien d'autre qu'un simple foudroyage suivi d'une évacuation du matériel, mais il s'exécute souvent dans des conditions difficiles par suite de la diminution de l'aérage, par la présence fréquente d'eau et par le fait que, pendant la plus grande partie du travail, la double issue n'est plus assurée.

A l'aide de renseignements se rapportant à l'année 1954, nous détaillons ci-dessous les éléments fondamentaux de la récupération des tailles et galeries dans les mines du Bassin de Campine et nous calculons les rendements et prix de revient. Nous en déduisons un calcul du prix de revient des voies dans trois cas bien déterminés.

I. — Désameblement des tailles.

Lors de l'arrêt d'une taille, on organise la récupération de telle façon que l'aérage y soit interrompu le plus tard possible; dans ce but, dans les derniers jours de la marche d'un chantier, la plupart des charbonnages de Campine remplacent le soutènement métallique par un boisage dont la robustesse est fonction de la tenue des terrains et de la longueur des voies à récupérer. Par cette méthode de travail, à la fin du dernier poste d'abatage, il ne reste plus à évacuer de la taille que l'engin de transport et les tuyauteries.

Cette méthode n'est cependant pas appliquée dans les cas suivants :

— un charbonnage estime qu'elle exige trop de bois. Il maintient le soutènement métallique jusqu'au dernier jour et soigne spécialement le foudroyage. La dernière havée est ainsi soutenue par le charbon d'une part et les éboulis de foudroyage d'autre part et le soutènement métallique peut être enlevé en ne nécessitant qu'un léger boisage;

— dans les tailles mécanisées, le soutènement métallique en porte-à-faux doit être maintenu jusqu'à la dernière havée;

— dans des cas spéciaux, lorsque pour des raisons d'organisation le chantier doit rester ouvert un certain temps après l'arrêt de l'exploitation. Il est à noter que tout retard est préjudiciable à une bonne récupération.

Le calcul du rendement moyen de la récupération du matériel des tailles, y compris éventuellement le soutènement restant, a donné les résultats suivants : dans plusieurs charbonnages, environ 1,80 m par homme/poste, dans un charbonnage fortement mécanisé 0,50 m par homme/poste et dans le charbonnage où l'on maintient le soutènement métallique jusqu'au dernier jour de l'exploitation, 0,25 m par homme/poste. Soit au prix de 300 F par poste d'ouvrier pour le salaire et les

charges afférentes à la main-d'œuvre, respectivement 166, 600 et 1 200 F par mètre de taille récupérée. On peut donc conclure qu'en maintenant le soutènement métallique jusqu'à la dernière havée, on grève le prix de revient largement au delà de l'économie de bois réalisée.

II. — Désameblement des galeries.

Dès la fin de la récupération du matériel de la taille, une équipe composée spécialement d'ajusteurs et d'électriciens démonte les bandes transporteuses, les tuyauteries à eau et le raillage des galeries. Au fur et à mesure de ce démontage, cette équipe met en place le nouveau dispositif de transport qui sera utilisé lors de la récupération des cadres de soutènement. Il consiste, le plus souvent, en une série de treuils à air comprimé qui, par le système corde-tête corde-queue, tirent des traîneaux sur des tronçons dont la longueur est fonction de l'état de la galerie. Dans un charbonnage, on ne démonte que partiellement les bandes transporteuses et l'on pose les traîneaux sur les rouleaux. Dans un autre charbonnage, on utilise un seul treuil situé à l'entrée de la galerie et un câble sans fin.

On entame le plus souvent la récupération par la voie de retour d'air mais, lorsque les chantiers sont peu chauds ou peu grisouteux, on mène parfois de front la récupération dans les deux voies.

Avant d'entamer la récupération, chaque élément de cadre est numéroté. Des contrôles effectués tant au fond qu'en surface permettent de localiser rapidement les négligences éventuelles.

Il est des charbonnages qui par principe n'admettent pas d'abandons de matériel; d'autres où ils font l'objet de sérieuses justifications, tandis que dans certains ils atteignent près de 15 %. Si les ouvriers se rendent compte que le contrôle est défectueux, ils auront tendance à abandonner des cadres en les déclarant récupérés de façon à augmenter fictivement leurs prestations.

Dans la plupart des charbonnages, l'arrachage se fait à l'aide d'un treuil à air comprimé, puissant et de faible encombrement. Ce treuil est placé de 10 à 50 mètres des fronts. Dans un charbonnage cependant, à la suite de plusieurs accidents survenus par rupture du câble ou du crochet d'arrachage, on emploie uniquement des pinces Sylvestre. Cette mesure radicale, qui nuit sensiblement à la productivité de l'opération, ne nous paraît pas en rapport avec le risque. Nous pensons que l'on peut raisonnablement admettre le treuil d'arrachage en exigeant l'utilisation d'un matériel robuste, la vérification régulière des câbles et crochets, l'établissement d'un écran partiel devant le treuil et le retrait du personnel derrière le treuil au cours de l'arrachage.

Le rendement moyen de l'opération d'arrachage varie de 2,5 à 4,5 cadres par homme/poste dans les charbonnages où l'on utilise des treuils. Il est de 1,5 cadre par homme/poste dans le charbonnage où l'on emploie exclusivement la pince Sylvestre.

Dans la plupart des chantiers, il passe assez d'air à travers les éboulis, mais on rafraîchit néanmoins le plus souvent les ouvriers à front à l'aide de quelques souffleurs à air comprimé.

Dans les chantiers chauds ou grisouteux ainsi que dans les terrains ébouleux où l'aérage pourrait être insuffisant, on prend souvent la précaution de placer des canars dès le début de la récupération, quitte à ne les utiliser qu'au moment où cela s'indique. Cette précaution préventive est fortement conseillée car monter une ligne de canars dans une voie où le grisou s'est accumulé comporte toujours un certain danger.

Le travail de récupération est particulièrement malsain dans la voie de retour d'air aussi longtemps que le courant d'air normal circule, car cet air emporte les poussières provenant de la chute des éboulis vers les ouvriers. Ceci est d'autant plus grave que les parois ont souvent été abondamment schistifiées et que, par suite de la faible vitesse du courant d'air, les poussières stagnent longtemps à proximité des fronts. Pour soustraire les ouvriers aux poussières, un charbonnage a quelquefois inversé le sens du courant d'air; cette technique est applicable lorsqu'il existe de nombreuses communications entre les boueux d'entrée et de retour d'air.

Un autre charbonnage signale qu'il obtient un

véritable encroûtement des parois en les arrosant à l'aide d'une solution comprenant, pour 900 litres d'eau, 100 kg de CaCl_2 et 1/2 kg de produit mouillant.

Le personnel moyen occupé aux travaux de récupération des galeries, comprenant le déséquipement proprement dit et le transport jusqu'aux boueux, constitue une équipe spéciale comportant, suivant les charbonnages, de 35 à 110 hommes par jour; elle assure le désameublement des voies de l'ensemble du siège.

Dans certains charbonnages ce nombre est fixe, tandis que dans d'autres les équipes sont, suivant les besoins, renforcées de façon à pouvoir toujours entamer la récupération dès la fin de l'exploitation d'un chantier.

L'examen des postes de travail affectés au désameublement des galeries au cours de l'année 1954 permet d'établir le tableau suivant pour les principaux types de soutènement utilisés dans le bassin.

Nous avons établi les rendements de la récupération rapportés, d'une part au cadre de soutènement, d'autre part au mètre de galerie, en divisant le nombre de postes affectés à la récupération du matériel des voies, respectivement par le nombre de cadres effectivement récupérés et par le nombre de mètres de galeries désameublées.

	<i>Rendement rapporté au cadre de soutènement</i>	<i>Rendement rapporté au mètre de galerie</i>
Cadres Moll à 0,77 m	1,43 cadre par h/p	1,12 m par h/p
Cadres T-H à 0,82 m	0,77 cadre par h/p	0,63 m par h/p
Cadres T-H à 0,33 m	1,62 cadre par h/p	0,54 m par h/p

On constate donc que le rendement de la récupération des cadres Moll est nettement plus élevé que le rendement de la récupération des cadres T-H. Pour ce qui concerne ces derniers, on peut voir que le rendement rapporté au cadre est nettement plus élevé lorsque les cadres sont rappro-

chés, mais par contre le rendement rapporté au mètre de galerie est à peu près indépendant de la distance entre les cadres.

Les pertes consistent, soit en cadres abandonnés sur place, soit en cadres mis à mitraille lors de leur remonte au jour.

	<i>Abandon</i>	<i>Mitraille</i>	<i>Total</i>
Cadres Moll	2,2 %	1,9 %	4,1 %
Cadres T-H à 0,82 m	13,3 %	5,9 %	19,2 %
Cadres T-H à 0,33 m	0,3 %	5,9 %	6,2 %

On peut expliquer la perte élevée de cadres T-H placés à 0,82 m par le fait que certains charbonnages ont récupéré des voies abandonnées depuis très longtemps. À notre avis, la perte par abandon pourrait être sensiblement réduite.

Dans le tableau suivant, les prix de revient de la récupération et de la reconformation sont calculés sur la base de 300 F par poste d'ouvrier pour le salaire et les charges afférentes à la main-d'œuvre.

	<i>par cadre : récupération + reconformation</i>	<i>Par m de galerie : récupération + reconformation</i>
Cadres Moll	210 F + 24 F = 234 F	304 F
Cadres T-H à 0,82 m	390 F + 120 F = 510 F	622 F
Cadres T-H à 0,33 m	185 F + 120 F = 305 F	924 F

— Pour établir ces chiffres, nous n'avons tenu compte que du transport jusqu'aux bouveaux en partant du principe que le personnel normal affecté au transport général est capable d'assumer en plus le transport des cadres dans les bouveaux et les puits. L'avantage de pouvoir réutiliser une grande proportion des cadres sans les remonter est cependant appréciable et a incité plusieurs charbonnages à passer d'un type de cadre à l'autre.

— Au calcul du prix de revient rapporté au cadre, on peut objecter qu'en plus des cadres on récupère tout le matériel de la voie. En fait, il ne nous a pas été possible de décomposer de façon précise les prestations des ouvriers pour connaître le nombre de postes affectés exclusivement à la récupération des cadres, de sorte que le prix calculé est en définitive celui de la récupération totale du matériel du tronçon de voie soutenu par un cadre.

Etant donné le prix de revient relativement élevé de la récupération, il est permis de se demander jusqu'à quel point celle-ci est économiquement défendable. Pour fixer les idées, supposons une voie soutenue à l'aide de 1 000 cadres T-H placés à 0,82 m d'axe en axe et supposons que 500 cadres puissent être reconformés, tandis que 500 autres doivent être mis à la mitraille.

Prix de revient de la récupération :

$$1\ 000 \times 390\text{ F} = 390\ 000\text{ F}$$

Prix de revient de la reconformation :

$$500 \times 120\text{ F} = 60\ 000\text{ F}$$

$$450\ 000\text{ F}$$

soit 900 F par cadre reconformé.

Ce prix a été obtenu en supposant que le rendement de la récupération de cette voie reste égal au rendement moyen. Pour peu que, par suite des difficultés, ce rendement fléchisse quelque peu, on arrivera à un prix de revient du cadre reconformé égal ou supérieur au prix du cadre neuf.

Pour satisfaire, dans un tel cas, à la fois aux exigences de la sécurité et aux impératifs d'une saine conception économique, on peut provoquer l'éboulement de la voie sur toute sa longueur en abandonnant sur place les éléments que l'on suppose être destinés à la mitraille.

III. — Calcul du prix de revient de creusement des voies.

En partant des éléments de la récupération, nous proposons un calcul du prix de revient des voies basé sur les prix des matériaux en 1954.

Prix de revient par mètre du soutènement d'une voie revêtue de cadres Moll :

1) Cadre neuf :	
Fer	970 F
Bois (comprenant le garnissage, les deux longrines et la différence de prix entre les piles de bois composées de bois de bonne qualité et les piles ordinaires)	600 F
	1 570 F
2) Cadre récupéré :	
Fer	304 F
Bois	600 F
	904 F

La perte totale étant de 4,1 %, on peut considérer que la voie est soutenue pour 4,1 % par des cadres neufs et pour 95,9 % par des cadres récupérés et le prix de revient par mètre du soutènement s'établit comme suit :

$$\frac{4,1 \times 1\ 570 + 95,9 \times 904}{100} = 931\text{ F}$$

Prix de revient par mètre du soutènement d'une voie revêtue de cadres T-H à 0,82 m d'axe en axe :

1) Cadre neuf :	
Fer	1 393 F
Garnissage	150 F
	1 543 F
2) Cadre récupéré :	
Fer	622 F
Garnissage	150 F

Prix de revient par mètre de soutènement :

$$\frac{19,2 \times 1\ 543 + 77,2 \times 80,8}{100} = 920\text{ F}$$

Prix de revient par mètre du soutènement d'une voie revêtue de cadres T-H à 0,33 m d'axe en axe :

1) Cadre neuf :	
Salaire supplémentaire pour placement plus rapproché des cadres	100 F
Fer	3 460 F
Garnissage	150 F
	3 710 F
2) Cadre récupéré :	
Salaire supplémentaire	100 F
Fer	924 F
Garnissage	150 F
	1 174 F

Prix de revient par mètre :

$$\frac{3\,710 \times 6,2 + 1\,184 \times 93,8}{100} = 1\,331 \text{ F}$$

Dans ce calcul, nous n'avons pas fait intervenir la main-d'œuvre parce que les charbonnages de Campine estiment que, pour les divers types de soutènement, avec le même personnel on réalise pratiquement les mêmes avancements; pour les cadres T-H placés à 0,33 m d'axe en axe, nous avons toutefois compté 100 F de salaire supplémentaire.

Nous arrivons pratiquement au même prix de revient pour les voies soutenues par des cadres Moll ou par des cadres T-H placés à 0,82 m d'axe en axe. À l'avantage des cadres Moll, rappelons cependant que 80 % sont réutilisés au fond.

Le prix de revient du soutènement d'une galerie soutenue par des cadres T-H placés à 0,33 m d'axe en axe est plus élevé. Ce soutènement rapproché se justifie néanmoins pleinement s'il permet d'éviter un seul recarrage.

Nous attirons l'attention sur le fait que tous ces chiffres sont basés sur les résultats des travaux de récupération effectués en Campine, au cours d'une année, c'est-à-dire qu'ils se rapportent à la récupération de plus de 150 000 cadres de soutènement et de plus de 100 km de tailles et voies. Nous pensons néanmoins que les résultats n'ont qu'une valeur indicative car les conditions de gisement et d'exploitation, ainsi que les soins et critères de récupération, varient considérablement d'une mine à l'autre.

En conclusion, nous pensons que l'influence de la récupération est déterminante dans le choix justifié du soutènement le plus approprié.

Sélection de fiches d'Inichar

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

Cette double parution répond à deux objectifs distincts :

- 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.

A. GEOLOGIE. GISEMENTS. PROSPECTION. SONDAGES.

IND. A 2535

Fiche n° 12.894

W. PETRASCHKEK. Kohlengeologische Probleme im Revier von Zonguldak (Türkei). *Problèmes de géologie houillère dans le bassin de Zonguldak (Turquie)*. — *Berg- und Hütt. Monatshefte*, 1955, janvier, p. 70/73, 6 fig.

Rappel des travaux de G. Ralli et R.H. Patijn (fiche n° 11.810 - A 2535). A la suite d'un levé de prospection dans la région de Pélitova, l'auteur a eu l'occasion, en automne 1954, de s'intéresser à une semaine d'études à Zongouldak sur les problèmes géologiques du bassin Est de la Mer Noire

On y distingue les bancs rouges du Stéphanien et Permien, l'étage de Karadou (Westphalien B, C, D), les étages de Kozlou et Kiliç (Westphalien A) et l'étage d'Aladja-Ayzi (Namurien). Ce dernier comporte des niveaux marins non encore reconnus.

La route de Karadou à Gelik présente une bonne échelle stratigraphique des Westphaliens A et B, avec nombreux affleurements de couches. Dans le voisinage N de Gelik affleure une couche de 1 à 2 m de Tuf kaolinisé avec galets de roche éruptive et cristalline (Plagioclases, Biotite, Quartz et Leve-riérite) logée dans le Westphalien B et pouvant servir de repère.

Autres observations sur : l'érosion et les coal-balls — failles — houillification. Les nouvelles

observations confirment le fait, noté par Ralli, que la loi de Hilt est en défaut dans le gisement de Zongouldak. Au sujet du grisou, les plus forts dégagements sont localisés à Gelik, près de la grande faille post-crétacique, et à Kozlou, au centre de l'anticlinorium où l'on trouve également des dérangements post-crétacés. Le gisement de Zongouldak est un champ d'études géologiques très intéressant (C.A. Okay et Th. Fratschner).

IND. A 2543 et Q 1140

Fiche n° 12.823

G. FETTWEIS. Ueber die Steinkohlenvorräte im Niederrheinisch-Westfälischen Gebiet und ihre Nachhaltigkeit. *Les réserves de charbon dans la région Westphalie-Rhin inférieur et leur durée d'exploitation*. — *Glückauf*, 1955, 7 mai, p. 493/506, 7 fig.

Les gisements ne se reproduisent pas. Comme ils déterminent la vie économique du pays, il importe de prolonger, jusqu'aux limites du possible, cette industrie de base.

La relation entre le revenu et la mise en valeur du gisement a fait l'objet d'études antérieures du même auteur (notamment : fiche n° 11.502 - Q 1140). La durée d'un gisement découle de la formule :

$$D_a = \frac{R u \eta g}{E_a} \text{ où } D_a = \text{durée en année, } R = \text{réserves utilisables, } \eta = \text{coefficient d'utilisation moyenne et } E_a = \text{extraction annuelle moyenne à prévoir.}$$

L'auteur, dans un diagramme de surfaces circulaires,

met en présence les estimations de Lehmann, Kukuk et Mintrop. Pratiquement, les réserves à partir de 1951 peuvent être estimées à 56 milliards de t.

La partie au-dessus de 1200 m de profondeur = 41 milliards de t et comporte 28 milliards certainement exploitables et 15 avec restrictions. Des 28 certainement exploitables, 14,8 sont immédiatement accessibles; 0,65 milliard par des travaux dans la zone actuelle d'exploitation et 12,5 dans des zones réservées au N, à l'E et à l'W. Dans les réserves de 1200 à 1500 m, on peut estimer à 15 milliards de t la quantité exploitable. Les maigres et $\frac{1}{4}$ gras représentent 20 %, les gras 50 % et les flambants 30 %. Les extractions futures et les coefficients d'utilisation sont discutés. L'extraction moyenne de 140 millions de t ne pourra plus être atteinte sans de nouveaux développements. L'urgence d'un siège de 10.000 t/jour paraît démontrée.

Pour la durée des exploitations, selon la profondeur et la surface utilement exploitée, on trouve une durée de 74 à 291 ans. Dans les anciennes exploitations, on peut en plus récupérer 0,85 milliard de t. Si les charbons de moindre valeur devenaient exploitables, la durée se prolongerait notablement.

IND. A 43 et A 44

Fiche n° 12.781

W. BURNETT. Magnetic and electrical methods of geological surveying. *Méthodes magnétiques et électriques de levés géologiques*. — *Iron and Coal T.R.*, 1955, 29 avril, p. 969/977, 13 fig.

L'auteur a eu l'occasion d'appliquer ces deux méthodes en Ecosse à la prospection géologique sous la surface, elles sont peu coûteuses et le matériel relativement simple. Principe de la méthode magnétique, utilisation à la découverte des minerais magnétiques et aussi à la délimitation des roches ignées et sédimentaires. Description du magnétomètre ABEM (AB Elek Malmletning, Stockholm, Suède) : mesure de la composante verticale du champ terrestre, une déviation d' $1/100^{\circ}$ de tour correspond à une intensité de champ de 600 millièmes d'Oersted (= 1 dyne/unité de pôle). L'appareil, sensible à l'humidité, est pourvu d'un exsiccateur au gel de silice : la résistivité d'une roche dépend de la quantité d'eau qu'elle contient et par conséquent de sa porosité et aussi de la nature de l'eau pour autant qu'elle affecte les propriétés électriques. L'appareil est un mégohmmètre Evershed & Vignoles : on fait passer un courant de magnéto à travers deux prises de terre très écartées, avec deux autres électrodes à écart constant plus petit. On ausculte le terrain avec les deux extrêmes, on équilibre les différences de potentiel avec un galvanomètre et un générateur auxiliaire : on lit à l'ohmmètre la résistance de terre.

Pour mesurer la résistance en profondeur, il suffit d'écartier plus fort les prises de terre extérieures. Quelques exemples. Discussion.

IND. A 55 et B 24

Fiche n° 12.563

K. TROESKEN. Erfahrungen mit Rollenmeisseln beim Grosslochbohren im Ruhrbergbau unter Tage. *Essais de tricônes pour les sondages du fond dans les mines de la Ruhr*. — *Glückauf*, 1955, 23 avril, p. 441/452, 26 fig.

Au début de 1954, à la mine Gneisenau, pour un sondage de 124 m de longueur, on a utilisé des tricônes de 143 et 270 mm de diamètre. A la suite des bons résultats obtenus, cette mine ainsi que d'autres exécutèrent de nouveaux sondages dont quelques-uns sont décrits. Un tableau résume les résultats pour le tricône de 143 mm et pour l'alésage de 143 à 270 mm. Il permet l'évaluation des tâches par poste de forage et par poste d'ouvrier ainsi que le prix du mètre.

Les bons résultats obtenus avec ces divers tricônes furent l'occasion pour la firme Söding et Halbach de nouvelles applications aux mines Gneisenau et General Blumenthal ainsi que pour la S.K.B.V. de développer et de perfectionner ses alésoirs pour plus grands diamètres : le premier forage avec réalésage à 813 mm à la mine General Blumenthal est décrit. Avancement moyen par poste de forage et par ouvrier sont donnés pour divers réalésages de 270 à 406 mm ainsi que le coût moyen du mètre. Le prix du m³ foré varie de 979 DM pour 143 mm à 258 DM pour 610/813 mm. Les résultats très satisfaisants obtenus sont prometteurs de nouveaux développements dans la Ruhr.

B. ACCES AU GISEMENT. METHODES D'EXPLOITATION.

IND. B 0

Fiche n° 12.834

DEBARD. Aménagement général de la mine. — *Revue de l'Industrie Minérale*, 1955, 15 avril, p. 567/578, 7 fig.

Il y a 25 ans, la Direction des travaux du fond de la Compagnie d'Aniche a conçu un aménagement rationnel du fond. Depuis, l'évolution du matériel et des techniques a entraîné des modifications tout en conservant les principes. A partir de 1945, la méthode a été étendue à la concession de l'Escarpelle. Cet aménagement n'est pas nécessairement transposable à des gisements différents (très réguliers ou plats). Les points acquis et les tendances se résument comme suit :

a) Quartiers de l'ordre de 4 km² et si possible couvrant la totalité du champ dépendant du puits de descente du personnel.

b) Bure équipée pour la descente du personnel aux divers sous-étages et fournissant à lui seul la production du puits (1000 t min.).

c) Hauteur de sous-étage : 35 à 50 m.

d) Hauteur d'étage : 150 m.

e) Exploitation des couches par faisceau.

f) Exploitation du mur au toit.

Des essais divergents ont été effectués en vue d'accroître le rendement sans grand résultat. La méthode convient surtout pour des gisements irrég-

guliers (cellules de travail moyennes : 80 m, équipement mécanique léger). Dans des cas particulièrement favorables, il se doit de continuer à étudier à fond des solutions plus hardies et de les appliquer si elles sont nettement payantes.

IND. B 0 et B 4112

Fiche n° 12.832

H. BONNET. Exploitation du champ Nord du siège 6 du groupe de Bruay. — *Revue de l'Industrie Minière*, 1955, 15 avril, p. 541/551, 6 fig.

Exploitations au niveau de 706 où l'on dépèle une tranche de 80 m en verticale dans un faisceau d'une quinzaine de couches. L'étude se rapporte, d'une part, au projet d'exploitation dans les couches 7 et 8 (ouvertures respectives : 1,10 m et 1,20 m, stampe 24 m) et, d'autre part, à l'établissement, pour tout le faisceau de l'exploitation, d'une tranche en vallée d'une cinquantaine de mètres pour amortir, sur un tonnage suffisant, les frais d'un accrochage à skips et d'un roulage à traction par trolley.

Chaque taille mesure approximativement 180 m et doit en principe progresser de 2 m par jour à deux postes d'extraction, production 270 t en couche 7 et 300 t en couche 8 par poste, soit 1140 t/jour. Chantiers électrifiés, équipement d'abatage et chargement moderne, tailles rabattantes. Convoyeur en galerie en 800 de largeur, tête motrice de 48 CV, longueur maximum 400 m (peut être à tablier métallique). Au point de chargement trémie de 50 m³, berlines de 3000 l.

Avant-projet d'aval pendage. Veines groupées en quatre faisceaux indépendants avec boueux indépendants.

IND. B 0 et Q 110

Fiche n° 12.683

F. SINAR. Some aspects of planning a new colliery. *Quelques aspects du planning d'un nouveau siège*. — *Mining, Electr. & Mechanical Eng.*, 1955, mai, p. 143/148.

Considérations sur les buts possibles de la création d'un nouveau siège — estimation des réserves — capacités actuelles (exemple d'un siège hollandais de 10.000 t/j) — aspect financier — localisation provisoire (autorisations d'une dizaine de ministères).

Premiers détails du planning : programme de développement — contrôle financier — étude en quatre stades progressifs du projet — ventilation — nombre de puits et profondeurs définitives ou non.

Projet définitif : planning de surface — disposition générale — équipement du puits — circulation des berlines — fourniture d'eau — utilisation éventuelle du grisou — fourniture d'électricité — air comprimé — préparation du charbon — terril — bâtiments auxiliaires — fours à coke — fabrique de briquettes — briquetterie.

Planning du fond — disposition générale — choix des recettes — boueux — choix du transport — mode d'exploitation — convoyeurs en tailles et gale-

ries de chantiers — points de chargement, puits intérieurs et descenseurs.

Estimation de la production et du rendement — dépenses et bénéfices. Conclusion.

IND. B 117

Fiche n° 12.678

R. PIERCE. New positive-action mucking machine works in incline and vertical shafts. *Un nouveau type de grappin à fermeture par poussée est utilisable en puits verticaux ou inclinés*. — *Engineering & Mining Journal*, 1955, mai, p. 82/84, 7 fig.

Grappin à tige portante cylindrique creuse et télescopique. Il ne comporte pas de câble mais est commandé par sept cylindres à air comprimé. Le Canada étant actuellement dans une période d'activité des fonçages de puits, M. Cryderman, l'inventeur, a conçu l'idée d'un grappin très maniable allant chercher les produits dans les coins. Divers industriels se sont successivement intéressés à son idée et le prototype a été réalisé et amélioré. Il est actuellement en service à la mine d'or Leitch (Ontario), un autre sert dans le creusement d'un puits rectangulaire dans le district de Yellowknife. Une extrémité de la tige est attachée au centre et sous le plancher de contrôle entouré de quatre cylindres qui prennent appui sur le plancher et ont l'extrémité de leur piston attaché à un collier de la tige : on oriente ainsi le grappin à son gré, un autre cylindre à air comprimé provoque l'allongement ou le raccourcissement de la tige et les deux derniers servent à l'ouverture ou à la fermeture des coquilles. Actuellement, on met 67 secondes pour remplir les cuffats, mais la manœuvre d'accrochage et de décrochage des câbles fait perdre du temps. Il y a une équipe de trois hommes, dont un machiniste, sur le plancher actionnant deux leviers de commande.

IND. B 34

Fiche n° 12.615

TOURET. Etude d'un montage à 15° de pendage dans une couche à charbon dur avec utilisation de boulons d'ancrage sur une partie du montage. — *Revue de l'Industrie Minière*, 1955, 1^{er} mai, p. 609/621, 5 fig.

Montage depuis le niveau de 500 jusqu'à celui de 360, pendage moyen 15° (de 10 à 25°), puissance moyenne 3 m. Charbon très dur demandant 200 gr d'explosif à la tonne après havage. Toit en schiste assez dur, mur mou. Pour cette dernière raison surtout, on a renoncé à haver.

On a adopté le tir à micro-retard. Forage avec perforatrices à air comprimé (Meudon) ou électriques (Wageor), fleurets torsadés. Tir derrière barrage. Vitesse de perforation à l'air comprimé 0,50 m/min, électrique 1 m/min. Boulonnage du toit : les trous profonds de 1,50 m comportaient 70 à 80 cm de charbon et 70 cm de terres avec les mêmes engins qu'en couche mais en plus captage des poussières. Chapeaux métalliques en forme de W (14 × 4,5 cm × 3 m de longueur, 15 kg/m) — Aérage par canars de 600 mm — Ventilateur à air comprimé (débit 150 à 100 m³/min) — Transport par couloirs oscillants. Détails divers — organisation — résultats. Avancement moyen journalier : 5 m en période d'essai,

7,30 m avec boisage, 11,40 m avec boulonnage. Incidents et difficultés rencontrées. Conclusions.

IND. B 4112 et B 0

Fiche n° 12.833

R. GAFFET. La méthode d'exploitation par bloc en gisement faiblement penté. — *Revue de l'Industrie Minérale*, 1955, 15 avril, p. 552/566, 6 fig.

Présentation du bloc type : étage de 120 m, bures ϕ 4 m espacés de 600 m et outillés, avec une cage à contrepoids et un descenseur; panneaux de part et d'autre de 400 m pris par quatre tailles rabattantes. Bandes de 150 m à partir de chaque bure et deux bandes d'équerre aux extrémités jusqu'aux tailles. Toutes les artères sont équipées avec au moins un roulage en rails de 15 kg. On prévoit ainsi un indice de 190 personnes/1000 t à l'abatage.

Ce schéma a été appliqué autant que possible au bloc III A 357 du siège 9 Nord. Le bure de 120 m recoupe six couches. La surface du bloc n'est que de 31 hectares au lieu de 48, on n'a pas pu rabattre intégralement dans tous les panneaux (faute de temps), certains panneaux inférieurs ont été retardés (pour éviter les poussées de réaction), le durcissement des veines a cependant été assez sensible (réaction sur la couche inférieure), le soutènement métallique n'a pu être généralisé pour les bèles, les travaux préparatoires n'ont pu suivre que de loin l'allure prévue. Le projet prévoyait une production de 3.000 t : on n'a atteint que 1.300 t. La longueur moyenne des tailles est restée nettement inférieure aux prévisions (en raison du gisement). Au point de vue indice total, on prévoyait 463 personnes/1000 t, il en a fallu 577.

Des conclusions sont tirées : la hauteur de 120 m semble convenir bien que le descenseur soit à reconsidérer (casse). La surface du bloc est trop petite. Les artères centrales doivent être dédoublées. Un stot de 40 à 50 m de part et d'autre du convoyeur central doit être repris dans une direction perpendiculaire. Il faut tenir compte de l'allure des dérangements pour le tracé des panneaux : dorénavant, l'alignement des bures sera parallèle aux dérangements et, dans le sens perpendiculaire, on ira jusqu'à leur rencontre.

IND. B 423

Fiche n° 12.675

G. SCHNEE. Mining anthracite in pitching seams. *Exploitation d'antracite en dressants.* — *Mining Congress Journal*, 1955, mai, p. 36/39, 5 fig.

Exposé de trois variantes de la méthode classique par chambres-magasins, inclinées à 45° sur la pente et utilisables selon la puissance des couches qui va de 70 cm à 6 à 10 m.

Actuellement, une méthode trouvée plus économique et moins dangereuse consiste à forer de longs trous (20 à 40 m) selon la pente et à les charger d'explosifs. Un certain nombre de précautions sont signalées pour le tir et on utilise des explosifs autorisés. La méthode est notamment utilisée à la mine Potts depuis 1949 dans la couche Mammoth (de 7,50 à 15 m d'ouverture), pendage de 45° dans le pli sud et 70° dans le nord. L'accouplement des

allonges a été étudié pour diminuer les déviations. On retire le fleuret du trou en tournant dans le même sens que pour le creusement et à une vitesse trois fois plus grande. La ventilation est assurée par des galeries parallèles, l'une en couche et l'autre en pierre. La consommation d'explosifs atteint 100 g par t de charbon.

C. ABATAGE ET CHARGEMENT.

IND. C 122 et J 31

Fiche n° 12.954

L. SCHARF. Die Schmierung von Abbauhämmern. *Le graissage des marteaux-piqueurs.* — *Glückauf*, 1955, 4 juin, p. 640/644, 8 fig.

L'auteur rappelle les avantages et les inconvénients des divers modes de graissage qui ont déjà été signalés dans un article précédent (fiche n° 6226 - C 122). Depuis lors, c'est surtout l'emploi de petites ampoules (en gélatine ou en plastique) qui s'est développé (diagramme : sur trois ans, il a plus que décuplé).

Mais deux questions se posent au sujet de la qualité et de la quantité du lubrifiant. La société Dortmunder Bergbau a fait des essais de durée avec divers types de marteaux et de lubrifiants, avec une installation très simple d'abord, comportant un piqueur placé entre deux cylindres à air comprimé, ensuite des essais chiffrés avec une installation Hauhinco (fiche n° 90361 - J 31) où l'on enregistre le recul, la poussée et le nombre de coups. Ainsi, par exemple, avant graissage, un marteau frappe à 1080 coups/min avec une énergie de 2,7 kmt. Vingt secondes après graissage au Calypsol, le nombre de coups tombe à 450 et l'énergie à 2,3, mais après 40 secondes ces chiffres sont déjà 960 et 2,55.

Avant chaque essai, le marteau était soigneusement nettoyé au pétrole. Ces essais ont notamment fait ressortir l'avantage des huiles graphitées.

En complément, le Dr Eisenstecken a fait part d'une communication de la Molykote KG. de Munich du 17 mars 1955 : à la firme Georg Fischer de Schaffhouse, quatre marteaux perforateurs neufs ont été mis en service en mai 1953, dont les surfaces de friction avaient été traitées à la pâte Molykote (sulfure de molybdène). Ces marteaux travaillent de 60 à 100 heures par semaine sans avoir reçu depuis aucune espèce de graissage. L'usure mesurée est faible. Les surfaces ont une couleur brun de cuivre.

IND. C 21

Fiche n° 12.860

J. GOLD, F. HALL, R. McCORMICK. Application of short-delay blasting to longwall faces. *Emploi du tir à court retard dans les longues tailles.* — *Iron and Coal T.R.*, 1955, 13 mai, p. 1087/1098, 13 fig.

Compte rendu d'essais de tir en veine comparatifs selon diverses techniques avec contrôle des produits, émission de fumées, poussières, dégagement de grisou, vibrations, contrôle du toit et consommation d'explosifs, rendements. Après des essais préliminaires favorables à Ellington en 1950, des essais systématiques ont eu lieu à la mine Ashington en

1954, dans la couche Plessey (charbon gras : 67 cm, bon toit noir, mur feuilleté bon), profondeur 207 m, non grisouteux. Taille de 90 m de longueur à 900 m du puits, havage dans le mur (ouverture portée à 87 cm) avec A.B. 15 — bras de 1,35 m. Pente vers le retour d'air de $1/20^e$. Chargement à la main sur bande à brin inférieur porteur, bandes en galerie, finalement chargement par raclettes en berlines de 560 l. En tailles : étançons Buschmann et Schwarz, la première ligne à 75 cm du front, au foudroyage, 20 piles de bois à intervalles de 1,80 m en conjonction avec 24 piles métalliques Bolton à intervalles de 1,20 m. Liste du matériel de contrôle : stations de mesure d'aéragage et de prise de gaz, vibrographie Nobel. Essais en trois phases :

- 1) tir simultané de 6 coups avec détonateurs instantanés
- 2) idem avec détonateurs à microretards
- 3) tir de toute la taille avec détonateurs à microretards.

Les essais ont duré 13 semaines à 4 jours par semaine. Résultats et discussion des divers points mentionnés.

Conclusions : au point de vue sécurité, le poste de tir en galerie réduit fortement le danger d'accident et, moyennant quelques précautions, le danger d'intoxication.

Le danger d'allumage du grisou libéré par les coups précédents est supprimé; si les retards sont bien choisis, le danger d'amputation des charges n'existe pas. Au point de vue efficacité : le charbon est mieux divisé, le front après abattage plus régulier. Il y a économie de temps pour le tir et pour le chargement du charbon. Par rapport au tir coup par coup, il n'y a pas de détérioration de la granulométrie. Le retard de 35 milliseconde est optimum pour la granulométrie. Tir de toute la taille : plus avantageux.

IND. C 40

Fiche n° 12.881

W. SANSOM. Coal-face mechanization. *Mécanisation de la taille*. — Iron and Coal T.R., 1955, 10 juin, p. 1325/1331.

La nécessité de la mécanisation est évidente : manque croissant de personnel, production insuffisante. Le problème est tel qu'un accroissement de rendement en taille conditionné par une réduction de production n'est pas recommandable. C'est le rendement général qui importe. C'est pourquoi il faut de longues tailles qui avancent vite, la vitesse est limitée par les difficultés de l'entretien et de la ventilation, la longueur de taille par le type de convoyeur et sa capacité de débit. L'abattage à deux postes n'influe pas directement sur le rendement, mais sur la concentration des travaux, donc diminution du capital de creusement et matériel, réduction des frais d'entretien.

L'entretien du matériel mécanique est très important : il faut des machinistes bien au courant. Le capital immobilisé n'est pas négligeable, 1 m de taille complètement mécanisé revient à environ 36.000 F, soit environ 7.000 F/an et m pour amortissement et intérêt. Le coût par t décroît quand l'avancement augmente.

La dégradation du charbon par la mécanisation est un fait mais, en Angleterre, il y a pénurie dans toutes les catégories.

La mécanisation totale du soutènement est à l'essai avec les piles automotrices : d'ici quelques semaines, une taille complète sera outillée. L'avancement des bosseyements des galeries où l'on convoie le charbon pose un problème. En taille simple, on peut le résoudre par une voie supplémentaire et deux petits convoyeurs supplémentaires d'équerre. Là où on ne peut foudroyer, il faut mécaniser le remblayage : scraper, fronde ou pneumatique. Le salaire à la pièce devient difficile, on y remédie par des primes. Au point de vue sécurité, le danger n'est pas plus grand qu'avant, il se concentre dans les points de chargement et les coupements pour haiveuses (grands espaces découverts). Discussion.

IND. C 4220

Fiche n° 12.863

P. BINNS et E. POTTS. The ploughability of coal seams. *L'aptitude au rabotage des couches de charbon*. — Colliery Engineering, 1955, mai, p. 200/204, 9 fig.

Le rabot offre de grands avantages : pas de fumées de tir, moins de poussières qu'avec les chaînes de havage; de plus, il permet l'exploitation des couches minces de 45 à 50 cm, nombreuses dans le Durham. Cependant, plusieurs installations n'ont pas donné les résultats attendus du fait qu'on est mal informé sur les données de base du rabotage. C'est pourquoi le King's College, en collaboration avec la Division Nord du National Coal Board, a entrepris des essais en laboratoire et en chantiers pour établir l'aptitude au rabotage des couches. Comme le premier rabot, introduit en 1947 par la Durham C° dans la couche Bottom Busty au puits Morrison Busty avait donné de bons résultats, c'est là qu'on s'est rendu pour contrôler la reproductibilité des résultats avec le matériel projeté qui est décrit. Il comporte une presse hydraulique à 140 atmosphères, un cylindre à piston susceptible d'exercer un effort de 8,6 t et portant une lame de rabot en bout de tige (un amortisseur des coups de piston de 10 cc de capacité est prévu entre les deux engins); enfin, un enregistreur circulaire à deux plumes avec minuteriers est relié par câbles Bowden au cylindre à piston. Le lieu des essais a été soigneusement choisi pour éviter l'influence des poussées de toit variables qui existeraient en taille. Dans un stot de galerie, on a creusé 5 loges de 1,20 m de profondeur à des intervalles de 9 m. On a enlevé 30 cm de charbon friable et assuré un bon calage de départ. Les lames ont une hauteur de 15, 10 ou 5 cm et des angles de coupe de 30, 45 et 60°.

IND. C 4231

Fiche n° 12.681

R. STAHL et J. DOWD. Mining with a Dosco continuous miner. *Exploitation par longue taille avec emploi d'une abatteuse continue Dosco*. — U. S. Bureau of Mines, Inf. Circ. 7698, 1954, septembre, 11 p., 6 fig.

Les longues tailles ont un rendement taille inférieur aux chambres et piliers, mais permettent la récupération totale et évitent ou minimisent les

affaissements de surface. Les progrès réalisés par les étauçons métalliques garantissant le contrôle du toit, l'U.S. Bureau of Mines a encouragé les essais de longues tailles rabattantes. Description d'un essai de la Dominion Steel and Coal au Canada exploitant ainsi sous l'Atlantique des couches peu inclinées (14 %) de 1,8 m dès que les morts-terrains représentent 240 m; les chantiers actuels sont à 700 m sous le niveau de la mer. La particularité est l'emploi de la machine continue Dosco pour des tailles chassantes de 150 m : déblocage par bandes jusqu'au réseau ferré; on va substituer en taille un transporteur blindé à chaîne à la courroie.

Soutènement métallique. Les niches de fin de taille sont creusées par une petite haveuse; en cas de tailles successives en décrochement, la niche intermédiaire est faite avec le Dosco de la taille en avance; cycle des opérations. L'auteur admet qu'aux Etats-Unis, avec des couches en plateaux, le Dosco peut convenir à des tailles rabattantes en charbon assez dur; plan d'un projet.

(Résumé Cerchar Paris).

IND. C 4232

Fiche n° 12.780

N. SIDDAL et R. THORPE. Continuous mining with the A.B. longwall trepanner. *Abattage continu avec le trépan A.B. pour longue taille.* — *Iron and Coal T.R.*, 1955, 22 avril, p. 901/915, 15 fig.

Relation des essais préliminaires : en 1951, dans un charbonnage de la côte N-E, la firme A.B. a essayé divers types d'outils fixés sur disque d'où s'est dégagée la possibilité d'utiliser les engins de fraisage pour exploiter les longues tailles en brèche montante. Essai du premier trépan à la mine Lodge dans la couche Piper (94 cm), taille de 180 m, convoyeur Huwood, étauçons rigides, bèles métalliques, épis de remblais : disque horizontal supérieur à l'arrière pour régulariser le toit, rien de prévu au mur, d'où difficultés résolues par l'adjonction d'un court bras de havage au mur. Essais suivants à la mine Coppice (difficultés de suivre l'allure avec le soutènement, taille trop courte), puis à la mine Mansfield (couche Hazel à mauvais mur) où l'adjonction d'un bras rouilleur a été décidée. Derniers essais à la mine Ormonde (profondeur 220 m) : couche Low Main (ouverture 1,05 m, bon toit, bon mur), taille de 180 m.

Pour éviter les pertes de temps pour tourner la machine, création d'un type symétrique. C'est ce type qui est décrit. Encombrement : $4,50 \times 0,98$ m de hauteur, profondeur de havée : 68 cm (ϕ disque 87 cm). A chaque bout, disque de 88 cm de ϕ pourvu de deux bras portant chacun huit pics. En arrière du disque : bras haveur et bras rouilleur. Les bras du disque coupent un cylindre de charbon qui s'effondre ou est découpé par des pics intérieurs. Les bras en rotation jettent le charbon sur le convoyeur latéral. Moteur électrique de 70 HP. Un engin hydraulique actionne la chaîne de traction. Bras vertical supplémentaire avec éventuellement disque horizontal supérieur ou champignon. Détails sur l'organisation du chantier et résultats obtenus depuis mai 1954 : 900 m d'abattage en deux postes, ren-

dement moyen taille : 12,2 t, vitesse de travail : 2,25 m/minute. Elément principal du soutènement : la pile (foudroyage), difficulté de suivre avec le soutènement : il faut 1,25 minute pour avancer une pile (emploi prévu de piles Dowty attachées au convoyeur). Discussion.

IND. C 43 et D 510

Fiche n° 12.958

G. SCHULZE. Die Wandermatte, ein Hilfsmittel zur Mechanisierung des Abbaus in steiler Lagerung. *Le treillis mobile, un accessoire de la mécanisation totale en dressant.* — *Glückauf*, 1955, 18 juin, p. 688/705, 43 fig.

Pour accroître le rendement à la mine Alter Hellweg (à Unna), depuis 2 ans et demi des essais sont en cours tendant à augmenter la concentration et la production en dressant.

On a d'abord mis au point un rabot pour dressant qui s'est bien comporté dans des conditions géologiques et techniques assez difficiles. Il restait le problème du remblayage : on a mis au point une espèce de cloison en treillis métallique qui sépare l'allée à remblayer. Pour bien faire joint au toit et au mur, elle est cintrée en forme de U et maintenue telle par des clames en fer plat, elle est suspendue par câbles à un chariot placé en voie de tête; en voie de pied, elle se termine sur une taque horizontale qui retient les remblais vers l'arrière en attendant le soutènement définitif.

On est arrivé ainsi à réaliser la mécanisation complète d'une taille sans la présence à front d'un seul ouvrier (ni au charbon, ni au remblai) : la commande se faisant en voies de tête et de pied. Longueur de taille : 55 m, puissance : 65 cm, inclinaison 58°. Le chariot est poussé en avant par le poids des remblais, il se forme un talus naturel en tête de taille qu'on remplit progressivement. Schéma et modèle du chantier. Enumération des avantages de cette méthode souple, non cyclique.

Dans une autre couche de 45 cm de puissance, pente 58°, une autre disposition est à l'essai avec un treillis de déblocage garni de caoutchouc pour éviter les pertes, il est disposé 2 à 3 m derrière la taille avec une pente propre de 40 à 50°. On évite ainsi la production de poussières et utilise des étauçons métalliques. Travail à trois postes, arrêts peu importants.

Voir aussi fiche n° 12.597 - B 420 traitant de l'amenée du remblai par berlines dans les couches en dressants.

IND. C 44

Fiche n° 12.700

H. WILSON. Rock tunneling. *Fraisage au rocher.* — *Iron and Coal T.R.*, 1955, 10 juin, p. 1345/1347.

Revue historique : en 1851, une machine pour le creusement des tunnels a été construite et utilisée aux E.-U. et jusqu'en 1880 plus de 60 brevets ont été pris concernant ces machines. En général, les premières foraient un trou qui était élargi par tir à l'explosif.

La Proctor : tête à 4 bras, chacun portant 4 marteaux à air comprimé, la machine pesait 15 t et tournait à 1 t/min.

La Sigafos : à commande électrique, fines transportées par pipe-line ou couloir à courant d'eau.

La Brunton : dont le prototype « Beaumont » a été utilisé dans la craie. C'est la première tentative d'utiliser un disque avec couteaux.

La Stanley : bras en croix armés de pics, n'a été utilisée qu'au charbon.

La Whittacker : toute première machine hydraulique construite en 1925 pour travailler dans le grès rouge de Manchester. Rotation du bras par moteur électrique de 120 HP, 3 t/min. Poussée insuffisante : avancement 20 cm/heure.

La Schmidt-Kranz : créée en Allemagne, elle a travaillé avec succès dans les mines de potasse.

La Mackinlay : variante de la machine du même nom pour charbon, montée sur chenilles avec des bras tournant en sens inverse.

La Marietta : en principe analogue à la précédente, elle a été utilisée avec succès en charbon aux E.-U. et le N.C.B. en a acquis une pour l'approprier au creusement des bouveaux. Elle est pourvue de pics au carbure de tungstène et pèse 27 t.

La PDR-1 russe : pèse 57 t et dispose d'une puissance de 111 kW, elle est réputée faire de 50 cm à 3 m par heure selon la dureté.

La Bade : pourvue de tricônes, sert aussi au creusement de puits verticaux (elle figurait à l'Exposition d'Essen, 1954).

D. PRESSIONS ET MOUVEMENTS DE TERRAINS. SOUTÈNEMENT.

IND. D 43

Fiche n° 12.874

W. EVANS, R. JEFFREY, H. TITMAN. Non sparking friction pads for yielding props. *Fouurrure de friction sans étincelle pour étançons coulissants.* — *Safety in Mines Research Establ. Rep. n° 114*, 1955, mars, 40 p., 12 fig., 3 pl.

Nombre d'éтанçons coulissants utilisent des fourrures en alliages d'aluminium en vue d'améliorer leur caractéristique. Tous ces étançons présentent malheureusement un danger d'étincelles (Titman & Wynn, 1954). Bien qu'une solution au problème immédiat de leur remplacement soit proposée, les auteurs soulignent qu'elle est arbitraire et la limite d'emploi non définie. Quatre types d'éтанçons différents ont été essayés, les trois premiers avec fourrures en alliage d'aluminium, le quatrième pour comparaison est en alliage de zinc. Leurs serrures sont décrites.

Il y a trois conditions à satisfaire par les fourrures. Elles doivent : 1) être exemptes du risque d'étincelle par friction sur l'acier; 2) assurer un coulisement correct; 3) avoir résistance, ductilité et dureté appropriées aux hautes sollicitations auxquelles elles sont destinées. En fait, les essais montrent que peu de matières satisfont aux trois conditions simultanément. De toutes celles qui ont été essayées, celles à alliage à base de cuivre avec une faible teneur en aluminium paraissent les plus convenables pourvu que la dureté soit égale à celle du fût supérieur. Si elle est supérieure, ce dernier se déchire; si elle est plus faible, la fourrure se dégrade.

IND. D 43

Fiche n° 12.549

H. CUNLIFFE. Roof support at the coal face. *Étançons métalliques en taille.* — *Iron and Coal T.R.*, 1955, 15 avril, p. 853/863, 12 fig.

L'auteur est ingénieur au service de contrôle du toit de la Division d'Ecosse du N.C.B. Il traite de l'orientation de la technique du soutènement en taille. Revue succincte des étançons :

1) Hydraulique : le fonctionnement du Dowty est rappelé - 500.000 sont en service actuellement.

2) A friction : ses éléments; charge de pose et de coulisement; type de serrures : Schwarz, Bécorit; dispositifs de mise en charge : par séries de mortaises dans le fût supérieur (vue de fûts déformés), par mâchoire volante (G.H.H.), par extenseur (Neuhäus).

Caractéristiques des étançons :

a) ascendante (danger de mise hors service par charge élevée);

b) horizontale avec dispositifs d'auto serrage.

Saut des étançons dû au frottement du glissement, inférieur en valeur au frottement statique; avantage de l'éтанçon Bécorit à ce point de vue. Les services du N.C.B. ont fait étudier une jauge de contrainte pour analyser de plus près ce phénomène.

Influence de la rouille : des étançons nickelés ont été fournis pour procéder à des essais.

Choix de la charge de coulisement; les Allemands fournissent en général deux types : l'un pour 35 t et l'autre pour 50 t. En Angleterre, jusqu'à présent, l'éтанçon Dowty coulissait à 20 t mais, avec le développement du foudroyage, il est probable qu'il faudra une gamme de 20, 30, 40 ou 50 t; provisoirement, la gamme de 20, 35, 50 t suffit.

Causes de flambement : trop grande extension et charge excentrée. Bêles articulées : nécessité dans les tailles à front dégagé, difficulté de réalisation - Types de disposition des files d'éтанçons : a) alignements droits; b) disposition en triangle; c) système en dents de scie. Localisation des avanceurs d'éтанçons.

La législation anglaise sur le soutènement et les exemptions.

Amortissement du soutènement métallique : les Allemands proposent 4 ans, amortir la même année provoque des irrégularités - 3 ans paraît normal. Le prix de revient atteint encore trois fois le coût d'un étançon métallique rigide. Bêles glissantes discutées. Soutènement marchant à l'essai. Étançons Dowty spéciaux pour mauvais terrains.

IND. D 510 et B 420

Fiche n° 12.957

H. RAMMERT. Abbau steilgelagerter Flöze mit Bergförderung in Seitenentleerern. *Exploitation de couches en dressant avec amenée de remblais par berlines à versage latéral.* — *Glückauf*, 1955, 18 juin, p. 677/688. 10 fig.

A la mine Shamrock 3/4, les conditions de gisement et l'approfondissement des travaux font qu'on est obligé de prendre les 2/3 de la production en dressant. Pour maintenir le rendement général, il a fallu concentrer, accroître et accélérer la produc-

tion dans ces chantiers. Le service a dû être assuré en conséquence. On sait qu'en dressant, l'avancement dépend du remblayage. Pour assurer ce dernier, on a opté pour les grandes berlines (2500 à 3250 litres), plus grandes que celles au charbon (1600 litres) et à versage latéral. La section des galeries en chantier le permet : 4,4 m² utiles et rayons de courbure axiale minimum de 8 m, voie lourde et soigneusement installée (la réduction des frais d'entretien fait que, finalement, le prix d'installation reste peu élevé).

Les trains avec locomotive ont 18 berlines en bouveaux et 8 en couche. L'amenée des pierres est totalement distincte de l'extraction du charbon. Les pierres concassées à la surface et celles du lavoir descendent par un puits de 420 m équipé de paliers à polka. Il y a des trémies régulatrices. Le versage latéral s'accommode de pendages jusque 36° (tandis que le versage par le fond impose 60° minimum). Toutes les caractéristiques de ces berlines sont données (tares respectives : 1770 kg et 2128 kg). En galerie principale, on transporte 880 t/poste à 1400 mètres; en chantier, jusqu'à 420 t à 600 m.

Abattage et remblayage étant bien assortis, les travaux se poursuivent sans arrêt. Sur une période de marche de deux ans, on a obtenu les résultats suivants : indice de remblayage : 2,5 postes/100 t - prix de revient remblayage au chantier : 0,5 à 0,7 DM/t. Le prix du transport varie selon le tonnage : pour 400 t × 300 m : 0,40 à 0,50 DM/t - pour 200 t × 300 m : 0,70 à 0,90 DM/t - pour 200 t × 500 m : 1 à 1,1 DM/t. Tableau détaillé. Actuellement, le débit des points de chargement s'est accru de 80 à 152 t/j et on espère faire mieux encore.

IND. D 53

Fiche n° 12.626

L. FLETCHER. Pneumatic stowing at Holditch colliery. *Remblayage pneumatique à la mine Holditch*. — *Colliery Guardian*, 1955, 26 mai, p. 641/643.

Mine du N. Staffordshire, charbon à coke (33 % m.v.) - deux puits de 600 m, travaux à 2,5 km des puits. Il y a deux tailles de 250 m dans la couche Moss (ouverture : 1,45 m, mauvais toit : on laisse 22 cm de charbon).

Remblayage pneumatique adopté : 1) pour réduire les dégâts à la surface; 2) améliorer la ventilation (mine grisouteuse); 3) éviter les poches de grisou; 4) supprimer le terril.

Il y a un concasseur à mâchoires à la surface pour les plus gros que 60 mm. Les pierres descendent au puits d'entrée d'air et sont amenées sur place par deux trainages en série de 1170 et 900 m. Elles sont culbutées par culbuteur en tête et reprises par une chargeuse B.J.D. H.T/3 qui alimente une remblayeuse Markham (débit : 90 m³/h) à air comprimé (à 4,5 atm). Roue distributrice à 40 t/m; consommation d'air : 90 à 120 fois le volume des pierres. Les pierres sont arrosées à la mise en place. On les soutient avec des tôles de 70 cm × 2,00 qui réservent. Il y a signalisation électrique entre le lieu de remblai et la remblayeuse. Dans la première taille, on a tout remblayé, 210 m à deux postes : 500 t/j de pierres remises, taille à transport central havée

dans les deux sens. On abat à deux postes, de ce fait l'amenée des pierres nécessite la création d'un évitement à trois voies et d'une allée supplémentaire en taille. Pour le havage, on recourt à des piles qui avancent avec les couloirs. Le remblayage occupe une dizaine de personnes.

La seconde taille utilise également le remblayage.

Les avantages réalisés sont ceux qu'on attendait. En plus, le contrôle du toit en taille est devenu meilleur, l'abattage facilité, et il y a économie d'une dizaine de personnes sur l'ancienne méthode à fausses voies. D'autre part, les galeries se tiennent beaucoup mieux et ne nécessitent plus guère d'entretien.

IND. D 63

Fiche n° 12.871

NATIONAL COAL BOARD. Guniting of underground main roads. *Le gunitage des galeries principales du fond*. — N.C.B. Inf. Bull. n° 55/138, 2 p., 1 pl. — Iron and Coal T.R., 1955, 27 mai, p. 1232.

L'attention a été attirée ces derniers temps par l'intérêt qu'il y a de réserver le soutènement métallique pour les parties de galerie au voisinage des fronts de taille et de les remplacer à l'arrière par le gunitage.

Le gunitage a pour but de : 1) protéger les schistes contre les effets de désintégration par l'humidité de l'air; 2) d'assurer une liaison suffisante des bancs pour pouvoir supprimer les cintrages dans les endroits favorables; 3) d'améliorer la ventilation par une section plus régulière réduisant la résistance et aussi par une diminution des fuites.

La technique est connue aux E.-U. et aussi sur le continent, elle est à l'essai actuellement dans la division N-E, spécialement à la mine Cadeby Main. Un tableau donne le prix de revient mensuel pour environ un an. Pour une longueur d'environ 240 m, on a un prix de revient de 367 F/m environ.

Dans l'ensemble, la méthode est attirante, la période d'essai est toutefois un peu courte. Les avantages résultant d'une armature métallique sont douteux. La couche Barnsley où les essais ont eu lieu est sèche : en couche humide, il y aurait à craindre la désagrégation du béton par les eaux sulphatées.

E. TRANSPORTS SOUTERRAINS.

IND. E 1311 et D 36

Fiche n° 12.622

K. NOTTHOFF. Kritische Betrachtung über die Verwendung von Gummi im Ruhrkohlenbergbau unter besonderer Berücksichtigung des Fördergurtes. *Considération critique sur l'emploi du caoutchouc dans l'industrie houillère de la Ruhr, en particulier pour courroie transporteuse*. — *Glückauf*, 1955, 12 mars, p. 269/282, 16 fig.

Exposé à la Conférence internationale de Propagande caoutchoutière d'Essen - 24 septembre 1954.

Statistiques de la consommation allemande de caoutchouc (2,4 kg par tête d'habitant contre 8,5 kg aux Etats-Unis). Les convoyeurs à courroie n'interviennent que pour 2,7 % dans la consommation de caoutchouc du pays, 68 % des bandes fabriquées

en Allemagne sont fournies à l'industrie minière et, en 1953, 40 % comportaient des bandes ininflammables. Détails sur la qualité, la durée, intérêt des bandes à bords renforcés.

Courroies ininflammables et difficilement inflammables. Essai au feu et classification. Emploi de produits ignifuges (mélange de néoprène au caoutchouc — emploi de chlorure de polyvinyle au lieu de caoutchouc — bandes à trames métalliques — bandes Buna).

Liaisons des tronçons de courroies par agrafes ou par vulcanisation. Convoyeurs spéciaux à courroies ou mixtes (acier-caoutchouc) : bande brin inférieur porteur — convoyeur va-et-vient — train-navette à bande de Hemscheidt, convoyeur Hörstermann, Stübbe — convoyeur à commande par câble Clouth. Les convoyeurs métalliques (25 %) ont tendance à supplanter progressivement les convoyeurs à courroie pour le transport en voies de chantier (75 % en 1954).

Autres emplois du caoutchouc : flexibles, joints, câbles électriques, mains courantes à pneus pour cages et skips.

IND. E 1313

Fiche n° 12.960

T. FREDERSDORF. Folgeschaltung und Bandüberwachung durch Bandwächter in schlagwettergefährdeten Vor- und Ort-Betrieben. *Enclenchement en série et contrôle de bandes par surveilleur de bande pour installations en chantiers grisouteux.* — Glückauf, 1955, 18 juin, p. 729/731, 6 fig.

Sur les 1790 convoyeurs qui étaient en service dans les mines allemandes en 1953 : 1396 étaient à bande de caoutchouc contre 394 à écailles ou bandes incurvables. Les bandes de caoutchouc sont très sujettes à incendies : de 1947 à 1953, dans la Ruhr, 236 incendies se sont produits dont 23 sont imputables aux bandes. En Angleterre, de 1940 à 1950, on compte 100 incendies de courroies. Pour y remédier, on a créé les surveilleurs de bandes. Ce sont des appareils à galet fou entraîné par la bande, lorsque sa vitesse de rotation tombe en dessous d'une certaine valeur, le courant est coupé.

La firme Siemens-Schukert utilise, à cet effet, le couple de réaction d'un petit générateur en court-circuit dont la poulie de commande est entraînée par la friction de la bande.

L'appareil ne fonctionne qu'à partir d'une certaine vitesse minimum réglable par ressort et vis de réglage. Son emploi se justifie dans divers types d'installations qui sont décrits :

- 1) simple enclenchement dans l'ordre voulu et au moment convenable d'une série de convoyeurs (sans surveillance),
 - 2) enclenchement sérié et arrêt de l'installation dès qu'une courroie glisse,
 - 3) contrôle de bande simple,
 - 4) enclenchement sérié et contrôle combiné
- Vue de l'appareil protégé pour le fond.

IND. E 23 et E 46

Fiche n° 12.567

T. GLEDHILL. Mine cars, their use and handling in British collieries. *Berlines de mine, leur emploi et leur maniement dans les mines anglaises.* — Colliery Guardian, 1955, 28 avril, p. 509/516, 2 fig.

Distinction entre berline et wagon de mine, séparation arbitraire en Angleterre aux environs de 1500 litres.

Sens dans lequel se développent les wagons : aux E.-U., surtout en largeur et longueur (galeries en couche à simple voie). En Europe, prédominance de la double voie, extension en hauteur et longueur ; un certain temps, le wagon de 2,5 t a été en faveur.

Au cours de l'année écoulée, on a commencé à utiliser le wagon de 3,5 à 4 t et même 6 t. Avantages des grandes unités parmi lesquels : poids mort proportionnel plus faible, trains plus courts, gain de temps au chargement, remplissage meilleur, travail de frottement réduit (par exemple 7 kg/t au lieu de 18 kg/t).

Revue des dispositions modernes de raillage avec indications pour l'établissement des projets. Tracé aux points de chargement, distinction entre départs de convoyeurs et sorties de trémies : éviter des découpléments. Transport : tendance au remplacement des trainages par des locomotives là où la pente le permet.

Schéma de recettes au fond et à la surface, modifications qu'entraîne l'extraction par skips. Choix du nombre de berlines par trait. Raccourcissement des circuits par emploi de trois types d'engins : butoirs à ressort, plaques tournantes, transbordeurs, avantages et conditions d'emploi de chacun.

Considérations sur la concentration de l'extraction et la capacité des puits à prévoir, extraction à contrepoids, concentration à un puits, l'autre laissé pour la manutention des pierres et le service du personnel et du matériel.

Berlines à vidange par le fond — conditions à remplir par un bon accouplement.

IND. E 414

Fiche n° 12.859

G. CUTTLE. Recent developments in winding technique. *Progrès récents dans la technique de l'extraction.* — Iron and Coal T.R., 1955, 6 mai, p. 1023/1030, 12 fig.

Les avantages de l'extraction par câbles multiples sont : 1) Avec un coefficient de sécurité statique égal, la sécurité effective est plus grande — 2) La réduction de diamètre des poulies fait qu'on peut supprimer les poulies de rapprochement et les flexions en sens inverses, d'où vie des câbles plus longue — 3) Malgré la réduction de diamètre, la largeur du tambour d'entraînement n'est pas grande — 4) Finalement, la machine d'extraction tournant plus vite est plus légère et la puissance peut être réduite — 5) Par l'emploi du câblage droit et gauche, on supprime la tendance à la rotation des cages — 6) Les treuils peuvent servir au fonçage du puits.

Détails sur les attaches suédoises à balanciers et allemandes à tension élastique. Les machines à câ-

bles multiples s'accommodent bien de la situation en tour (plus économique).

Système d'extraction. En général, la disposition avec cage et contrepoids s'indique : 1) dans les puits peu profonds où la poulie Koepe à deux cages risque de glisser — 2) dans les puits étroits pour utiliser de grandes berlines — 3) dans les puits à deux machines d'extraction pour le même motif — 4) dans les puits à plusieurs niveaux d'extraction, sauf toutefois s'il y a deux machines d'extraction et seulement deux envoies à peu près également productifs.

A la surface, deux dispositions modernes de circuits raccourcis avec transbordeurs sont données, l'une pour deux cages avec contrepoids, l'autre pour quatre cages.

En ce qui concerne le contrôle de l'extraction, aucune raison sérieuse ne s'oppose à l'emploi de la commande automatique à bouton-poussoir et régularisée. Le Ward-Léonard s'impose jusqu'à expérience plus longue du contrôle en courant alternatif. Le skip peut être à bouton poussoir ou, mieux, complètement automatique jusqu'à vidange de la trémie d'alimentation. L'expérience suédoise est concluante.

IND. E 6

Fiche n° 12.995

X. Handling men and supplies with low-coal tractor-trailer. *Transport de personnel et de fournitures par tracteur à remorque pour petites couches.* — **Coal Age**, 1955, juin, p. 76/77, 5 fig.

A la mine Keen Mountain, dans le comté de Buchanan (Virginie), la société Red Jacket Coal a mis en exploitation la couche Kennedy de 78 cm. Les galeries d'accès ont été poussées en couche sans prendre de bosseyement. Une galerie a maintenant plus de 500 m de longueur. L'amenée du personnel posait un problème. On a opté pour un tracteur Kersey modèle 444 D. à batteries électriques sur pneus. Il est pourvu d'un emplacement surbaissé pour le machiniste à l'avant et à l'arrière. On y accroche une remorque très surbaissée montée sur pneus format scooter. Les dimensions d'encombrement du tracteur sont 3,75 m × 1,60 × 600 mm de hauteur, il tourne dans un rayon de 4,80 m, il pèse 1800 kg et la batterie a une capacité de 12 kWh, sa vitesse maximum est de 6,7 km/h. La charge se fait sur le courant alternatif avec un redresseur au sélénium.

F. AERAGE. ECLAIRAGE. HYGIENE DU FOND.

IND. F 11

Fiche n° 12.619

W. SCHMIDT. Fehler bei der Planung und Ueberwachung der Grubenbewetterung und ihre Vermeidung. *Défauts de prévision et de contrôle de la ventilation du fond et leurs remèdes.* — **Glückauf**, 1955, 21 mai, p. 549/568, 23 fig.

Exposé des erreurs à envisager dans les mesures et les calculs de ventilation : variations du courant d'air pendant les mesures, non-concordance des

points de mesure des débits et des pressions, négligence de la pression dynamique, appréciation incomplète des pressions dans les puits. Il est montré comment on peut supprimer ces erreurs ou au moins les réduire.

Comme par le passé, mesures de routine des débits et des pressions doivent s'effectuer pendant le poste d'abatage, de même que celles qui doivent remédier à un défaut de ventilation pendant ce poste. Au contraire, on choisira le poste de nuit ou le dimanche pour les mesures dans les puits et le contrôle des galeries d'aéragé.

Avec les anciens procédés, il faut des équipes plus nombreuses qu'antérieurement; pour déterminer les constantes de résistance, il faut aussi les effectuer pendant les postes inactifs, utiliser le matériel moderne de communication et remédier aux erreurs systématiques; dans les puits notamment, on doit estimer les débits en poids et non en volumes. Pour l'expression des chiffres de résistance, on consultera avec profit l'ouvrage de J. Nikuradse (loi des flux dans les tuyaux rugueux, 1933, Berlin) ou de W. Vogel (idem, 1932, Aix-la-Chapelle) ou encore les nomogrammes de Fricke (fiche n° 8565 - F 11). Résumé. Longue bibliographie.

IND. F 14

Fiche n° 12.566

WITWER. Betriebserfahrungen und Messungen an Lutten mit Bandabdichtung. *Essais et mesures de canars avec joints à bandes.* — **Glückauf**, 1955, 23 avril, p. 468/470, 4 fig.

Par suite d'un degré géothermique anormal (22 à 23 m/°C) et d'intrusion d'eaux chaudes dans les travaux (47 à 48°C), la Direction des mines de Gladbeck a dû recourir à l'emploi de canars spécialement étanches de 300 et 600 mm de ϕ . Actuellement, 6.800 m sont installés à la mine Moeller et 2.700 m à la mine Rheinbaben.

Ils ont 2 à 3 m de longueur en tôle de 1,5 à 2 mm. A chaque extrémité se trouvent deux canelures d'emboutissage dans lesquelles on emprisonne une manchette en caoutchouc au moyen d'un anneau à ouvrir également cannelé de 14 cm de largeur à fermeture par clame pivotante à trois articulations.

Des mesures d'étanchéité ont été effectuées de 1950 à 1952 par la section de ventilation de l'Association Charbonnière Westphalienne. Pour une longueur de canars de 100 m, de 400 mm de ϕ et une pression de 260 mm d'eau, la perte n'a atteint que 0,35 m³/min. A 60 mm d'eau, la perte n'est plus que de 0,13 m³/min.

Une disposition pour avaleresse est représentée avec tiges verticales d'assemblage et fermeture des brides à clavettes.

IND. F 411 et C 2359

Fiche n° 12.698

L. HART. Coal-face water infusion. *Infusion d'eau en veine.* — **Iron and Coal T.R.**, 1955, 3 juin, p. 1291/1293.

Au cours de la lutte contre les poussières dans le district de Wigan (division N-W), la couche Arley au charbonnage Maypole s'est montrée particulièrement

rement réfractaire à l'infusion en veine jusqu'au moment où l'on a disposé d'une pompe Gullick « Hi-pression » refoulant 12 l/min à 210 atm. Après quelques difficultés avec les joints des tubes d'injection, on a finalement disposé de flexibles et de joints pour 70 atm de pression et, en montant par gradins de 3,5 kg/cm², on est parvenu à l'infusion à 56 atm. A partir de cette pression, les conditions ont changé complètement et l'abattage est beaucoup facilité. La réaction des ouvriers, d'abord hostiles, est actuellement favorable. Réduction des poussières de tir de 50 %, travail facilité. Onze charbonnages ont adopté la méthode dans neuf couches différentes, avec des pressions de 5 à 40 kg/cm². Aucune réaction de toit ou de mur ne s'est manifestée.

Des essais d'injection propulsée par le tir (explosif agréé Hydrobel) ont eu lieu dans le même district au charbonnage Giants Hall, couche Wigan Five Feet (ouv. 1,50 m), toit de schiste, bon mur. On forait des mines de 1,80 m faisant un angle de 35 à 40° avec le front. Première infusion, charge et tir au cours d'une seconde infusion. En taille, les poussières de tir étaient réduites dans la proportion de 1800 à 500 p.p. c.c. Ces essais de tir noyé ont dû être arrêtés par suite de la multiplication de petits dérangements le long desquels l'eau fuit rapidement.

Dans la discussion, R. Haslam, de la Imperial Chemical Industries, signale qu'à l'heure actuelle 40.000 coups ont déjà été tirés par cette méthode : elle est utilisée régulièrement dans trois charbonnages.

IND. F 440

Fiche n° 12.617

E. QUINOT. Mesure des empoussiérages. — *Pact*, 1955, avril, p. 102/108, 6 fig.

De l'examen de quelque 200 études entreprises par le Bassin du Nord et du Pas-de-Calais sur les empoussiérages de divers chantiers miniers, l'auteur dégage une méthode d'interprétation des résultats des mesures : leur distribution semble suivre la loi logarithmico-normale.

I. — Caractères fondamentaux des mesures de poussières : fluctuations compromettant la précision des résultats.

II. — Caractères généraux de la loi de Gibrat.

III. — Etude pratique des empoussiérages. Exemples d'interprétation des mesures, pour diverses études concrètes. Contrôle du chantier — comparaison de deux types d'exploitation.

IV. — Conséquences relatives à la méthodologie des mesures de poussières : les mesures isolées n'ont pas de signification.

(Résumé Cerchar Paris).

IND. F 442

Fiche n° 12.844

G. ZEBEL. Vergleichende Messungen an feinteiligen Aerosolen zwischen Thermalpräzipitator und Spaltultramikroskop. *Mesures comparatives des aérosols à particules fines au précipitateur thermique et à l'ultramicroscope à fente*. — *Staub*, 1955, 15 mars, p. 21/29, 6 fig.

Au moyen du pulvérisateur de Dautrebande (Midget Scrubber D 18), on insuffle dans un grand caisson un aérosol à fines particules, un ventilateur est prévu pour l'homogénéité de l'atmosphère, le volume est suffisant pour que l'on puisse effectuer les prises nécessaires sans modifier la concentration. Le précipitateur thermique est disposé au centre du caisson. Au centre d'une paroi est disposée une conduite d'amenée à la chambre de comptage de l'ultramicroscope avec robinet. A la base de la chambre de comptage, il y a un réservoir aspirateur à eau. La chambre de comptage est un cube de 50 mm garni intérieurement de cuivre noirci et pourvu dans deux directions perpendiculaires de petites ouvertures : l'une pour l'observation au microscope, l'autre est une fente mince recevant le faisceau concentré d'une lampe à vapeur de mercure à haute pression. L'ultra-microscope à fente a été décrit par plusieurs auteurs dont A. Winkel et G. Jander (1934, Stuttgart) et K.E. Stumpf (*Kolloid Z. Bd. 86*, 1939, p. 339/361). Voir sur le même sujet : fiche n° 8.088, F 442.

L'article conclut à une bonne concordance moyennant quelques précautions.

IND. F 51

Fiche n° 12.692

A. OAKES et F. HINSLEY. Heat and humidity in a deep coal mine. *Chaleur et humidité dans une mine profonde*. — *Colliery Guardian*, 1955, 9 juin, p. 699/706, 1 fig., 16 juin, p. 733/737, 4 fig., et 23 juin, p. 766/768, 1 fig.

Essai de détermination des pourcentages de chaleur et d'humidité provenant des diverses sources qu'on rencontre dans une grande mine du Nord Nottinghamshire. Il y a deux puits de 6,70 m de ϕ et 840 m de profondeur et trois circuits principaux de ventilation dénommés N-W, N-E et S. Tous les chantiers sont dans la même couche Top Hard (ouverture : 2,25 m), les deux premiers sont à 5 km environ des puits. Il y a un ventilateur à la surface de 750 HP (moteur synchrone) et deux au fond au N-W (150 HP) et N-E (300 HP).

Le chantier S n'a été réouvert que récemment et est peu éloigné. Les débits, dépressions, la température au thermomètre sec et humide sont renseignés pour chacun des circuits. Dans la galerie du ventilateur de surface, le débit = 165 m³/sec, dépression = 145 mm.

Equation générale : $J (H_1 - H_2 + Q \text{ rec.} -$

$$Q \text{ perd.}) = \frac{w_2^2 - w_1^2}{2g} + Z_2 - Z_1 - T \text{ ventil.} = \int_2^1 V dp - T \text{ frott.}$$

$J = 427 \text{ kmt/cal}$. H sont les chaleurs totales en calories/kg d'air, $w =$ les vitesses, $Z =$ hauteurs, $T =$ les travaux, $V =$ volume spécifique, $P =$ pression.

Les sources de chaleur dans la mine sont : 1) l'auto-compression dans le puits et les travaux sous niveau — 2) la chaleur des tuyauteries à air comprimé — 3) du matériel électrique — 4) des locos Diesel — 5) métabolisme des hommes — 6) chaleur

des lampes — 7) des terrains — 8) de l'oxydation du charbon.

La façon de mesurer ces divers postes est indiquée. En appelant (1) le haut du puits d'entrée, (2) le fond de ce puits, (3) le fond du puits d'air et (4) la sortie, on trouve 8 égalités de bilan des chaleurs émises.

Un tableau donne les valeurs des températures en haut et en bas des deux puits du 17 avril 1953 au 30 janvier 1954. Un second tableau donne les bilans aux trois postes des 29 et 30 janvier 1954, entre respectivement les points (1) (2); (2) (3); (3) (4); (1) (4).

Bilan de la chaleur dans le puits d'entrée d'air, dans les travaux, dans le puits de retour d'air, pour toute la mine.

Des graphiques donnent : les débits d'air et les quantités de chaleur extraites depuis avril 1953 jusque janvier 1954; pour la même période, les répartitions en chaleur de l'air comprimé; des équipements électriques; des Diesel; des hommes et lampes; des terrains; de l'auto-compression, tant pour les postes actifs que passifs.

Deux autres diagrammes donnent les débits de chaleur par minute et d'humidité rapportés aux débits d'air sec par minute entrant dans la mine.

En vue d'apprécier l'effet de la mécanisation en taille sur les conditions atmosphériques, il a été recherché dans quelle proportion l'énergie électrique fournie est finalement transformée en chaleur et comment cette chaleur additionnée au courant d'air agit sur l'élévation de la température sèche et l'accroissement de saturation en vapeur d'eau; l'infusion d'eau en veine et autres mesures d'abattage des poussières étant à envisager dans le cas considéré. On a choisi une taille de 117 m de longueur située à 5 km de la surface environ. Ouverture abattue 1,75 m, allées de 1,50 m, une haveuse en taille et deux shortwall de coupement de voie, convoyeur à courroie et matériel de forage. On a mesuré toutes les 5 minutes la température sèche et humide à l'entrée et à la sortie de la taille, on avait en plus un hygromètre de contrôle et un baromètre anéroïde.

Les puissances électriques ont été déduites de lectures à l'ampèremètre du bloc de distribution en tailles, cos φ et voltages étant supputés. Un diagramme de ces différentes valeurs est donné en fonction du temps. Les températures n'étant que de quelques degrés en dessous de celle des terrains (34°C), la chaleur produite a servi à l'évaporation d'eau. On constate un décalage dans le temps entre la mise en marche des machines et l'accroissement de la chaleur de l'air (durée d'échauffement des machines, etc.). Des mesures ont également été effectuées de la chaleur produite par les deux ventilateurs auxiliaires en circuit sur le courant d'air.

Conclusions générales.

IND. F 51

Fiche n° 12.922

V. STEED. Air conditions in hot mines. *Conditionnement de l'air dans les mines chaudes*. — *Journal of the Chemical, Metallurgical and Mining Society of South Africa*, 1955, mai, p. 261/286, 18 fig.

Mémoire fort développé traitant des conditions à rechercher pour rendre le travail moins pénible dans

les mines chaudes. Il tend à montrer que la réfrigération de l'air par des installations frigorifiques n'est pas toujours le meilleur moyen à employer et que les précautions prises pour prévenir l'évaporation des eaux souterraines et assurer une régulation convenable de l'aérage donnent des résultats souvent meilleurs.

L'auteur paraît admettre comme un fait acquis que la température maximum tolérable pour permettre en atmosphère presque saturée un travail efficace est de 30,8°C, mesurée au thermomètre à boule humide. Éléments de l'ambiance affectant la possibilité de travailler. Renseignements donnés par l'expérience acquise dans les mines d'or du Witwatersrand. Manière dont on établit les prévisions des conditions de température et de besoins d'aérage dans une mine de l'État libre d'Orange et dont on y observe les conditions de température et d'aérage. Bibliographie : 28 références.

(Résumé Cerchar Paris).

IND. F 622

Fiche n° 12.946

A. DAWSON. The control of the atmosphere in sealed-off areas by pressure chambers. *Le contrôle de l'atmosphère derrière les barrages au moyen de sas de pression*. — *Colliery Guardian*, 1955, 23 juin, p. 761/765, 3 fig.

A la mine Haig, dans le W. Cumberland, on a exploité la couche Bannock Band, 3 m d'ouverture, dont on n'a pris que la partie supérieure. Une surface de 900 m \times 400 m environ a ainsi été déhouillée en dix ans par tailles longwall à déblocage central (longueur 180 m). Après l'abandon du chantier en 1950, on s'est aperçu d'un échauffement en 1952. Après quelques jours, constatant des traces d'oxyde de carbone, on décida de faire des barrages dans toutes les entrées et les sorties d'air des anciennes tailles. Les barrages en couches, bien que soignés et bétonnés, ne se montrèrent pas étanches. Des traces de grisou dans l'aérage général ayant été constatées et craignant pour les exploitations dans la couche inférieure, on a redoublé les barrages en raccordant l'intervalle par des tuyauteries, soit au retour d'air général, soit à une alimentation en air comprimé sous pression réduite selon le besoin. Les chambres sous dépression ont pour but d'empêcher l'arrivée d'air derrière les barrages. Des vannes permettent de régler l'aspiration à la limite afin d'éviter l'aspiration des gaz : des tuyauteries de mesure sont prévues pour mesurer les différences de pression à chacun des deux barrages; le pourcentage de grisou dans les sas est aussi contrôlé. Quelques sas ont dû être mis sous pression pour éviter l'arrivée du grisou dans l'entrée d'air. La comparaison des pressions d'aérage dans l'ancien chantier et dans le nouveau qui se trouve 70 m plus bas tient son importance du fait qu'il faut éviter l'envahissement des travaux inférieurs par les gaz du premier. La solution adoptée a permis de maintenir en service une bonne voie qui dessert un quartier important.

IND. F 711

Fiche n° 12.873

H. LLOYD. Internal re-lighters for gas-testing flame safety-lamps. *Rallumeur interne pour lampe de sûreté à flamme indicatrice de grisou.* — *Safety in Mines Research Establ. Res. Rep. n° 112*, 1955, février, 12 p., 4 fig.

Depuis qu'on s'est aperçu que des explosions de grisou pouvaient être causées par des particules de cérium enflammées, traversant les tamis, le S.M.R.E. s'est attaché à remplacer ce type de rallumeurs. En Allemagne, par suite de coups de grisou et après essais en laboratoire, il a été décidé de supprimer les rallumeurs pyrophoriques après 1954. Cela a amené les fabricants à produire de nouveaux types.

Pour montrer qu'il n'y a pas de difficulté de principe à remplacer ce rallumeur, l'étude reproduit quelques types qui ont été proposés antérieurement. Il y en a certainement d'autres pour lesquels on manque de documentation.

H. ENERGIE.

IND. H 11

Fiche n° 12.620

A. BIERHALS. Luftdruck-Fernmessung im Bergbau. *Mesures à distance des pressions d'air comprimé dans les mines.* — *Glückauf*, 1955, 21 mai, p. 568/574, 8 fig.

Dans un réseau de distribution d'air comprimé à plusieurs sièges, il est intéressant de pouvoir faire le contrôle de la pression et le réglage aux points importants d'utilisation à partir d'une station de commande centrale agissant sur de petits compresseurs locaux de complément. C'est dans ce but qu'on a créé le dispositif électrique de contrôle à distance. L'installation de la Dortmund Bergbau A.G. est citée à titre d'exemple. On réalise ainsi un fonctionnement économique régulier et sans ennui. Le dispositif à impulsions a été adopté et est décrit : un moteur synchrone ferme un circuit à des intervalles de temps réguliers. Un premier contact de démarrage est fixe, le second est écarté du premier en proportion de la pression. A l'arrivée, un moteur synchrone reçoit ses impulsions en synchronisme et, par un mécanisme approprié, actionne l'aiguille d'un cadran indicateur. L'alimentation en courant peut provenir, soit uniquement de la surface, soit des réseaux de la surface et du fond. Une troisième disposition permet le passage des indications de plusieurs stations sur les mêmes fils. En variante, une installation complètement automatique est décrite.

IND. H 11

Fiche n° 12.618

G. VASSART. Distribution de l'énergie pneumatique dans les mines. — *Pact*, 1955, avril, p. 138/142, 1 fig. et juin, p. 214/220, 2 fig.

Etude théorique.

I. — Conception rationnelle des centrales de compression au point de vue de la qualité de l'air comprimé. Calcul des quantités d'eau circulant dans les tuyauteries d'air comprimé, en fonction du débit,

des températures, pressions, humidité de l'air. Elimination de cette eau à l'origine par emploi d'un refroidisseur assécheur, calcul de la quantité d'eau de refroidissement nécessaire, caractéristiques du réfrigérant assécheur.

II. — Distribution de l'énergie pneumatique depuis la centrale de compression jusqu'aux consommateurs souterrains. Réservoirs au jour et au fond. Appareils de mesure et de contrôle.

Réseaux : généralités sur les tuyauteries, calcul des tuyauteries métalliques. Formule de Stokalper. Formule de Halleux.

Applications numériques des formules de Stokalper et de Halleux. Calcul des pertes de charge : formule de Fritxtte, de Ledoux, de Lorenz - remède aux excès de perte de charge.

Étanchéité : importance et répartition des fuites - remèdes à apporter aux réseaux inétanches - mesure de la fuite moyenne à la pression de service.

Emploi des diaphragmes.

Influence du phénomène des ondes.

Robinetteries, raccords, prises d'air, accessoires.

III. — Utilisation de l'énergie : consommation des moteurs de treuils à pistons alternatifs - des moteurs de couloirs - des marteaux.

IND. H 543

Fiche n° 12.824

R. WILKE. Weitere Fliehkraftkupplungen für den Grubenbetrieb. *Nouveaux accouplements centrifuges pour les mines.* — *Glückauf*, 1955, 7 mai, p. 506/512, 15 fig.

Le comité de « L'économie d'énergie au fond » de la S.K.B.V. a créé une section des « moteurs et accouplements » qui s'intéresse à la réduction des pointes de charge provoquées par le démarrage simultané des moteurs et en particulier du choix des accouplements les mieux appropriés. Nombre de ceux-ci ont déjà été décrits (fiche n° 6097 - H 543). Quelques types récents sont discutés.

Variante de l'accouplement Pulvis (de la firme Stromag) : dans le cas de résistances par frottement, les temps de démarrage ne sont pas toujours satisfaisants.

La firme Mönninghoff a soumis aux essais un accouplement à rouleaux qui donne des temps de démarrage particulièrement élevés (roulement de galets sur anneau périphérique); par contre, il n'est pas protégé contre les blocages : l'anneau de caoutchouc se déchire (il se remplace rapidement). Aptitude à la surcharge et temps de démarrage suffisant se concilient difficilement.

Contre les surcharges mécaniques, il y a avantage de ménager quelque part une pièce à casser.

L'accouplement Grassmuck et C° ne présente pas d'intermédiaire lâche comme les précédents (fluide, bulles, rouleaux, etc.) : principe de masses centrifuges qui se coincent d'une façon permanente après le démarrage : il se dégage immédiatement quand le couple moteur est supprimé (à ce point de vue, avantage sur le Voith).

IND. H 554

Fiche n° 12.880

K. BAUER, H. STEINHÄUER, H. WECHSUNG. Verfahren zur Ortung intermittierender Ueberschläge in Hochspannungskabeln. *Procédé pour la localisation des coups de feu intermittents dans les câbles à haute tension.* — *Elektrotechnische Zeitschrift*, 1955, 11 mars, p. 225/227, 4 fig.

Lors des essais de rigidité diélectrique en service spécial, mais aussi en service normal, il peut se produire des coups de feu fugaces dans les câbles de toutes espèces, y compris les câbles au styroflex. Ces défauts ne se découvrent pas par les procédés ordinaires. L'article donne un procédé spécialement approprié. On crée une onde de choc et on enregistre l'écart de temps entre la réception de l'onde directe revenant par le câble de dédoublement et de l'onde réfléchie sur le défaut.

I. PREPARATION ET AGGLOMERATION DES CHARBONS.

IND. I 31

Fiche n° 12.851

R. HORSLEY et P. WHELAN. The representation of coal cleaning results. *Modes de représentation des résultats du lavage du charbon.* — *Transactions of the Inst. of Min. Eng.*, vol. LVIII, 1955, p. 42/51.

1) « Block diagram » donne rapidement une idée de la séparation en densité.

Type de miroir de Reed et Grounds indique en regard les fractions densimétriques du brut et du lavé.

Type de la charte de Hancock fournit la proportion de déchet du brut dans les différentes catégories.

2) Courbes de lavabilité des charbons rendant d'excellents services dans le cas où l'on obtient deux produits.

3) Courbe des mixtes de Mayer rend mieux compte de la séparation en trois produits.

4) Si on désire comparer plutôt l'installation de lavage que le produit, on emploiera la courbe d'erreur de Tromp.

5) Une formule d'efficacité n'a pu jusqu'ici rallier tous les suffrages, mais celle de Fraser et Yancey a probablement la plus grande extension et la plus grande simplicité :

$$\text{eff} = \frac{\text{quantité de charbon brut}}{\text{quantité de charbon lavé ayant même teneur en cendres}} \times 100.$$

J. AUTRES DEPENDANCES DE SURFACE.

IND. J 30 et J 32

Fiche n° 12.682

R. CLARK et R. OSWALD. The central electrical repair shop. *L'atelier central de réparation de matériel électrique.* — *Mining Electr. & Mechan. Eng.*, 1955, mai, p. 131/142, 12 fig.

Les travaux qui se présentent dans un atelier central de réparation de matériel électrique peuvent se

grouper en : 1) réparation des câbles souples - 2) révision des perforatrices et haveuses électriques - 3) révision et essai des controllers et interrupteurs, matériel de tableau en général - 4) rebobinage et révision des moteurs et transformateurs - 5) réparation des batteries de locomotives et shuttle-cars.

Le personnel doit en outre assurer le déchargement et la réexpédition du matériel reçu pour entretien, il peut être appelé dans les sièges pour des travaux sur place concernant par exemple la manutention ou le traitement du charbon; il faut donc une organisation assez souple, susceptible de collaborer avec le personnel des sièges et de travailler les dimanches et jours de chômage. Il y a aussi le problème des stocks de pièces à emmagasiner et standardiser en vue de l'économie. L'étude d'équipements étant d'une façon générale exclue des prévisions du N.C.B., il faut cependant contrôler le prix de revient des fournisseurs. Enfin, il y a la question des aptitudes du personnel à tenir à jour pour les nouvelles techniques. L'article donne des détails sur l'organisation comptable et administrative, puis la disposition de chacun des ateliers, le personnel y affecté, la surface à ménager et les points à éviter comme le voisinage de l'atelier des bobineurs avec d'autres trop bruyants. Vue d'un atelier central de district pour cent ouvriers, avec la disposition des diverses sections et magasins. Discussion.

P. MAIN-D'ŒUVRE. SANTE. SECURITE. QUESTIONS SOCIALES.

IND. P 24

Fiche n° 12.568

A. BRYAN. Human relations and the young worker. *Les relations humaines et le jeune ouvrier.* — *Colliery Guardian*, 1955, 28 avril, p. 532/537. — *Transactions of the Inst. of Min. Eng.*, 1955, mai, p. 650/663.

Les rapports dans l'industrie concernent trois domaines d'ordre économique, sentimental et intellectuel. L'ouvrier désire que l'on fasse appel à son intelligence pour l'exécution de sa tâche, le jeune ouvrier a besoin qu'on s'intéresse à lui et qu'on élargisse ses horizons. Une formation bien conçue doit tenir compte de ces données. Le sens communautaire est l'un des instruments les plus efficaces : le stage avec pensionnat est un des meilleurs agents de formation. Le débutant qui a été bien traité de prime abord s'attache à sa profession. Le facteur économique ne doit pas être négligé : les injustices sont source de mécontentement. Mais, à un autre point de vue, deux aspects défavorables sont les tendances actuelles de fixer l'appointement des moins de 20 ans d'après l'âge et l'avancement d'après l'ancienneté sans égard pour le mérite. Au point de vue sentimental, l'audition d'appels trop répétés à la productivité fait mauvaise impression; là où le directeur prend un contact plus direct avec l'ouvrier, les relations s'améliorent et les conflits diminuent.

Dans un club de jeunes, des sociologues ont procédé à des essais comparatifs de direction sur des groupes séparés sur des modes l'un autoritaire, l'autre démocratique, le troisième « laisser aller ». Le premier a engendré l'automatisme, l'esprit de

réaction, les disputes; le second a produit l'esprit de collaboration et le travail soutenu; le troisième a donné une productivité moindre et provoqué la mauvaise humeur par ignorance. Henri Ford avait instauré l'esprit de collaboration, on a signalé la bonne humeur qui régnait dans ses usines. La formation des jeunes ouvriers est une tâche importante mais parfois déroutante. Corps et âme, enfant et homme, l'adolescent est surtout sensible au bon exemple.

IND. P 42

Fiche n° 12.627

C. LOWE. First-aid treatment for electric shock. *Soins immédiats aux électrocutés*. — *Colliery Guardian*, 1955, 26 mai, p. 644, 2 fig.

En 1952, l'inspection du travail dans les usines signale 721 électrocutions dont 38 seulement furent mortelles. La promptitude des secours dans ces cas est de première importance. C'est pourquoi des cours ont été organisés par équipes de vingt employés aux usines de Witton de la G.E.C. Pendant une heure, le médecin expose la théorie des premiers secours, puis le personnel ambulancier fait la démonstration. Il y a une période finale d'une semaine où les employés effectuent et se perfectionnent dans la pratique enseignée. Outre l'arrêt de la respiration, le choc électrique peut provoquer des troubles circulatoires; les méthodes de respiration artificielle Schafer et sa variante Holger Nielsen sont inefficaces à ce point de vue. On doit fixer l'électrocuté sur une civière et la balancer de 45° sur l'horizontale alternativement tête et pied à un rythme un peu plus lent que celui de la respiration. A ces usines, 32 civières spéciales sont remisées en des points facilement accessibles; il importe cependant que, dès les premiers instants après le choc, la respiration artificielle soit appliquée en attendant la civière.

IND. P 50

Fiche n° 12.948

T. SPENCER. Medical problems in the mining industry. *Problèmes médicaux dans l'industrie des mines*. — *Colliery Guardian*, 1955, 23 juin, p. 785/789.

L'auteur passe en revue les principaux accrocis à la santé du mineur, les traitements applicables et la prévention.

La *pneumoconiose* est brièvement traitée : influence négligeable des matières volatiles, importance de la durée d'exposition et du degré d'empoussièremment; plan de 10 ans en Angleterre pour suivre le développement de cette maladie dans 24 puits représentatifs des divers gisements, avec examen radiologique bisannuel du personnel. Traitement purement palliatif.

La *maladie des genoux* (Beat knee, hydartrose) : entre les os des articulations et la peau se trouvent des bourses synoviales dont le contenu s'infecte par suite d'une station trop prolongée sur les genoux. Le port de genouillères élastiques bien ventilées est utilisé souvent avec succès. Le bacille qu'on rencontre généralement dans cette infection est le staphylocoque.

La *maladie de Weil* : espèce de jaunisse grave propagée par l'urine des rats. La lutte contre ces derniers est très recommandable.

Le *tétanos* : contraction spasmodique des mâchoires provoquée par un bacille commun dans le fumier de cheval. Accident peu fréquent (29 morts sur 12 ans en Angleterre), piqûres antitétaniques.

Les *fongosités du pied* (Athlete's foot) : maladie amenée des colonies, elle se propage par le sol mouillé des bains-douches et affecte diverses formes. Les auges allemandes (fiche n° 9826 - P 41) sont aussi utilisées en Angleterre dans la division N-E.

Dermatoses - Accidents et malaises - Conclusions.

Q. ETUDES D'ENSEMBLE.

IND. Q 1162

Fiche n° 12.676

X. Belt haulage in a West Virginia (Compass Coal Co). *Transport principal par courroie dans une mine de Virginie W* (Compass Coal Co). — *Mining Congress Journal*, 1955, mai, p. 48/51, 8 fig.

Actuellement, dans les mines américaines, l'abatage continu est au point et, ce qui ralentit le plus la production, c'est le transport. La mine Compass fait des essais pour l'améliorer. Jusqu'à présent, abatage continu et chantiers ordinaires chargent par shuttle-cars qui viennent verser sur convoyeur, mais un chantier d'abatage continu utilise déjà un convoyeur extensible.

Mine à 25 km au sud-est de Clarksburg, lavoir dans la vallée, les deux couches Redstone et Pittsburgh 8 m plus bas affleurent sur les flancs des collines nord et sud, le côté nord est presque épuisé et les travaux se développent au sud de Pittsburgh (ouverture 2,70 m, puissance exploitée 2,10 m). Il y a trois chantiers où l'on a une mine à deux postes à l'ancienne méthode et un chantier avec abatteuse continue, la production atteignait 2.000 t/poste. En dernière nouvelle, on annonce qu'une seconde abatteuse continue Joy vient d'être mise en service avec un convoyeur extensible Joy : la production est maintenant de 2500 t/poste.

Des détails sont donnés sur les convoyeurs à courroie : au pied de la descenderie principale, deux équipes complètes d'ouvriers avancent simultanément avec 13 ou 14 galeries. Il y a une série de courroies principales de 900 mm et deux courroies latérales de 750 mm (une troisième vient d'être installée avec la seconde abatteuse continue). Une courroie transversale de 300 mm est commandée par un moteur de 50 HP, chacune des latérales en a un de 25 HP et les convoyeurs principaux ont des moteurs de 100 HP : le premier achevé a 792 m de longueur, celui qui lui fait suite a déjà 240 m, on l'allonge de 72 m environ tous les dix jours.

Autres détails sur le boulonnage et la préparation du charbon (lavoir Chance, 0/10 non lavé).

Bibliographie

ANNUAIRE DES CHARBONNAGES ET REPERTOIRE DU MARCHE DU CHARBON POUR 1955.

(*Colliery Yearbook and Coal Trades Directory*).

Ed. The Louis Cassier Co Ltd., Dorset House, Stamford Street, London S.E. 1, - 980 p., 30 sh. - Livre relié sur toile avec tranche colorée par section.

Ouvrage traditionnel, d'une présentation très soignée, condensant toutes les données de l'industrie charbonnière anglaise, il constitue une aide très précieuse pour les personnes qui doivent prendre contact avec le monde charbonnier anglais.

L'annuaire contient toutes les indications utiles sur le Ministère du Combustible et de l'Energie, ainsi que sur les divers organismes qu'il administre à des titres divers : liste des fonctionnaires, inspection des mines, conseils de toutes sortes, associations professionnelles et ouvrières, instituts scientifiques. Il détaille ensuite le National Coal Board et ses subdivisions. Les différents répertoires contiennent la liste complète des mines avec leurs caractères essentiels, celle des anciens propriétaires et celle d'un grand nombre de petites mines autorisées, celle des industries connexes : fabrique de briquettes, coke, gaz, électricité et enfin celle des marchands et sociétés de vente des charbons.

La statistique complète pour l'année 1954 comprend 210 pages; on y trouve des données sur les mines américaines, belges, françaises, allemandes; la statistique proprement dite est précédée d'une table des matières divisée en deux parties : Angleterre et Irlande d'une part, les données internationales d'autre part.

La section suivante traite du climat économique en Angleterre : consommation croissante, nécessité d'importer, accord survenu sur les salaires, réglementation renforcée sur la sécurité, l'avenir dans les mines, la lutte contre le gaspillage du charbon et les fumées. Suit un memento mois par mois des principaux événements de l'année.

Au chapitre bibliographie, on trouve une sélection d'articles intéressant les mines, ainsi qu'une série d'ouvrages sur le même sujet. Activité de l'Institut des Standards anglais, de l'organisme de recherches sur les combustibles, du Service géologique, de l'Association industrielle des Cokeries anglaises et du Conseil pour l'Utilisation du Charbon.

La dernière partie concerne la nouvelle loi sur les mines et carrières en 1954, texte complet. En fin de l'ouvrage se trouve un index des personnes citées.

LE GUIDE DES BASSINS CHARBONNIERS POUR 1955.

(*Guide to the coalfields 1955*).

Colliery Guardian Cy Ltd., 30 - 31, Furnival Street, London E.C. 4 - Reliure toile, 522 p., 13 X 19, 180 cartes. Prix : 20 sh.

Les cartes de ce guide en constituent l'élément essentiel. Il y a un dépliant très maniable pour chaque division du National Coal Board, la carte géographique porte un certain nombre de cartouches tracées en rouge et numérotées, renvoyant à des clichés de détail à une échelle dix fois plus grande où les sièges sont reportés avec leurs noms et les voies d'accès.

On trouve en outre dans cet ouvrage de poche une liste des personnalités du Ministry of Fuel and Power, ainsi que celle des inspecteurs des mines, suivie de renseignements détaillés sur le personnel du N.C.B. et les associations qu'il patronne.

Des sections concernent l'organisation des œuvres sociales, le personnel des institutions et sociétés scientifiques, les associations professionnelles et autres relatifs à l'industrie minière. Le guide est bien répertorié, on y trouve un index des personnes citées, un autre relatif aux mines, un index des mines indépendantes autorisées et un pour les propriétaires de ces mines. Ce petit guide est très commode pour la visite des charbonnages anglais.

BUREAU INTERNATIONAL DU TRAVAIL. — Réunion d'experts en matière de prévention et de suppression des poussières dans les mines, les galeries et les carrières. Genève, décembre 1952

Compte rendu des travaux en trois volumes brochés, format 21 X 30, 1.306 p.

La prévention des pneumoconioses contractées dans les mines et autres chantiers analogues revêt une importance non seulement au point de vue humanitaire, mais aussi au point de vue économique, car ces maladies réduisent continuellement l'effectif de la main-d'œuvre existante et entravent considérablement le recrutement de nouveaux travailleurs pour les industries intéressées. Les aspects médicaux des pneumoconioses ont fait l'objet d'études très nombreuses; il est toutefois apparu que la solution du problème résidait essentiellement dans les efforts faits en vue d'empêcher les poussières dangereuses de pénétrer dans les poumons. Ce but peut être

atteint en prévenant dans toute la mesure du possible la formation des poussières, en procédant à la suppression, aux points mêmes de leur formation, des poussières qui sont inévitablement produites et en éliminant les poussières qui se trouvent en suspension dans l'air. Le présent compte rendu des travaux de la réunion d'experts en matière de prévention et de suppression des poussières dans les mines comprend les 91 rapports techniques préparés pour cette Réunion.

Le volume I contient l'ordre du jour, la composition, le rapport et les recommandations de la Réunion, un résumé de la discussion et les rapports techniques présentés par les experts d'Allemagne, d'Australie, d'Autriche et de Belgique. Le volume II groupe les rapports techniques du Canada, des Etats-Unis, de la France, de l'Italie, de la Norvège, des Pays-Bas et du Pérou. Quant au volume III, il contient les rapports techniques du Royaume-Uni, de la Suède, de la Suisse, de l'Union sud-africaine et du Bureau international du Travail, ainsi qu'un index analytique des trois volumes.

Le compte rendu de la Réunion contient incontestablement une multitude de renseignements de caractère pratique; le Bureau international du Travail espère que cet ouvrage contribuera à l'amélioration des conditions d'hygiène et de sécurité des nombreux travailleurs employés dans les mines, les galeries et les carrières.

LES GISEMENTS MINERAUX, COURS PREPARATOIRE ET CONSULTATIF.

(*Erzlagerstätten, Kurzvorlesungen zur Einführung und zur Wiederholung*), par H. SCHNEIDER-HAEHN, Professeur ordinaire à l'Université de Fribourg en Brisgau, 1955.

Troisième édition entièrement revue, 375 pages avec 62 tableaux dans le texte. Relié toile, 17 × 24, DM 19,50. G. Fischer, éditeur, Stuttgart.

Cette nouvelle édition a pu bénéficier de toute la littérature parue depuis 1949. Au cours de la deuxième guerre mondiale, un nombre immense de nouveaux gisements ont été découverts, d'autres déjà connus ont été mis en exploitation et ont fourni de nouvelles données, la plupart des travaux en Union soviétique ont été publiés en détail. C'est pourquoi l'ouvrage a dû être entièrement remanié.

Les tableaux sont ceux que l'on trouve généralement en annexe aux cours de minéralogie et de pétrographie, ils ont été multipliés, spécialement parce que cet ouvrage fait partie des bagages de nombreux géologues de mines et prospecteurs étrangers. C'est pour ce motif que de courts chapitres ont été ajoutés sur les gisements de sel terrestres et marins, charbon et pétrole. Enfin, la statistique de la production a tenu compte des résultats récents.

Aperçu des matières :

Introduction : définitions, vues d'ensemble et bibliographie des connaissances générales nécessaires pour l'examen des gisements.

Première partie : Les gisements d'origine magmatique. Magmatiques liquides, pneumatolitiques-pegmatitiques, hydrothermaux et intermédiaires; exhalations terrestres et marines.

Deuxième partie : Les gisements d'origine sédimentaire. Zones d'oxydation et de cimentation des roches et terrains anciens, sédiments clastiques et résidus des actions météorologiques. Eluvions. Alluvions. Gisements de sel marins. Combustibles minéraux. Minéralisation descendante.

Troisième partie : Les gisements d'origine métamorphique. Ceux qui proviennent de métamorphisme de contact. Gisements en zones cristallines de plissements, fractures ou métamorphose régionale. Gisements polymétamorphiques complexes.

Cet ouvrage de géographie minière intéresse les minéralogistes, les géologues, les spécialistes des mines, de la métallurgie et de l'économie minière, les chimistes, les géographes et les étudiants de ces spécialités.

PETROGRAPHIE.

Publication 173 des « Sammlung Göschen », par feu le Dr. W. BRUHNS, Professeur à la Bergakademie Clausthal, revu par le Dr. P. RAMDOHR, Professeur à l'Université de Heidelberg.

(*Petrographie - Gesteinskunde*), 104 pp., 10 fig., format 10,5 × 15. Editeur : Walter De Gruyter et C°. Quatrième édition, revue et corrigée.

Les « Sammlung Göschen » ont pris la pétrographie comme sujet de leur 173^{me} publication d'après-guerre.

Comme il est de tradition dans les « Sammlung Göschen », les auteurs donnent, en une centaine de pages destinées principalement aux élèves des écoles supérieures, un résumé de nos connaissances actuelles sur la pétrographie.

Après un chapitre de généralités qui décrit les méthodes de recherches en pétrographie et les problèmes généraux de la constitution des roches, un second chapitre est consacré à l'étude particulière des roches magmatiques, à la description des principales roches éruptives et sédimentaires et de leurs constituants.

On regrettera cependant l'absence de renseignements sur la pétrographie de la houille.

Dans un avant-propos, l'éditeur rappelle que les « Sammlung Göschen », dont le premier volume date de 1889, ont publié à ce jour plus de 1.100 volumes, en plusieurs millions d'exemplaires.

Fidèles au principe de donner à leurs lecteurs, pour un minimum de prix et de volume, un maximum de connaissances, les « Sammlung Göschen » ont reconquis rapidement la faveur des étudiants et de tous ceux qui désirent se tenir facilement au courant des progrès des connaissances humaines.

Communiqués

TOURISME INDUSTRIEL EN ITALIE.

Très souvent, l'homme moyen considère l'Italie comme une sorte de jardin plein de fascinantes ruines couvertes de lierre où les gens mènent encore une vie arcadique et où l'industrie est pratiquement inconnue.

Naturellement, les spécialistes sont mieux informés puisqu'ils ont à leur disposition les statistiques concernant la production, l'exportation et l'importation.

Malgré cela, l'homme d'affaires en visite en Italie avec sa famille suit ordinairement des itinéraires qui lui font connaître les édifices et les œuvres d'art les plus remarquables, mais qui ne comportent pas la visite d'installations industrielles. Cela est dû uniquement à la tradition. Chaque fois que nous avons demandé à des techniciens s'ils voulaient visiter les fabriques italiennes de leur secteur, ils ont accepté d'emblée.

Quelques touristes cherchent évidemment à visiter des établissements industriels, mais cela n'est pas très facile. Les agences de voyage n'ont normalement aucune connaissance à ce sujet et ne peuvent qu'indiquer des noms de sociétés au hasard; ce ne sera guère utile parce qu'elles suggèrent probablement des fabriques d'intérêt limité où les touristes ne pourront pas franchir la porte de l'établissement d'où « le directeur vient de sortir », où le garde ne comprend pas ce que le visiteur désire.

Ces visites devraient être organisées d'avance et l'on devrait établir une liste d'usines à visiter en Italie. En d'autres mots, quelques tours organisés en Italie devraient non seulement inclure les traditionnelles visites aux musées et aux monuments, mais permettre aussi aux touristes de connaître les installations industrielles les plus importantes.

L'idée de ce tourisme industriel est accueillie avec bienveillance en Italie où des associations et des sociétés industrielles ont déjà exprimé l'intention de coopérer.

Les lecteurs que cette initiative intéresse sont invités à écrire au Dr. Ing. G. Coppa-Zuccari, Via Cola di Rienzo, 163, Rome, et à lui communiquer la date approximative de leur arrivée en Italie et le secteur industriel de leur choix.

Aucune promesse précise ne peut être formulée, mais les visiteurs pourront en tout cas profiter de la longue expérience du susdit ingénieur et de sa parfaite connaissance de l'industrie italienne.

INSTITUT BELGE DE NORMALISATION

Matériel de lutte contre le feu.

L'Institut Belge de Normalisation soumet à l'enquête publique jusqu'au 15 décembre 1955 le projet de norme belge suivant :

NBN 401 — Matériel de lutte contre le feu — Col de cygne pour hydrant souterrain de 80 (NBN 309) (Format A 4 - 1 p., 4 fig.).

Le col de cygne, qui fait l'objet du projet de norme est destiné à être raccordé à un hydrant souterrain de 80 faisant l'objet de la norme belge NBN 309.

Le projet NBN 401 (qui est bilingue) peut être obtenu au prix de 8 F, franco de port, contre paiement préalable au compte postal n° 633.10 de l'Institut Belge de Normalisation.

Le montant de la commande devra comprendre la taxe de transmission si celle-ci est due. Sur demande, les membres adhérents de l'IBN reçoivent le projet gratuitement.

Les observations et suggestions seront reçues avec intérêt jusqu'à la date de clôture de l'enquête fixée au 15 décembre 1955. On est prié de les adresser en double exemplaire, si possible, à l'Institut Belge de Normalisation, Service des Enquêtes, avenue de la Brabançonne, 29, Bruxelles 4.

BELGISCH INSTITUUT VOOR NORMALISATIE

Brandweermaterieel.

Het Belgisch Instituut voor Normalisatie publiceert ter critiek tot 15 December 1955, het volgend ontwerp van Belgische norm :

NBN 401 — Brandweermaterieel — Zwaannek voor ondergronds hydrant van 80 (NBN 309) (Formaat A 4 - 1 blz., 4 fig.).

De zwaannek welke in dit normontwerp wordt behandeld, is bestemd om te worden gekoppeld aan een ondergronds hydrant van 80 welke het ontwerp uitmaakt van de Belgische norm NBN 309.

Het ontwerp NBN 401 (dat tweetalig is), is verkrijgbaar tegen de prijs van 8 F, portvrij, tegen voorafgaande betaling op postrekening n° 633.10 van het Belgisch Instituut voor Normalisatie.

Het bedrag van de bestelling moet de overdracht-taks bevatten indien deze verschuldigd is. Op verzoek ontvangen de buitengewone leden van het BIN het ontwerp kosteloos.

Opmerkingen en suggesties worden ingewacht tot de sluitingsdatum van de enquête, vastgesteld op 15 December 1955. Men wordt verzocht ze, zo mogelijk in tweevoud, te adresseren aan het BIN, Dienst der Onderzoeken, Brabançonnellaan, 29, Brussel 4.