ADMINISTRATION DES MINES - BESTUUR VAN HET MIJNWEZEN

MARS 1954 Bimestriel — Tweemaandelijks **MAART 1954**

Annales des Mines

DE BELGIQUE

Annalen der Mijnen

VAN BELGIE

P 1273

REDACTION :

INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIÈRE

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. 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. DENOEL, 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.
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. TONGLET, Président de l'Union des Producteurs Belges de Chaux, Calcaires, Dolomies et Produits Connexes (U.C.C.D.), Soc. Coop., à Sclayn.
R. TOUBEAU, Professeur d'Exploitation des Mines à la Faculté Polytechnique de Mons, à Mons.
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. 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. DENOEL, 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.
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-Gerant 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. TONGLET, Voorzitter der Vereniging der Belgische Voortbrengers van Kalk, Kalksteen, Dolomiet en Aanverwante Producten (U.C.C.D.), S. V., te Sclayn.
R. TOUBEAU, Hoogleraar in de Mijnbouwkunde aan de Polytechnische Faculteit van Bergen, te Bergen.
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.
H. ANCIAUX, Inspecteur Général des Mines, à Wemmel.
P. DELVILLE, Directeur Général à 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.
P. GERARD, Directeur divisionnaire des Mines, à Hasselt.
M. GUERIN, Inspecteur Général des Mines, à Liège.
H. LABASSE, Professeur d'Exploitation des Mines à l'Université de Liège, à Embourg.
R. LEFEVRE, Directeur divisionnaire des Mines, à Jumet.
M. NOKIN, Directeur à la Société Générale de Belgique, à Bruxelles.

BESTUURSCOMITE

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

Ministère des Affaires économiques
et des Classes moyennes

ANNALES DES MINES DE BELGIQUE

ANNEE 1954.
Tome LIII. — 2e livraison.

Ministerie van Economische Zaken
en Middenstand

ANNALEN DER MIJNEN VAN BELGIE

JAAR 1954.
Boekdeel LIII. — 2e aflevering.

INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

NATIONAAL INSTITUUT VOOR DE STEENKOLENNIJVERHEID

Sommaire — Inhoud

Renseignements statistiques belges et des pays limitrophes 156

MEMOIRES

L. J. PAUWEN. — Le canal Meuse - Bassin de Briey 161
P. HANSROUL. — Havage, minage au Cardox, transport par bande à brin inférieur porteur ripée dans une taille aux Charbonnages de Beeringen 177

INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

Journée du soutènement dans une voie de chantier en plateure

J. VENTER. — Allocution d'ouverture 187
P. STASSEN. — Principes généraux et résultats qualitatifs de l'étude 188
A. HAUSMAN. — Résultats des mesures et calculs de prix de revient 202
Discussion 213
J. VENTER. — Conclusions 219

NOTES DIVERSES

W. HOEVELS et H. ROLSHOVEN. — Essais de boulonnage en galerie. — Traduction par INICHAR 223
A. WEHNER. — A propos de la sécurité des compresseurs du fond. — Traduction par J. FRIPIAT 226
MATERIEL MINIER. (Notes rassemblées par INICHAR) : Trépan Anderson Boyes. — Le rabot activé Huwood. — La nomographie appliquée à l'abatage par rabots rapides (Keck). — Le montage d'une installation de convoyeur blindé ou de rabot rapide en taille. — Pousseurs Glückauf. — Le soutènement par bêles glissantes. — L'étançon à coin jumelé et l'étançon Dowty à tête spéciale. — Boulons récupérables pour le roof-bolting. — Boulon Victor. — Le super-marteau Ingersoll Rand. — Nouvelles attaches pour câbles d'acier. — Accouplements automatiques de berlines. — Le Montavox. — Un grisoumètre acoustique automatique. — Charnières Flexco 229

STATISTIQUES

A. VAES — L'industrie minière du Congo belge et du Ruanda-Urundi en 1952 248

INICHAR. — Revue de la littérature technique 270

BIBLIOGRAPHIE

COMMUNIQUES 286

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

EDITION - ABONNEMENTS - PUBLICITE - UITGEVERIJ - ABONNEMENTEN - ADVERTENTIEN

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

BELGIQUE — **MINES DE HOUILLE** — DECEMBRE 1953

BASSINS MINIERS — Périodes	Production nette (Tonnes)	Consommation propre et distribution de charbon gratuit au personnel (tonnes)	Stock (tonnes)	Journées d'extraction	PERSONNEL — Nombre moyen d'ouvriers — à veine	Taille	Fond	Fond et surface	Indices (1) — Veine	Taille	Fond	Fond et surface	Rendement Kg — Fond	Fond et surface	Présences % — Fond	Fond et surface	Mouvement de la main-d'œuvre (2) — Belge	Etrangère	Totale	Grisou capté et valorisé (3)
Borinage	349.920	32.101	667.017	21,8	3.131	7.127	17.097	23.190	0,20	0,44	1,1	1,52	991	660	72,9	75,5	— 49	146	— 195	696.639
Centre	310.824	33.150	421.663	23,9	2.003	5.287	12.431	17.292	0,15	0,41	0,97	1,36	1.034	733	80,5	82,3	+ 85	— 262	— 177	1.602.039
Charleroi	619.420	46.008	724.173	23,9	4.969	10.209	23.699	33.484	0,19	0,39	0,93	1,34	1.070	746	81,3	83,8	+148	— 535	— 387	1.988.976
Liège	426.885	29.181	90.421	24,7	3.255	8.650	19.129	25.884	0,19	0,50	1,13	1,55	882	644	82,0	84,4	— 34	— 286	— 320	—
Campine	832.781	69 436	1.170.301	24,9	5.045	10.518	24.710	33.838	0,15	0,32	0,75	1,03	1.338	969	82,1	84,7	+ 94	— 174	— 80	—
Le Royaume	2.539.830	209.876	3.073.575	24,0	18.346	41 667	96.709	133 203	0,17	0,39	0,93	1,30	1.072	768	80,1	82,6	+ 244	—1403	—1159	4.287.654
1953 Novembre	2.518 144	212.307	3.116.630	24,0	18.276	41.558	96.791	133 407	0,17	0,40	0,94	1,31	1.062	761	80,2	82,6	+575	+ 209	+ 784	3.988.124
Octobre	2.637.271	209.819	3.112.308	25,9	17.788	40.430	93.928	130.439	0,17	0,40	0,94	1,32	1.062	757	78,6	81,4	+116	+ 758	+ 874	4 030.316
Septembre	2.500.383	194.479	2.974.541	25,0	17.284	39 324	91.518	127.665	0,17	0,39	0,93	1,31	1.074	762	77,2	80,2	+512	+ 515	+1027	4.401.583
Moy. mens. (4)	2.505.024	206.148	3.073.575(5)	24,6	18.058	41.031	95 293	131.977	0,18	0,40	0,95	1,32	1.059	755	78,2	81	+ 11	— 450	— 439	4.484.181
1952 Décembre	2.642.357	239.947	1 673.237	24,4	19.206	42.475	100.066	137.490	0,18	0,39	0,94	1,31	1.062	734	80,9	83,3	+244	— 969	—725	4.375 553
Moy. mens. (6)	2.532.034	199.149	1,678.220(5)	24,26	18.796	41.545	98.254	135.596	0,18	0,40	0,96	1,34	1.042	745	78,7	81,3	— 97	— 7	—104	5.126 659
1951 Moy. mens.	2.470.933	216.116	214.280(5)	24,2	18.272	39.920	94.926	133.893	0,18	0,39	0,95	1,36	1.052	738	79,6	82,3	—503	+1235	+732	2.334.178
1950 Moy. mens.	2.276.735	220.630	1.041.520(5)	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(5)	23,82	19.890	—	103.290	146.622	0,20	—	1,08	1,55	926	645	80	81,6	—	—	—	—
1948 » »	2.224.261	229.373	840.340 5)	24,42	19.519	—	102.081	145 366	0,21	—	1,14	1,64	878	610	—	85,88	—	—	—	—
1938 » »	2.455.404	205.234	2.227.260(5)	24,2	18.739	—	91.945	131.241	0,18	—	0,92	1,33	1.085	753	—	—	—	—	—	—
1913 » »	1.903.466	187.143	955.890(5)	24,1	24.844	—	105.921	146.084	0,32	—	1,37	1,89	731	528	—	—	—	—	—	—
Sem. du 8 au 14-3-54	622.070	—	3.209.558	6	19.371	—	93.363	128.841	0,19	—	0,91	1,26	1.099	791	81	83,55	—	—	—	—

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

BELGIQUE — **FOURNITURE DE CHARBON BELGE AUX DIFFERENTS SECTEURS ECONOMIQUES** (en tonnes) — DECEMBRE 1953

BASSINS MINIERS — Périodes	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
Borinage	59.510	750	74.949	1.664	7.221	59.815	1.938	511	—	11.260	30.481	6.273	2.148	6.680	45.030	50	15.272	50 102	373.654
Centre	47.020	1.751	50.877	—	15.400	36.096	6 430	3.060	—	15.964	14.842	5.370	3.680	4.596	23.927	2.435	8.635	51.731	291.814
Charleroi	148.838	9.479	38.211	—	65.243	114.712	3.751	2 637	3.106	16.853	12.822	3.492	5 759	17.234	9.748	15.862	16.799	111 353	595.899
Liège	127.917	4.461	17.883	—	39.144	100.831	4.849	1.000	17.855	1.039	3.460	3.538	4.290	8.716	2 375	1.074	17.885	60.649	416.966
Campine	83.668	275	316.876	1.184	—	23.820	6.587	4.375	15.103	2 475	64.288	586	2.764	19.119	10.188	223	7.274	148.073	706.878
Le Royaume	466.953	16.716	498.796	2.848	127.008	335.274	23.555	11.583	36.064	47.591	125.893	19.259	18.141	56.345	91.268	19 644	65.865	421.908	2.385 211
1953 Novembre	507.029	12.799	468.007	3.261	126.191	304.605	22.145	11.696	32.201	35.882	112.128	17.125	35.183	62.585	89.147	17.940	61.396	393.888	2.313.208
Octobre	548.103	11 542	435.191	2.226	135.424	292.100	33.976	12.729	35.003	34.800	118.373	18.603	32.048	64 798	90.729	21.132	56.710	352.658	2.296.145
Septembre	496.230	11.416	413.579	2.380	123.547	257.846	22.796	12.552	29.534	36.984	136.061	18.254	40.696	61 521	90,335	15.646	54.271	468.562	2.292.210
Moy. mens.	466.636	14.273	634.847			249.833	26.544	12.161	33 516	36.269	117.197	16.931	25.722	56.704	80.820	17.119	55.894	345.027	2.189.493
1952 Décembre	574.047	16 939	797.384			298.621	33.368	19 713	30 185	36.937	135.603	22.835	15.940	58.877	63.237	21.529	69.913	236.585	2.431.713
Moy. mens.	480.637	14 102	708.921			275.218	34.685	16.683	30.235	37.364	123 398	17.838	26 645	81.997	63.591	15.475	60.800	209.060	2.196.669
1951 Moy. mens.	573.174	12.603	665.427			322.894	42.288	19.392	36.949	49.365	125 216	28.251	33.064	76.840	87.054	21.389	82.814	143.093	2.319.813

BELGIQUE — **COKERIES** — DECEMBRE 1953

GENRE / PERIODE	Fours en activité: Batteries	Fours en activité: Fours	Charbon d'enfournement (t): Belge	Charbon d'enfournement (t): Etranger	Charbon d'enfournement (t): Total	Huiles combustibles	COKE (t) Production: Gros coke plus de 80 mm	Production: Autres	Production: Total	Consommation propre	Distribution gratuite au personnel	Débit: Secteur domestique	Débit: Administrations publiques	Débit: Sidérurgie	Débit: Centrales électriques	Débit: Usines à gaz	Débit: Chemins de fer	Débit: Autres secteurs	Débit: Exportations	Débit: Total	Stock en fin de mois	Ouvriers occupés
Métallurgiques .	24	904	329.412	93 690	423 102	26	248.126	74.583	322.709	2.067	2.594	5.821	943	285.708	2.163	49	666	20.848	3.240	322.032	58 846	2 331
Autres	16	501	139.480	73 768	213.248	352	95.768	67.456	163 224	16.299	805	8.530	1 605	45.017	2.006	101	893	33.884	60.607	153 448	142.167	2.305
Le Royaume . .	40	1.405	468.892	167.458	636.350	378	343.894	142.039	485 933	18.366	3.399	14.351	2.548	330.725	4.169	150	1.559	54.732	63 847	475.480	201.013	4.636
1953 Novembre .	40	1.374	455.127	156.686	611.813	443	329.110	137.107	466 217	16.877	3.598	13.585	3.510	310.474	2.655	54	1 796	50.860	53.635	440.167	208.926	4.678
Octobre . .	40	1.368	446.242	177.470	623.712	148	342.869	136.183	479.052	37.861	3.596	12.716	2.322	301.539	2.280	202	4.253	48.167	74.746	449 821	199.753	4.704
Septembre .	40	1.406	429.705	164.421	594.126	89	325.603	131.724	457.327	30 223	3 376	12.004	2.878	289.660	1.132	258	2.520	47.089	78.118	437.035	208.383	4.678
Moy. mens.(1)	41	1 432	544.559	101.555	646.114	353	372.813	123 243	496.656	18 521	2.984	11.196	3.081	334.421	1.827	251	1.613	45.402	68.371	469.186	201 013 (2	4 736
1952 Décembre .	42	1 483	680.349	59.544	739.893	46	442.655	128.200	570.855	14.512	4.707	18.263	3.354	399.161	2.265	81	1.522	55.402	82.455	567.210	100.825	4.894
Moy. mens.(3)	42(4)	1.471(4	596 891	98.474	695.365	7.624(5)	421.329	112.605	533.934	12.943	3.215	12.260	4.127	368.336	1.039	279	1.358	48.331	80.250	519.195	100.825 (2	4.284
1951 » »	40(4)	1 442(4	459.724	201.122	660.846	14.297(5)	398.624	109.409	508.033	18.998	3.498	16.295	2.968	364 863	1.299	301	1.904	55 968	40.684	487.752	67 270 (2	4.147
1950 » »	42(4)	1.497(4	481.685	26.861	508.546	14.879(5)	297.005	86.167	383.172	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.169
1949 » »	44(4)	1.532(4	487.757	66.436	554.193	11.904(5)	315 740	103 825	419.565	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.635
1948 » »	47(4)	1.510(4	454.585	157.180	611.765	—	373.488	95.619	469.107	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.463
1938 » »	56(4)	1 669(4	399.063	158.763	557.826	—	—	—	366.543	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.120
1913 » »	—	2.898	233 858	149.621	383.479	—	—	—	293.583	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.229

(1) Chiffres provisoires. (2) Stock fin décembre. (3) Chiffres rectifiés. (4) Pendant tout ou partie de l'année. (5) Hl.

BELGIQUE — **COKERIES** — DECEMBRE 1953

GENRE / PERIODE	GAZ (en 1.000 m3) (1): Production	Consommation propre	Débit: Synthèse	Débit: Sidérurgie	Débit: Autres industries	Débit: Distributions publiques	SOUS-PRODUITS (t): Brai	Goudron brut	Ammoniaque (en sulfate)	Benzol	Huiles légères
Métallurgiques .	142.763	88.947	35 508	42.927	3.119	35.599	1.844	10.916	4.252	—	—
Autres . . .	87.909	38.675	34.168	—	2 724	31.631	1 184	5.808	1.998	—	—
Le Royaume .	230.672	127.622	69.676	42.967	5.843	67.230	3.028	16 724	6 250		—
1953 Novembre .	222.249	124 646	66.416	39.964	5.277	65.066	2.133	15.855	5.727	—	—
Octobre .	224.351	129.890	64.402	43.149	5.396	65.751	1.897	16.577	5.928	—	—
Septembre	211.514	121 041	58.316	41.002	4.669	62.106	930	15.604	5.611	—	—
Moy. mens.(2)	226.651	128.141	63.220	43.659	5.311	62.585	2.407	16 703	5.959	—	—
1952 Décembre .	248.846	146 865	58.405	50.969	3.157	67.705	2.645	18.144	6.498	—	—
Moy. mens.(3)	229.348	134.182	67.640	46.434	3.496	62.714	2.320	17.835	6.309	4.618	746
1951 Moy. mens.	232.666	129.281	68 912	42.906	4.975	63.219	2.137	17.032	6.014	4.156	605
1950 Moy. mens.	193.619	126 601	(4)	(4)	(4)	(4)	1.844	13.909	4 764	3.066	632
1949 Moy. mens.	185.659	140 644	(4)	(4)	(4)	(4)	1.614	15 129	5.208	3 225	1.322
1948 Moy. mens.	105.334(5)	(4)	(4)	(4)	(4)	(4)	—	16.053	5.624	4 978	—
1938 Moy. mens.	75.334(5)	(4)	(4)	(4)	(4)	(4)	—	14.172	5.186	4.636	—

(1) à 4.250 cal., O°C. et 760 mm de Hg. (2) Chiffres provisoires. (3) Chiffres rectifiés. (4) Non recensés. (5) Non utilisé à la fabrication.

BELGIQUE — **FABRIQUES D'AGGLOMERES** — DECEMBRE 1953

PERIODE	Production (t): Boulets	Briquettes	Totale	Consommation propre t	Distribution gratuite au personnel t	Matières premières (t): Charbon	Brai	Rapport Brai Production en %	Ventes et cessions t	Stock (fin du mois) t	Ouvriers occupés
1953 Décembre	92.161	38 633	130.794	1 864	596	123.437	10.576	8,09	130.512	12.243	606
Novembre	94.418	38.870	133.288	2.473	117	122 722	10.847	8,14	134.819	14.421	598
Octobre	96.818	44.574	141 392	1.667	634	132.399	11.573	8,19	147.546	18.542	613
Septembre	83.477	46 110	129.587	1.447	558	120.352	10.222	7,89	135 681	26.997	584
Moy. mens.(2)	70.113	40.167	110.280	1.714	259	103.195	9.003	8,16	110.335	12.243 (1	585
1952 Décembre	82.328	45.023	127.351	1 975	116	119.754	10.474	8,22	126.263	36.580	633
Moy. mens.(3)	71.262	52.309	123.571	1.732	103	115.322	10.094	8,17	119.941	36 580 (1	658
1951 Moy.mens.	86.369	64.475	150 844	1.608	95	138.946	12.915	8,56	150.535	4.900(1	722
1950 Moy.mens.	38.898	46.079	84.977	2.488	377	78.180	7 322	8,62	85.999	—	552
1949 » »	20.574	44.702	65.276	—	—	60.240	5 558	8,52	63 697	—	462
1948 » »	27.014	53 834	80.848	—	—	74.702	6 625	8,19	—	—	563
1938 » »	39.742	102.948	142.690	—	—	129.797	12.918	9,05	—	—	873
1913 » »	—	—	217.387	—	—	197.274	—	—	—	—	1911

(1) Stock fin décembre. (2) Chiffres provisoires. (3) Chiffres rectifiés.

BELGIQUE **BOIS DE MINES** DECEMBRE 1953

PERIODE	Quantités reçues m³			Consommat. totale (m³) y compris les exportations	Stock (m³) à la fin du mois
	Origine indigène	Importation	Total		
1953 Décembre .	60.865	812	61 677	91.102	669.587
Novembre .	71 568	1.217	72.782	87.394	692.317
Octobre . .	75.304	1.747	77.051	92.120	701 575
Septembre .	84.054	1 830	85.884	87.171	710.444
Moy. mens. .	63.896	1.493	65.389	88.062	669.587(1
1952 Décembre .	56.454	22.146	78.600	104.728	880.695
Moy. mens. .	75.511	30.608	104.119	91.418	880.695(1
1951 » »	64.936	30.131	95.067	93.312	643.662(1
1950 » »	62.036	12.868	74.904	90.209	570.013(1
1949 » »	75.955	25.189	101 144	104.962	727.491(1

(1) Stock fin décembre.

BELGIQUE **BRAI** DECEMBRE 1953

PERIODE	Quantités reçues t			Consommation totale t	Stock à la fin du mois t	Exportations t
	Origine indigène	Importation	Total			
1953 Décembre .	6.927	8.300	15.227	10.495	28.077	3.387
Novembre .	4.530	2.998	7.528	10.517	23.345	3.089
Octobre . .	6.624	1.568	8.192	11.227	26.334	2.149
Septembre .	7.501	2.249	9.750	10.187	29.369	32
Moy. mens. .	4.068	3.927	7 995	8.769	28.077(1)	3.602
1952 Décembre .	6.738	1.823	8.561	10.366	37.357	2 317
Moy. mens. .	4.624	6.784	11.408	9.971	37.357(1)	2.014
1951 » »	6 394	5 394	11.788	12.722	20.114(1)	208
1950 » »	5.052	1.577	6 629	7.274	31.325(1)	1 794
1949 » »	2.962	853	3.815	5.156	39.060(1)	453

(1) Stock fin décembre.

BELGIQUE **METAUX NON FERREUX ET ALLIAGES** NOVEMBRE 1953

PERIODE	Produits bruts (1re et 2e fusions)								Demi-produits		Ouvriers occupés
	Cuivre t	Zinc t	Plomb t	Etain t	Aluminium t	Antimoine, Cadmium, Cobalt, Nickel, etc. t	Total t	Argent, or, platine, etc. kg	A l'exception des métaux précieux t	Argent, or, platine, etc. kg	
1953 Novembre (1)	12.309	15.544	5.641	876	151	579	35.100	24.909	14.717	1.703	15.163
Octobre (2)	12 320	15.045	5.866	940	112	482	34.765	26.860	16.253	1 905	14.987
Septembre .	12.174	14.740	5.828	810	84	357	33.993	26.808	15.717	1 598	14.497
Août . . .	12.946	14.638	5 592	783	83	251	34.293	27.514	12 847	1.633	14.255
1952 Novembre .	12.405	15.258	6.279	724	124	526	35.316	22.248	11.570	1.587	15.802
Moy. mens. .	12.227	15.566	6.285	849	117	377	35 421	23.605	13.008	1.751	16.227
1951 moy. mens. .	11.846	16.741	5.887	835	117	407	35.833	23.065	16.470	1.875	16.647
1950 » »	11.437	14.777	5.175	864	141	391	32.785	19 512	13.060	1.788	15.053

N.-B. — Pour les produits bruts : moyennes trimestrielles mobiles. Pour les demi-produits : valeurs absolues.
(1) Chiffres provisoires. (2) Chiffres rectifiés.

BELGIQUE **SIDER**

PRODUC

PERIODE	Hauts fourneaux en activité	Produits bruts			Produits demi-finis (1)		Produits			
		Fonte	Acier Total	Fer de masse	Pour relamineurs belges	Autres	Aciers marchands	Profilés et zorès (I et U de plus de 80 mm)	Rails et accessoires	Fil machine
1953 Décembre (2) .	42	349.633	380.271(4	4.731	42.000	21.660	99.870	15 564	8.422	38.177
Novembre (3) .	41	333.106	358 779(4	4.433	37.859	23.051	88.079	18.032	6.554	33.953
Octobre . . .	41	338.496	373.966(4	4.741	31.058	20.123	115 521	15.155	6.317	35.455
Septembre . .	41	309.138	346 198(4	4.490	21.999	10.880	107 354	17.236	6.192	35.151
Moy. mens. (2)	45	353.091	374.705(4	4.104	33.887	15.187	107.598	16.681	7.433	28.135
1952 Décembre . .	50	419 387	450.327(4	4.723	42.431	27.260	128.769	21.110	7.469	31.563
Moyenne mens. .	50(5)	399.133	422 281(6		97.171		116 535	19.939	7.311	37.030
			Acier	Fers finis Moy. Mens. 2.772			Aciers marchands (7)	Profilés (80 mm et plus, zorès)	Rails, accessoires, traverses	
1951 Moy. mens. .	49(5)	405.676	421 134(6	4.092	99 682		111.691	19.483	9.857	40.494
1950 » »	48.5	307.898	311.034	3 584	70 503		91.952	14.410	10.668	36 008
1949 » »	48(5	312.441	315.203	2.965	58.052		91.460	17.286	10.370	29.277
							Aciers marchands et rods (7	Profilés spéciaux et poutrelles		Verges
1948 » »	51(8)	327 416	321.059	2.573	61.951		55.788	39.383	9.853	28.979
1938 » »	50(8)	202.177	184.369	3.524	37.839		43.200	26.010	9.337	10.603
							Aciers marchands			Verges et aciers serpentés
1913 »	54	207. 058	200.398	25.363	127.083		51.177	30.219	28. 489	11.852

1(1) Qui ne seront pas traités ultérieurement dans l'usine qui les a produits. (2) Chiffres provisoires. (3) Chiffres rectifiés. (4) Dont acier moulé **avant ébarbage** : 6.548 t en décembre 1953 ; 6.770 t en novembre 1953 ; 8.087 t en octobr 1953 ; 7.545 t en septembre 1953 ; 7.333 t moyenne des 9 derniers mois 1953 ; 5.555 t en décembre 1952. (5) Pendant tout ou partie de l'année. (6) Dont acier moulé : 5.575 t moyenne mensuelle 1952 et 5.339 t moyenne mensuelle 1951. (7) Non compris l'acier moulé. (8) Hauts fourneaux en ordre de marche ; le nombre fictif de hauts fourneaux qui, travaillant sans interruption, auraient donné la production de l'année est : pour 1948 : 42,93 ; pour 1938 : 35,31.

IMPORTATIONS

Pays d'origine Période Répartition	Charbons t	Cokes t	Lignites t	Agglomérés t
Afrique du Nord Franç.	1.870	—	—	—
Allemagne Occid.	91.923	871	7.410	960
Etats-Unis	63.396	—	—	—
France	20.840	—	—	37
Pays-Bas	25.294	2.578	585	800
Royaume-Uni	56.020	2.670(1)	—	300
U.R.S.S.	11.617	—	—	—
Total Décembre 1953.	270.960	6.119	7.995	2 097
1953 Novembre	279.446	6.542	5.941	2.005
Octobre	290.549	5.628	7.115	2.389
Septembre	260.268	1.472	7.143	1.902
Août	233.124	1.149	5.026	1.252
Moyenne mens.	181.601	2.430	6.571	906
1952 Décembre	82.512	168	6.480	60
Moy. mens.	134.581	35	5.190	28
Répartition :				
1) Secteur domestique	77.907	990	7.325	2.097
2) Secteur industriel	184.114	4 635(2)	670	—
Réexportations	2.108	512(1)	—	—
Mouvement des stocks	+6.831	—18	—	—

EXPORTATIONS

Destination	Charbons t	Cokes t	Agglomérés t
Allemagne Occident.	2.512	—	—
Autriche	—	1.100	—
Congo Belge	2.006	55	250
Danemark	2.473	20.982	—
Espagne	4 534	—	—
Finlande	—	3.150	—
France	146.464	20.960	37.270
Hongrie	—	434	—
Italie	82 924	—	340
Luxembourg	1.060	8.123	850
Norvège	3.448	778	—
Pays-Bas	154 497	890(3	1.265
Royaume-Uni	25.094	—	—
Suède	—	7.629	—
Suisse	545	160	360
Autres pays	—	99	25
Total Décembre 1953.	425.557	64 360(3	40.360
1953 Novembre	397.795	54.234	35 956
Octobre	353.344	75.098	43.987
Septembre	469.424	78.118	43.857
Août	537.168	72.023	25.369
Moyenne mens.	346 935	68.493	24.540
1952 Décembre	237.270	82.455	16.876
Moy. mens	211.434	79.821	25.167

(1) Il s'agit de coke de gaz.
(2) Dont 2.158 t. de coke de gaz.
(3) Dont 512 t de coke de gaz.

TION (T)

ifinis

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	Ouvriers occupés
44.813	8.377	2.249	29.327	17.783	23.233	2.158	289.973	3.500	45.545
40.335	9.132	1.952	27.964	15.309	19.611	1.716	262.637	4 298	45.578
45.504	8.577	2.163	27.287	11.976	23.813	2.586	294.354	5.045	45.863
47.088	5.156	2.011	20.615	14.750	21.156	2.525	279.234	4.355	46.076
43.334	7.069	3.515	27.764	13.438	21 845	3.048	279.860	3.838	46.979
45.078	8.085	3.645	32.108	14.313	25.894	5.277	323.311	4 063	49 668
39.357	7 071	3.337	37.482	11.943	26.652	5.771	315.388	2.959	43.263
			Tôles minces, tôles fines, tôles magnétiques						
36.489	5.890	2.628	42 520	15.343	32.476	6.336	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
30.715	5.831	3 184	23.449	9.154	23.097	3.526	247.349	—	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	18.781	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	Novembre 1953 (a)	Octobre 1953 (b)	Novembre 1952	Moyenne mensuelle 1952
PORPHYRE :					
Moëllons	t	2.131	3.101	315	653
Concassés	t	196.081	281.403	199.122	254.178
Pavés et mosaïques.	t	3.254	3.718	5.229	6.167
PETIT-GRANIT :					
Extrait	m^3	18.456	21.636	14.119	15.436
Scié	m^3	5.943	7.260	5.825	6.277
Façonné	m^3	1.329	1.498	1.431	1.499
Sous-produits	m^3	15.523	19.808	13.352	13.552
MARBRES :					
Blocs équarris	m^3	564	547	484	504
Tranches ramenées à 20 mm	m^2	38.942	45.919	34.923	40.544
Moellons et concassés	t	1.122	1.203	3.735	4.239
Bimbeloterie	Kg	33.644	34.937	47.978	39.255
GRES :					
Moellons bruts	t	8.759	11.150	16.318	18.167
Concassés	t	87.859	105.113	103 139	105 948
Pavés et mosaïques.	t	1.037	1.240	2 244	2.362
Divers taillés	t	3.769	4.312	3.947	4.190
SABLE :					
pour métallurgie	t	53 314	58.694	50.281	48.716
pour verrerie	t	65.114	69.503	40 827	42.944
pour construction	t	103.086	132.181	84 237	105.449
Divers	t	41.879	54 018	15.074	26.996
ARDOISE :					
pour toitures	t	963	1.017	990	925
Schiste ardoisier	t	118	135	100	78
Coticule (pierres à aiguiser)	Kg	5.135	6.176	6.960	5.565

PRODUCTION	Unités	Novembre 1953 (a	Octobre 1953 (b)	Novembre 1952	Moyenne mensuelle 1952
PRODUITS DE DRAGAGE : Gravier	t	94.302	112.650	48.637	72.318
Sable	t	18.820	31.750	13.392	17.942
CALCAIRES :	t	191 480	202.816	90.948	145.227
CHAUX :	t	124.956	135.589	131.417	136.286
PHOSPHATES	t	4.419	4 044	4.672	4.915
CARBONATES NATUR. (Craie, marne, tuffeau)	t	19.396	24.344	15.082	19.534
CARBON. DE CHAUX PRECIPITES	t	9.217	9.250	12.010	4.627
CHAUX HYDRAULIQUE ARTIFICIELLE	t	1.012	1.647	935	1.075
DOLOMIE : Crue	t	15.458	17.288	7.363	14.869
Frittée	t	15.840	16.814	19.299	17.857
PLATRE :	t	2.755	2.845	1.960	2.245
AGGLOM. PLATRE	m^2	105.963	118.580	90 603	92.679
		3e trim. 1953	2e trim. 1953	3e trim. 1952	Moy mens. 1952
SILEX : Broyé	t	2.774	3.115	2.963	855
Pavés.	t	1.107	853	904	344
FELDSPATH & GALETS	t	111	218	534	191
QUARTZ et QUARTZITES	t	45.950	46.587	37.026	12 255
ARGILES :	t	104.580	109.917	97.544	29.630
		Nov. (a) 1953	Oct. (b) 1953	Nov. 1952	Moy mens. 1952
Ouvriers occupés		14.201	14.226	16 293	16.669

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

HOUILLE — PAYS ETRANGERS — DERIVES

PAYS	Production t		Nombre d'ouvriers inscrits		Rendement par journée d'ouvrier (kg)			Nombre de journées d'extraction	Absentéisme en %		COKES t	AGGLOMERES t
	Nette	Marchande	Fond	Fond et Surface	A front	Fond (2)	Fond et Surface		Fond	Surf.		
France (1)												
Nord-Pas de Calais	2.378.891	—	90.761	130.105	—	1.301	854	23 98	19,40	12,62	312.628	208.807
Lorraine	972.302	—	23.580	35.228	—	2.106	1.355	2 ,91	19,61	18,02	51.483	12.019
Blanzy	218.008	—	6.344	9.396	—	1.630	1.074	25,	17,56	15,91	—	14 031
Loire	290.016	—	10.341	15.138	—	1.403	915	22,90	22,02	16,75	19.880	13.075
Auvergne	98.160	—	3.792	5.288	—	1.334	914	23,23	23,10	17,45	—	10.858
Cévennes	239.359	—	10 302	15.260	—	1.257	813	22,30	26,93	21,41	—	98 551
Aquitaine	180.480	—	5.896	8.882	—	1.382	931	23	19,70	15,65	13 576	6.521
Dauphiné	46.349	—	1.756	2.675	—	1.263	814	24	16,85	13,35	—	5.616
Provence (L)	100.793	—	2.535	3 861	—	2.160	1.371	21	28,52	25,37	—	—
Hostens (L)	84.975	—	—	154	—	—	23 822	30	—	—	—	—
Autres mines (H et L)	53.867	—	2 054	2.867	—	—	—	—	—	—	—	1.965
Total France (H. et L.)	4.663.200	—	157.361	228.854	—	1.453	951	23,43	20,25	15,01	788.004(3)	522.252(3)
Sarre	1.276.025	—	37.794	57.952	—	1.706	1.084	21,95	19,35	14,94	294.305	—
Total France et Sarre (H. et L.)	5.939.225	—	195.155	286.806	—	1.501	977	23,14	—	—	1082 309(3	522.252(3)
France (4)												
Nord-Pas de Calais	613.112	—	90.266	129.348	—	1 352	896	6	16,25	—	—	—
Lorraine	250.680	—	23 726	35.358	—	2.169	1.379	6	18,81	—	—	—
Blanzy	52.690	—	6.293	9.286	—	1.659	1.074	5,98	15,89	—	—	—
Loire	64.692	—	10.243	14.977	—	1.380	882	5,22	23,71	—	—	—
Autres mines (Het L.)	165.687	—	26.158	38.585	—	—	—	—	—	—	—	—
Total France (Het L.)	1.146.861	—	156.686	227.554	—	1 490	985	5,78	19,33	—	—	—
Sarre	259.640	—	37.875	57.517	—	1.723	1.075	4,55	33,67	—	—	—
Total France et Sarre	1.406.501	—	194.561	285.071	—	1.528	1.001	5,51	22,15	—	—	—
Pays-Bas (5)	1.057.010	—	29.578	53.491	—	1.591	—	26	7,2(6	3,8(6	198.498	81.682
Grande-Bretagne												
Sem. du 21 au 27-2-54	—	4.674.600	—	709.400	3.294	—	1.258	—	12,68(7		—	—
Sem. du 28-2 au 6-3 54	—	4.574.600	—	709.600	3 260	—	1.244	—	13,36(7		—	—
Allemagne (8)												
Ruhr	2.413.124	—	—	—	—	—	—	—	—		—	—
Aix-la-Chapelle	137.648	—	—	—	—	—	—	—	—		—	—
Basse-Saxe.	47 144	—	—	—	—	—	—	—	—		—	—
TOTAUX	2.597.916	—	—	—	—	—	—	—	—		—	—

(1) Mois de décembre 1953 (houille et lignite). — (2) Mines à exploitation souterraine. — (3) Y compris la production des usines non annexes des mines (France : 390.437 t de cokes et 150.809 t d'agglomérés ; Sarre : 224.959 t de cokes). — (4) Semaine du 1er au 7 mars 1954. — (5) Mois de septembre 1953. — (6) Pour maladie. — (7) Sur l'ensemble des mineurs. — (8) Semaine du 22 au 28 février 1954.

Le Canal Meuse-Bassin de Briey

par L. J. PAUWEN

SAMENVATTING

Na te hebben aangetoond dat het bekken van Briey zich op geografisch en economisch oogpunt onderverdeelt in twee duidelijk gescheiden delen : het Oosten, gericht naar de Moezel, de Rijn en de Saar en het Noord-Westen, georienteerd naar de Maas, geeft de auteur een overzicht van het handelsverkeer tussen dit tweede deel van het bekken en het Noorden van Frankrijk, België, Nederland en de Ruhr.

De uitwisselingen geschieden volgens twee tegenovergestelde stromingen. De ene, Zuid-Noord, gevormd door de verzendingen van ijzererts van Briey naar de fabrieken van Noord-Frankrijk en België en de verzending van de afgewerkte producten der fabrieken van het bekken naar de zeehavens, de andere Noord-Zuid gericht, die deze laatste fabrieken voorziet van de nodige kolen en cokes, afkomstig van Noord-Frankrijk, België, Nederland en de Ruhr.

Deze uitwisselingen bedragen in iedere richting ongeveer 10 millioen ton per jaar. Zij zijn dus in evenwicht en doen zich voor in een gunstige vorm voor het vervoer per schip.

De auteur toont aan dat een kanaalverbinding tussen de Maas en het bekken van Briey noodzakelijk in de onmiddellijke omgeving van de metaalfabrieken moet doorgaan en het plateau van Briey moet bestijgen. Hij zet vier tracé's vooruit die een oplossing bieden voor dit probleem. Na vergelijking dezer vier oplossingen op gebied van aanlegkosten en ontginning, weerhoudt hij er één die merkelijk gunstiger is dan al de overige.

Dit tracé vertrekt van de Maas te Remilly, een weinig ten Zuiden van Sedan, volgt het dal van de Chiers tot de samenvloeïng met de Ton, volgt dit laatste dal en dit van de Vire om terug te keren naar de vallei van de Chiers, te Athus. Verder volgt het tracé de loop van de Chiers, die het verlaat om de vallei van de Alzette aan te snijden, na Bascharage te zijn gepasseerd. Tenslotte gaat het tracé langs Rumelange en Ottange om het bekken van Briey te bereiken. Het passeert nog langs Andun-le-Roman en Landres om in Piennes te eindigen. Het is ontworpen voor schepen van 1350 ton en bevat 16 sluizen.

De algemene kenmerken van het ontwerp worden uiteengezet, evenals de kwestie van de watervoorziening van het kanaal. Men kan het water van de bovenloop der Alzette en van de Chiers capteren en een captatiebekken van 470 km vormen. Dit water, opgevangen in kleine vergaarbekkens op het peil van 270 m wordt gepompt, hetzij naar het kanaal, hetzij naar een groot vergaarbekken van 60 millioen m^3, bestemd om de watervoorziening door de rivieren aan te vullen in geval van langdurige droogte.

Een grondige studie van het probleem der watervoorziening heeft de auteur in staat gesteld het vermogen der pompen te berekenen, hun gemiddeld verbruik aan electrische energie en de uitgave per vervoerde ton.

Door vergelijking met de studie van de kanalisatiewerken van de Moezel, raamt de auteur de kosten van de kanalisatie van de Maas, van Givet tot Sedan, met dubbele sluizen, een grote voor schepen van 1350 ton en een kleine, snelle sluis van 600 ton, op 4 milliard belgische frank.

Een rechtstreeks raming en een raming gesteund op de vergelijking met het Albert-kanaal, laat hem toe de aanlegkosten van het kanaal zelf op 8 milliard belgische frank te schatten.

De bijdrage sluit met een studie over de rentabiliteit van het kanaal. Hij neemt aan dat het vervoer van ijzererts, cokes, kolen en afgewerkte producten tussen het bekken van Briey en Noord-Frankrijk, België, Nederland en het Rijn-Westfaalse bekken langs dit kanaal zou geschieden. Door vergelijking van de prijzen van het vervoer per spoor en per schip van ijzererts, cokes, kolen en afgewerkte producten besluit hij dat de jaarlijkse bezuiniging 2,0 milliard belgische frank zou bedragen.

RESUME

Après avoir montré que le bassin de Briey peut, du point de vue géographique et économique, se subdiviser en deux parties bien distinctes, l'une, à l'est, nettement orientée vers la Moselle, le Rhin et la Sarre, l'autre au nord-ouest tournée vers la Meuse, l'auteur brosse le tableau des échanges qui se font entre cette seconde partie du bassin et le Nord français, la Belgique, la Hollande et la Ruhr.

Ces échanges se font suivant deux courants parallèles : l'un sud-nord, constitué par l'envoi de minerai de fer de Briey vers les usines belges et du Nord français et l'expédition des produits finis des usines du bassin de Briey en direction des ports maritimes; l'autre nord-sud, acheminant vers ces mêmes usines le charbon et le coke en provenance du Nord de la France, de la Belgique, de la Hollande ou de la Ruhr. Ces échanges, dans chaque sens, sont annuellement de l'ordre de 10 millions de tonnes; ils sont donc équilibrés et se présentent sous une forme tout à fait favorable pour le transport par bateaux.

L'auteur montre qu'une liaison par eau entre la Meuse et le bassin de Briey doit, de toute nécessité, passer dans le voisinage immédiat des usines métallurgiques et aussi escalader le plateau de Briey. Dans ce but, il imagine quatre tracés qui résolvent le problème. Après avoir comparé ces quatre tracés au point de vue du coût de l'installation et de la commodité d'exploitation, il en retient un qui se montre nettement supérieur aux autres.

Ce tracé part de la Meuse à Remilly, légèrement au sud de Sedan, suit la vallée de la Chiers jusqu'à son confluent avec le Ton, remonte la vallée du Ton puis de la Vire et rentre dans la vallée de la Chiers à Athus pour recouper la vallée de l'Alzette après être passé à Bascharage. Enfin, le canal passe par Rumelange et Ottange, et atteint le bassin de Briey. Après être passé à Audun-le-Roman et Landres, il se termine à Piennes.

Ce canal, conçu pour le passage de bateaux de 1350 tonnes, comporte 16 écluses.

Après avoir exposé les caractéristiques générales du projet, l'auteur aborde le problème de l'alimentation en eau du canal. Il montre que l'on peut capter les eaux des cours supérieurs de l'Alzette et de la Chiers et constituer un bassin hydrographique de 470 km². Ces eaux recueillies dans de petits réservoirs au niveau 270 sont pompées, soit vers le canal à l'altitude 310 et 320, soit dans un grand bassin de retenue capable d'emmagasiner 60 millions de m³ utiles — cette réserve étant destinée à suppléer les rivières en cas de sécheresse prolongée. Une étude fouillée du problème de l'alimentation en eau a permis à l'auteur de déterminer la puissance des pompes à installer, la quantité de courant électrique qu'elles consommeront en moyenne annuellement et l'incidence de cette dépense sur chaque tonne transportée.

Suit une estimation du coût des travaux. Par comparaison avec l'étude qui a été faite pour les travaux de canalisation de la Moselle, l'auteur montre que la canalisation de la Meuse de Givet à Sedan, avec écluses doubles, une grande, pour permettre le passage de bateaux de 1350 tonnes, une petite, de vitesse, pour bateaux de 600 tonnes, peut être estimée à 4 milliards de francs belges.

Une estimation directe et une estimation par comparaison avec le Canal Albert lui permettent de fixer le coût du canal en lui-même à 8 milliards de francs belges.

L'auteur termine en étudiant la rentabilité du canal; il admet que le trafic en minerai de fer, coke, charbon, et produits finis, qui existe actuellement entre le bassin de Briey et le Nord français, la Belgique, la Hollande et le bassin rhéno-westphalien, se fera par le canal projeté. Il étudie successivement les prix de transport par fer et par bateau du minerai de fer, du coke et du charbon et des produits finis. Il arrive à la conclusion que l'économie annuelle réalisée serait de 2,0 milliards de francs belges.

INTRODUCTION

La liaison par voie d'eau de la Meuse et du bassin de Briey a été envisagée à de nombreuses reprises et plusieurs solutions ont été proposées.

Certains tracés partant de la Meuse, supposée canalisée, suivent l'une ou l'autre vallée latérale et abordent le bassin de Briey par le sillon de l'Orne pour aboutir à la Moselle. D'autres, tel celui de P. Nothomb, contournent le bassin de Briey par le nord. Ce dernier tracé part de la Meuse à Sedan et empruntant la vallée de la Chiers, de la Vire, puis de la Chiers et de l'Alzette, aborde la Moselle à Apach.

Delmer présente une solution intermédiaire. Il propose de créer un canal reliant Sedan à Ecouviez, voire Longuyon, en suivant la vallée de la Chiers.

Notre projet part d'une idée assez différente. Il repose sur la constatation que le bassin de Briey peut être subdivisé, du point de vue économique, en deux parties bien distinctes : la partie Est, nettement orientée vers la Moselle et le Rhin; la partie ouest constituée par les usines de la Chiers et de l'Alzette et les mines qui alimentent en minerai de fer le Nord français et la Belgique, tournée vers la Meuse; elle demande une liaison directe par voie d'eau avec ce fleuve.

La solution que nous proposons assure cette liaison.

CHAPITRE I.

POSITION DU PROBLEME — CHOIX DU MEILLEUR TRACE

1. *Position du problème.*

L'ensemble constitué par le bassin de Briey et les usines métallurgiques qui l'entourent peut se subdiviser, du point de vue géographique et économique, en deux parties bien distinctes, l'une au sud-est, comportant le versant mosellan, l'autre au nord-ouest, formée par le versant mosan. La partie mosellane comporte les vallées de la Moselle et de la Fentsch, le cours inférieur de l'Orne et les usines métallurgiques qui s'y sont développées. Le versant

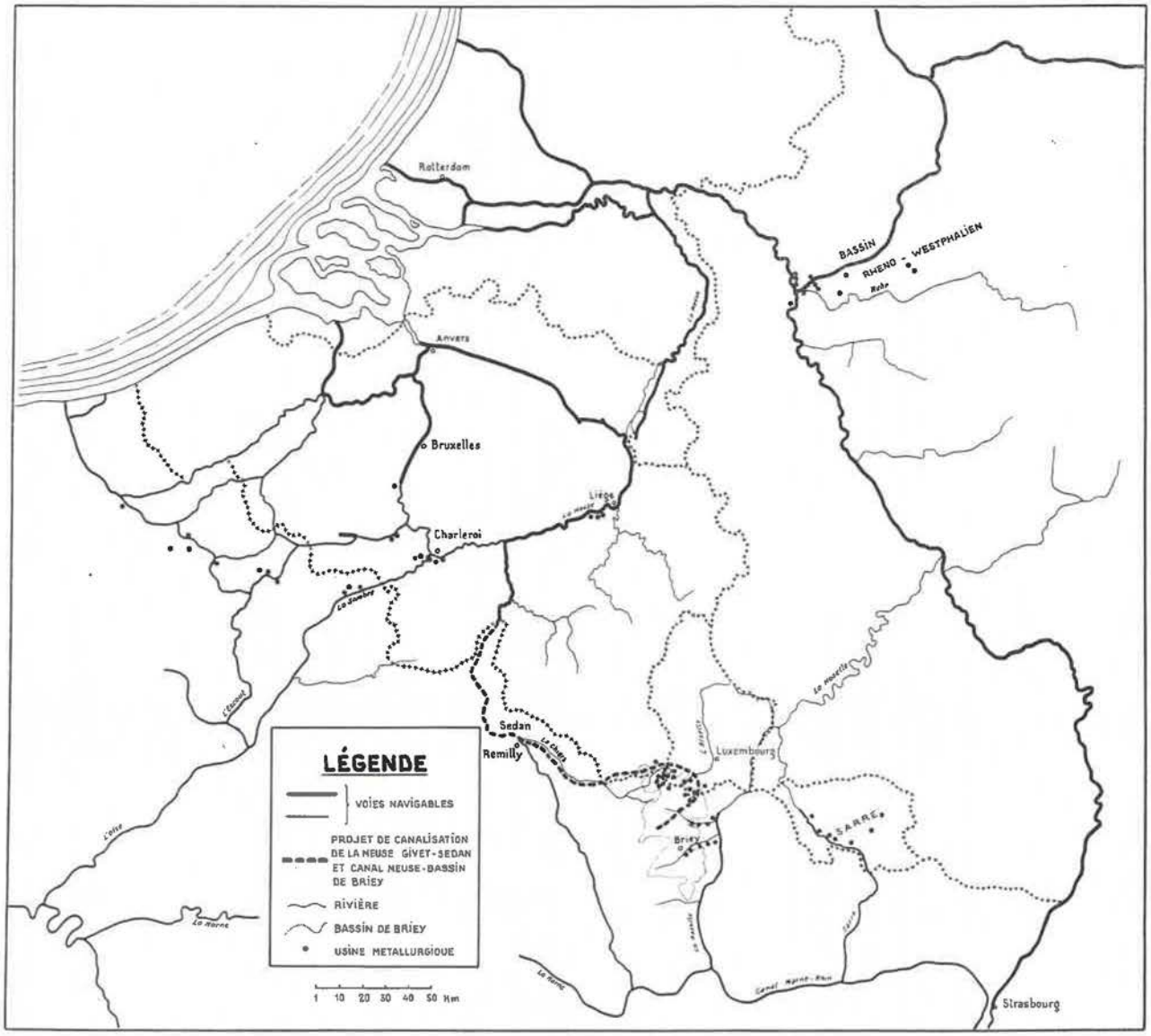


Fig. 1.

mosan comprend la partie centrale et nord-ouest du plateau de Briey, ainsi que les usines françaises, grand-ducales et belges des vallées de la Chiers et de l'Alzette (fig. 1).

Le trafic des usines métallurgiques situées dans la partie est du bassin est orienté vers Strasbourg par la Moselle, le canal de la Marne au Rhin et certaines lignes de chemin de fer. La production minière du versant mosellan (vallée de l'Orne et de la Fentsch) est expédiée vers le bassin de la Sarre et cette dernière lui envoie du charbon et du coke. La France se propose de développer le réseau de canaux de cette région : création d'un canal entre Metz et Saaralbe, canalisation de la Sarre entre Völklinger et Saarebourg, élargissement du canal de la Marne au Rhin entre Saarebourg et Strasbourg; toutes ces voies seront créées ou portées au gabarit pour bateaux de 1350 tonnes.

La Sarre a d'ailleurs intérêt à développer ses communications avec le Rhin car elle expédie de grandes quantités de charbon vers l'Allemagne du Sud et la Suisse.

La seconde partie du bassin de Briey est nettement orientée vers l'ouest. Une bonne partie du minerai qui y est extrait, et qui n'est pas travaillé sur place par les usines avoisinantes, est expédié par chemin de fer vers la Belgique et le Nord français. Le charbon ou le coke employés par les usines situées en bordure ouest et nord du bassin de Briey proviennent du Nord français, de Belgique, de Hollande ou d'Allemagne.

En fait, dans cette seconde partie du bassin de Briey deux grands courants se font jour : l'un sud-nord et l'autre nord-sud, tous deux axés sur la vallée de la Meuse.

D'après Delmer (1), les échanges de combustible, de minerai et d'acier entre le nord et le sud dépassent 20 millions de tonnes par an.

(1) Delmer. Les transports par eau. La Meuse - Le Rhin - La Moselle. Annales des Travaux Publics de Belgique. Juin 1953.

Ce trafic est schématisé par le même auteur comme suit :

« Le Nord de la France expédie 1,2 million de » tonnes de coke vers la Lorraine; il en reçoit 2,6 » millions de tonnes de minerai et 0,2 million de » de tonnes d'acier brut et laminé. Le trafic est » donc de 4 millions de tonnes, dont 1,2 vers le » sud et 2,8 vers le nord. La partie centrale — Bel- » gique, Pays-Bas et Aix-la-Chapelle — expédie » vers la Lorraine 2,3 millions de tonnes de coke, y » compris un peu de houille, 0,5 million de tonnes de » minerai suédois déchargé à Anvers et destiné aux » usines luxembourgeoises et 2 à 300.000 tonnes de » minerai de manganèse, chaux et de dolomie; elle » reçoit de la Lorraine 6 millions de tonnes de mine- » rai pour ses usines et 2 millions de tonnes d'acier » destinés à l'exportation maritime. Le trafic est » donc de 3 millions de tonnes vers le sud et de 8 » millions de tonnes vers le nord : au total 11 mil- » lions de tonnes.

» La région rhéno-westphalienne expédie 6,5 mil- » lions de tonnes de coke et de houille vers la Lor- » raine et reçoit 400.000 tonnes de minerai luxem- » bourgeois. La Westphalie ne consomme plus de » minerai lorrain. Le trafic est donc de 6,9 millions » de tonnes.

» La plus grande partie de ces transports se fait » à présent par chemin de fer parce que la Lorraine, » située entre la Meuse et le Rhin, n'est pas direc- » tement accessible par de larges voies d'eau. La » navigation qui offre l'avantage de très bas prix » de transport prendra dans l'avenir un grand dé- » veloppement dans les relations du bassin houiller » du nord avec le gisement de fer du sud par » l'amélioration et la construction de voies naviga- » bles. La navigation apportera à la Lorraine la rai- » son d'une nouvelle expansion ».

La majeure partie de ce trafic empruntera la voie d'eau dont nous préconisons la création.

Le trafic de la Lorraine vers le Nord français et le Hainaut se ferait par ce canal prolongé par la Meuse canalisée jusque Namur, puis par la Sambre et les voies d'eau existantes vers le bassin et les usines du Nord français.

La Belgique et les Pays-Bas seraient raccordés directement par cette voie d'eau avec la Lorraine par le parcours : Meuse — Canal Albert — Canal Juliana.

Enfin, le trafic entre la Westphalie et la Lorraine serait assuré par Nimègue, la Meuse et ses voies latérales. Ce parcours sera d'ailleurs considérablement raccourci le jour où l'on créera une voie d'eau directe entre le Rhin et la Meuse.

Remarquons en plus que le trafic entre le nord et le sud est pratiquement équilibré, 10 millions de tonnes dans chaque direction. Cet équilibre est d'importance pour la navigation car il assure, en partie tout au moins, du fret de retour.

Ainsi que nous venons de le montrer, il s'agit, non seulement d'établir une voie d'eau en vue de l'expédition du minerai lorrain vers les usines françaises et belges, mais aussi, et au même titre, d'assurer un transport aisé, vers les ports d'embarquement, des produits finis provenant des usines françaises, belges et grand-ducales installées sur le pourtour du bassin, en même temps que leur alimentation en coke et en charbon.

Cette voie d'eau devra donc passer dans le voisinage le plus immédiat des usines métallurgiques de la région de Longwy, d'Athus et du Grand-Duché et aussi, escaladant le plateau de Briey, passer le plus près possible des exploitations minières.

2. *La liaison par eau entre les différents bassins miniers et industriels de l'Ouest.*

La liaison par bateaux de grand tonnage du bassin de Briey et des usines avoisinantes au complexe industriel formé par les usines et charbonnages du Nord français, de la Belgique, de la Hollande et d'Allemagne, suppose l'existence d'un réseau de voies d'eau à grande section reliant ces grands centres, sans scission de continuité. Ce réseau existe ou est en voie de réalisation ou d'étude dans ces différents pays. La seule jonction qui fasse défaut va de Givet au Bassin de Briey. Celle-ci devra nécessairement comporter la canalisation de la Meuse à l'amont de Givet, puis l'établissement d'un canal entre ce fleuve et le bassin de Briey.

Du point de vue grands travaux, notre étude fait abstraction de la canalisation de la Meuse à l'amont de Sedan. Ce travail ne comporte pas de difficultés de principe. Mais sa réalisation se heurtera aux obstacles dus au cours sinueux du fleuve dans la région considérée et à la nature même de son lit.

3. *Caractéristiques générales du canal.*

La présente étude a été faite pour un canal à grande section permettant le passage des bateaux de 1350 tonnes. Le profil en travers adopté est donné fig. 2. Les écluses sont du type 136 × 12 × 10 m. Une porte intermédiaire est prévue afin

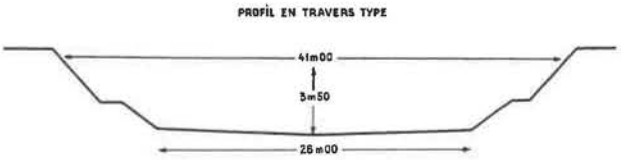


Fig. 2.

de permettre un éclusage rapide, avec consommation d'eau réduite, pour bateaux plus petits. L'emplacement des écluses sera choisi de façon à pouvoir adjoindre aisément à chacune d'elles un bassin d'épargne dans le cas où le trafic deviendrait suffisamment intense. Quand la nature du terrain l'exigera, le fond du canal recevra une couche d'étanchéité de nature et d'épaisseur appropriées. Dans la région minière, des précautions seront prises en vue des affaissements à prévoir.

4. *Les quatre tracés possibles.*

La liaison par voie d'eau de la Meuse et de la partie ouest du bassin de Briey peut être effectuée suivant de nombreux tracés. Nous avons sélectionné les plus intéressants : ils sont au nombre de quatre.

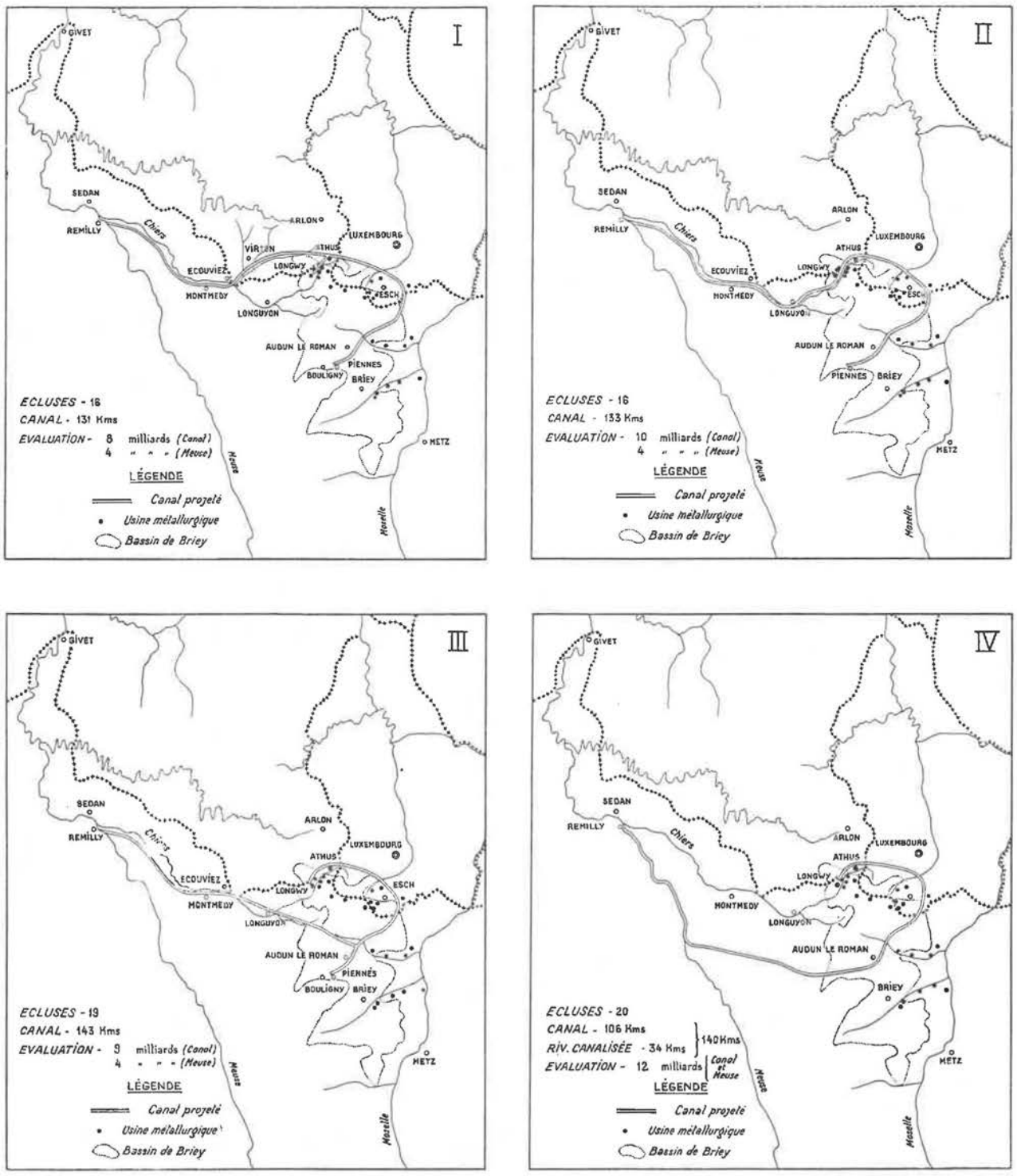


Fig. 3.

Ces quatre tracés ont été reconnus et étudiés en s'appuyant sur les documents cartographiques suivants : pour la France, la carte au 1/200.000 avec courbes de niveau de 20 en 20 mètres; pour la Belgique, la carte au 1/40.000 et le Grand-Duché de Luxembourg, celle au 1/25.000; ces deux dernières donnent les courbes de niveau à l'équidistance de 5 mètres.

Il est évident que de tels documents cartographiques ne permettent pas une étude définitive du problème. Seules les grandes lignes du projet peuvent être établies. Les tracés planimétriques correspondant à ces quatre projets sont donnés dans la fig. 3 et leur tracé altimétrique dans la planche I dessus.

Tracé I.

Ce tracé part de la Meuse à Remilly et suit la vallée de la Chiers jusqu'au confluent de cette rivière avec le Ton; il remonte cette vallée jusqu'à

Virton puis suit la vallée de la Vire et de la Batte; il franchit la ligne de crête entre cette vallée et celle de la Chiers à Halanzy; cette ligne de crête est peu accentuée et ne nécessite qu'un déblai peu important de 15 m de hauteur sur 400 m de longueur. Le canal passe en remblai à Athus et suit la vallée de la Chiers qu'il quitte à Bascharage pour traverser la ligne de crête entre la vallée de la Chiers et le bassin de l'Alzette. Lors de la traversée de cette ligne de crête, le canal est à l'altitude 310; le col de séparation se trouve à l'altitude 315, d'où déblai extrêmement réduit. Le canal traverse ensuite la vallée de l'Alzette, puis suit la vallée du Kaylerbach. A la sortie de cette vallée, on traverse un massif dont le sommet se situe à l'altitude 330 quand le canal est à l'altitude 320. Il en résulte un déblai d'une dizaine de mètres de haut sur une longueur de 3 km. Le reste du tracé par Audun-le-Roman, Landres et Piennes ne comporte pas de difficultés. Un canal d'embranchement part du canal principal et dessert Longwy; il ne comporte pas d'écluses.

La longueur totale du tracé Remilly-Piennes, y compris l'embranchement vers Longwy, est de 131 km; il comporte 15 écluses de 10 m et une de 5 m.

Ainsi que nous le montrerons plus loin, le coût de ce canal peut être estimé à 8 milliards de francs belges (2).

Tracé II.

Le deuxième tracé est identique au premier, sauf que le trajet Ton-Vire-Athus est remplacé par le tracé Chiers-Longuyon-Longwy-Athus. Le tracé Torgny-Longuyon-Longwy-Athus présente de grandes difficultés de réalisation. Pendant la majeure partie de ce parcours, la vallée de la Chiers est très sinueuse et encaissée. Elle comporte cinq méandres fortement accusés, à rayons de courbure compris entre 200 et 400 m; d'autre part, la forme même de la vallée ne permet pas d'augmenter ces rayons; il est impossible d'installer un canal à grande section dans la vallée même; on serait obligé de recouper les méandres. Cette opération nécessiterait des déblais extrêmement importants et le creusement de cinq tranchées de 20 à 60 mètres de profondeur. Rien que le creusement de ces tranchées et le transport des déblais entraîneraient une dépense de l'ordre de 2 milliards de francs.

Longueur du tracé Remilly-Piennes : 133 km; 15 écluses de 10 m et une de 5 m. Prix de revient approximatif : 10 milliards de francs.

Tracé III.

Ce tracé est le même que le second jusqu'à Longuyon; il remonte ensuite la vallée de la Crusne jusqu'à Audun-le-Roman, où il atteint l'altitude 320. En ce point, il s'embranche sur le tracé Piennes-Longwy.

Ce tracé comporte le recoupement de deux méandres de la Chiers et des biefs relativement courts dans la vallée de la Crusne.

Longueur totale du tracé depuis Remilly : 143 km; 18 écluses de 10 m et une de 5 m.

Prix de revient approximatif : 9 milliards de francs.

Tracé IV.

Ce tracé part de la Meuse à Mouzay; il entraînerait donc la canalisation du fleuve de Remilly à Mouzay. Passant par Mangiennes, ce tracé aborderait le plateau de Briey à l'amont de cette localité et aboutirait à Piennes à la cote 320; il suivrait ensuite le tracé Piennes-Longwy du premier projet.

La longueur totale du tracé, y compris la Meuse canalisée entre Remilly et Mouzay, est de 140 km. Il comporte trois écluses de 5 m de chute (sur la Meuse) et 17 écluses de 10 m.

Le coût de tout le travail, y compris la canalisation de la Meuse, serait de l'ordre de 12 milliards de francs.

On pourrait étudier d'autres itinéraires situés plus au nord ou plus au sud. Plus au nord, on se heurterait au massif ardennais qui entraînerait des tracés longs, sinueux et un nombre d'écluses considérable. Plus au Sud, les tracés sont plus longs et les écluses se multiplient.

Alimentation en eau.

Les quatre tracés que nous venons de décrire seraient alimentés en eau de la même façon, au moyen du même bassin hydrographique et de la même retenue. Il n'y aura donc pas lieu de faire intervenir ce facteur dans la comparaison des différents tracés.

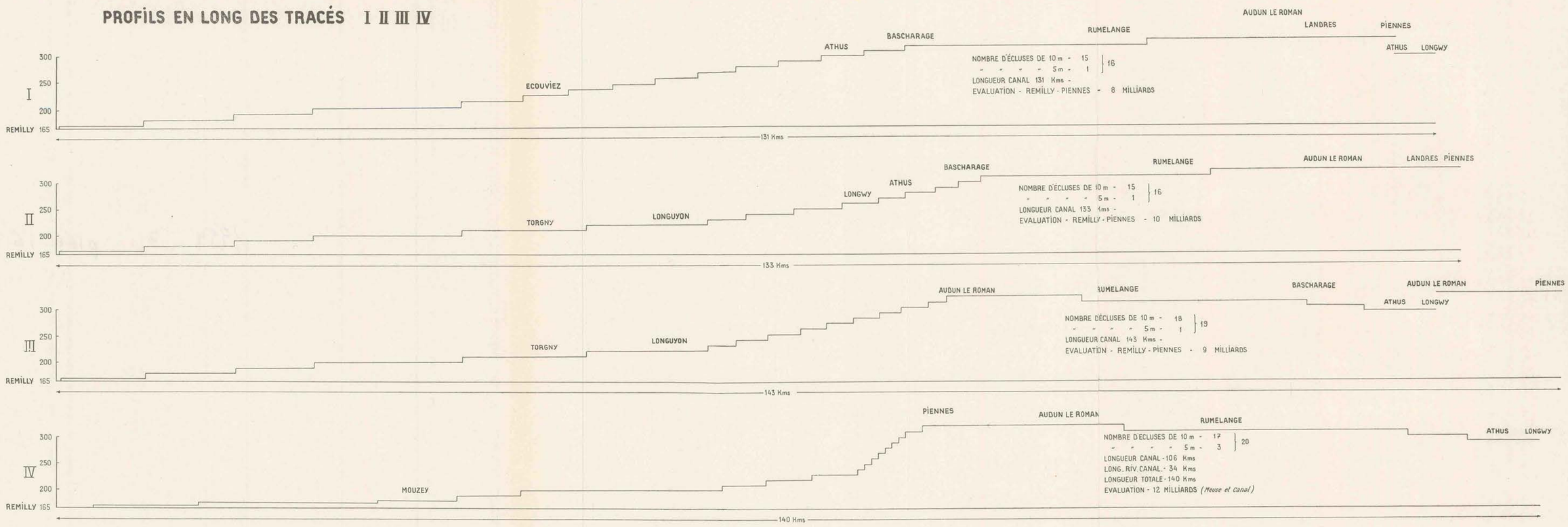
5. *Comparaison des quatre tracés.*

Les quatre tracés envisagés résolvent chacun les mêmes problèmes : ils assurent le transport du minerai du bassin de Briey vers les usines françaises et belges, ainsi que l'envoi des produits finis vers les ports d'exportation; ils permettent l'alimentation en coke et en charbon des usines du bassin de Longwy, d'Athus et du Grand-Duché. Dans les deux premiers tracés, le minerai emprunte le parcours le plus long; en compensation, le coke et le charbon arrivent aux usines par le chemin le plus court.

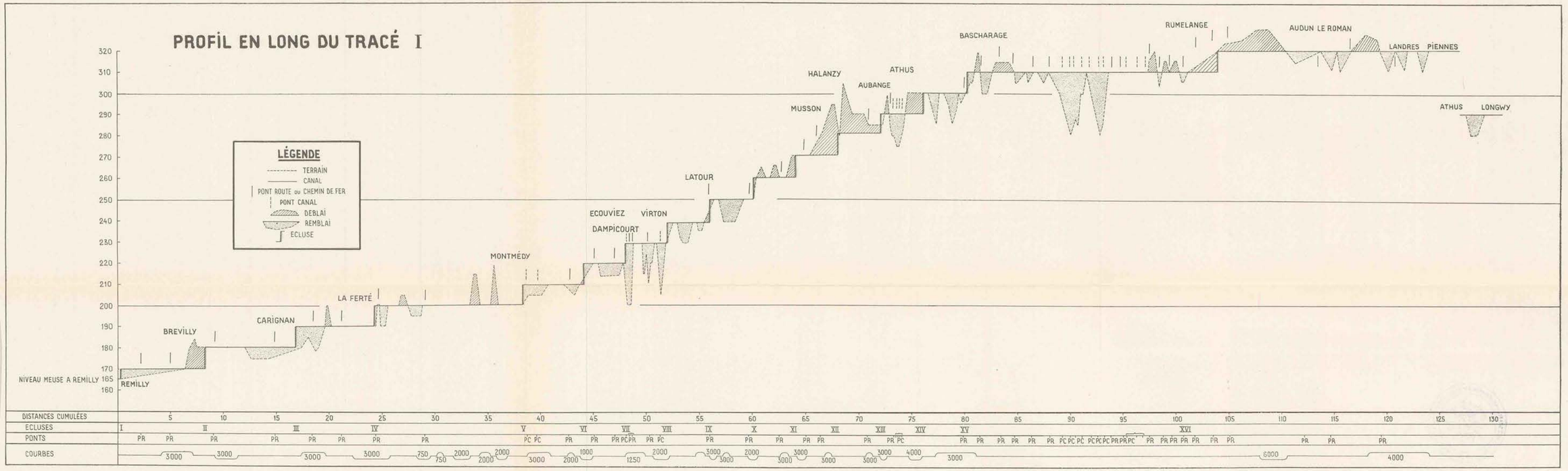
On peut conclure, d'un point de vue économique général, que les quatre tracés sont équivalents. Le choix entre ces tracés devra donc se fonder sur leur prix de revient et les facilités d'exploitation. Du point de vue prix de revient, c'est le premier et le quatrième qui l'emportent. Entre ces deux tracés, nous donnerons la préférence au premier parce qu'il comporte des biefs beaucoup mieux équilibrés que le quatrième et un nombre d'écluses moindre. La longueur minimum des biefs du premier tracé est de 4 km. Le quatrième tracé exigerait une série de neuf écluses distribuées sur un parcours de 5.000 m, c'est-à-dire une longueur de bief de 650 m en moyenne, ce qui est inacceptable. On pourrait évidemment recourir à des échelles d'écluses, mais cette solution présente de grandes difficultés de construction et compliquerait considérablement l'exploitation du canal. Nous ne voulons pas envisager la

(2) Remarquons que toutes les sommes indiquées dans ce travail sont exprimées en francs belges.

PROFILS EN LONG DES TRACÉS I II III IV



PROFIL EN LONG DU TRACÉ I



solution ascenseurs ou plans inclinés parce que de réalisation trop compliquée et d'un entretien excessif.

En définitive, le premier tracé l'emporte sur les autres aussi bien du point de vue prix de revient que des facilités d'exploitation.

CHAPITRE II.

LE TRACE N° 1

1) Le tracé topographique.

Nous fondant sur les documents cartographiques signalés plus haut, nous avons fait une étude un peu plus détaillée du tracé n° 1. Nous avons tenté de donner l'allure générale du canal, des remblais et déblais et la position approchée des principaux travaux d'art. Le tracé adopté réduit au minimum les remblais et déblais tels qu'ils résultent des documents cartographiques dont nous disposions. La position du canal en planimétrie est donnée planche II et en altimétrie planche I (dessous).

On peut penser qu'une étude effectuée sur des documents plus précis, carte au 1/1.000 levée par photogrammétrie aérienne, permettrait une amélioration sensible du tracé dans ses détails et réduirait notablement les remblais et déblais, tout en apportant peu de changements à l'allure générale du tracé; son économie générale resterait inchangée.

La première partie du tracé suit la vallée de la Chiers jusqu'au Ton, sur une longueur de 43 km. Tout le long de ce parcours, la vallée de la Chiers a une largeur de 1 à 2 km et ne présente que des méandres à très grands rayons de courbure, sauf près de Montmédy. En cet endroit la vallée est sinueuse, mais les deux grands méandres qu'elle comporte se laissent aisément recouper, sans déblais bien considérables.

On peut se poser la question de savoir s'il faut, dans cette première partie du parcours, construire un canal latéral à la rivière, ou canaliser celle-ci. Cette question ne pourra être résolue qu'après une étude approfondie sur place, en tenant compte de toutes les conditions locales. Seule une comparaison des deux solutions permettrait de juger en connaissance de cause.

De Ecouviez à Virton, le canal suit la vallée du Ton, puis, de Virton à Halanzy, la vallée de la Vire et d'un de ses affluents, la Batte. Ce parcours ne présente aucune difficulté spéciale.

Ainsi que nous l'avons dit plus haut, la traversée de la ligne de crête entre la vallée de la Batte et celle de la Chiers se fait sans difficulté en passant par un col, à l'altitude 305, le canal étant à l'altitude 290; il en résulte entre Halanzy et Aubange un déblai de 15 mètres de hauteur, mais de faible longueur. La traversée d'Athus nécessiterait un remblai de 17 à 18 m de hauteur. Le passage de la ligne de crête Chiers — Alzette se ferait un peu au delà de Bascharage, à travers un col d'altitude 315; le canal en cet endroit étant à l'altitude 310, le passage serait extrêmement aisé. La traversée de la vallée de l'Alzette et du Kaylerbach entraînerait la réalisation de deux remblais importants de 30 mètres de hauteur. Le canal emprunterait ensuite la vallée du Kaylerbach par Rumelange et Ottange. Cette vallée est étroite et encombrée d'usines et d'habitations. Il semble cependant, d'après la carte au 1/25.000 du Grand-Duché de Luxembourg, qu'il serait possible d'installer le canal à flanc de coteau sur la rive est, relativement peu escarpée, en dehors des zones les plus habitées.

Au sortir de cette vallée et avant d'atteindre le plateau de Briey proprement dit, on traverse un massif se maintenant à l'altitude 330 le long de plusieurs km, le canal étant à l'altitude 320; il en résulterait un déblai important. Ce déblai pourrait être employé pour réaliser les deux remblais de la vallée de l'Alzette et du Kaylerbach et le barrage de Livange. Enfin, jusqu'à Piennes, le tracé n'offre pas de difficultés spéciales.

Un raccordement sans écluse de 4 km de longueur joindrait Athus à la région de Longwy.

Remarquons qu'entre Athus et Piennes, soit sur une distance de 70 km, il y a 2 écluses seulement.

En résumé, le tracé choisi ne présente aucune difficulté spéciale. Seule la traversée de la vallée de l'Alzette et du Kaylerbach nécessite deux remblais quelque peu importants compensés d'ailleurs par un déblai.

Le tracé général que nous venons d'exposer suit la bordure nord du bassin de Briey et passe dans le voisinage plus ou moins immédiat des usines existantes.

L'usine d'Athus se trouve sur le tracé même. Les autres en sont distantes de quelques kilomètres. Il est possible de relier ces usines au canal principal par des canaux particuliers de 1 à 8 km de longueur dont l'ensemble comporterait 22 km de développement. Ces raccordements seraient sans écluses et au niveau du canal principal. Seules les usines de Hussigny-Godbranges ne pourraient pas être raccordées. La largeur de ces raccordements serait réduite à une vingtaine de mètres, mais le profil maintenu à 3,50 m afin que les bateaux de 1350 tonnes puissent y circuler, mais à vitesse réduite.

Répétons que la présente étude n'a pas la prétention de donner une solution définitive au problème du tracé, mais bien de montrer la voie vers des solutions plus élaborées qui seront possibles quand on disposera des données topographiques et géologiques nécessaires.

2) Les écluses.

Dans notre étude nous avons adopté des écluses de 10 m de hauteur de chute, sauf une de 5 m, près de la Meuse. Ce type d'écluse est actuellement bien au point et ne présente pas de difficultés spéciales de réalisation. D'autre part, les quantités d'eau qu'elles demandent ne sont pas prohibitives.

Le canal étant conçu pour permettre le passage des bateaux de 1350 tonnes, on admettra le type d'écluse 136 × 12 m.

Cependant, en vue de diminuer la consommation en eau, on placera une porte intermédiaire pour l'éclusage des bateaux de 600 tonnes. En outre, pour activer l'éclusage en cas de trafic intense, on réalisera, à côté de chaque grande écluse, une écluse de vitesse de 55 × 7,50 m. Nous pensons que cette seconde écluse est strictement nécessaire en vue d'assurer un éclusage rapide et régulier. Nous estimons d'ailleurs que c'est l'écluse avec porte intermédiaire et l'écluse de vitesse qui fonctionneront le plus souvent. Il semble en effet que les propriétaires de bateaux s'orientent de plus en plus vers l'automoteur; la traîne de bateaux est en voie de disparition. De plus, on voit le nombre de bateaux de 350 tonnes augmenter considérablement, tandis que le nombre de bateaux de 1350 tonnes reste stationnaire. Les chiffres cités par Gaukema et Poismans d'une part, par Dauwe d'autre part, le montrent nettement (1).

Enfin, la circulation actuelle sur le Canal Albert est constituée pour 96 % par des bateaux de moins de 600 tonnes et pour 4 % par des unités de tonnages supérieurs.

(3) Gaukema et Poismans. - Matériel de battellerie et de traction. Section Transports - Centenaire de l'A.I.I.g. Congrès de 1947.

Dauwe. - Etude comparée des transports intérieurs de marchandises en Belgique par eau, par fer et par route. Bulletin des Ingénieurs et des Industriels. No. 1 1953.

3) L'alimentation en eau.

Le problème de l'alimentation en eau d'un canal présente souvent des difficultés très considérables, surtout quand il s'agit, comme c'est le cas ici, d'un canal à bief supérieur se terminant en impasse.

Dans le cas présent, l'alimentation en eau des biefs supérieurs (310 et 320 m) doit permettre d'assurer le service des écluses tout le long du canal et de remplacer l'eau perdue par infiltration et évaporation dans la section comprise entre le km 60 et Piennes. Les pertes par infiltration et évaporation de la section comprise entre la Meuse et le km 60 seront compensées par les eaux de la Vire et de la Chiers captées par le canal au km 60 et près de Montmédy. De très petites retenues seront à créer en ces deux points.

L'alimentation des deux biefs supérieurs peut être réalisée par le captage des eaux de deux bassins versants : celui de la Chiers supérieure et celui de l'Alzette supérieure. Ces deux bassins sont représentés sur la planche II; ils ont une superficie totale de 470 km². Les eaux de l'Alzette supérieure et de certains de ses affluents sont retenues par un petit barrage AB de 5 m de hauteur, situé immédiatement à l'amont de Livange (altitude 273). (fig. 4). Une station de pompage refoulera les eaux de ce barrage, soit vers le canal (altitude 310), soit vers un grand réservoir CD (altitude 300) situé un peu en amont de Livange. Une autre station de pompage permettra de déverser les eaux du grand réservoir dans le canal.

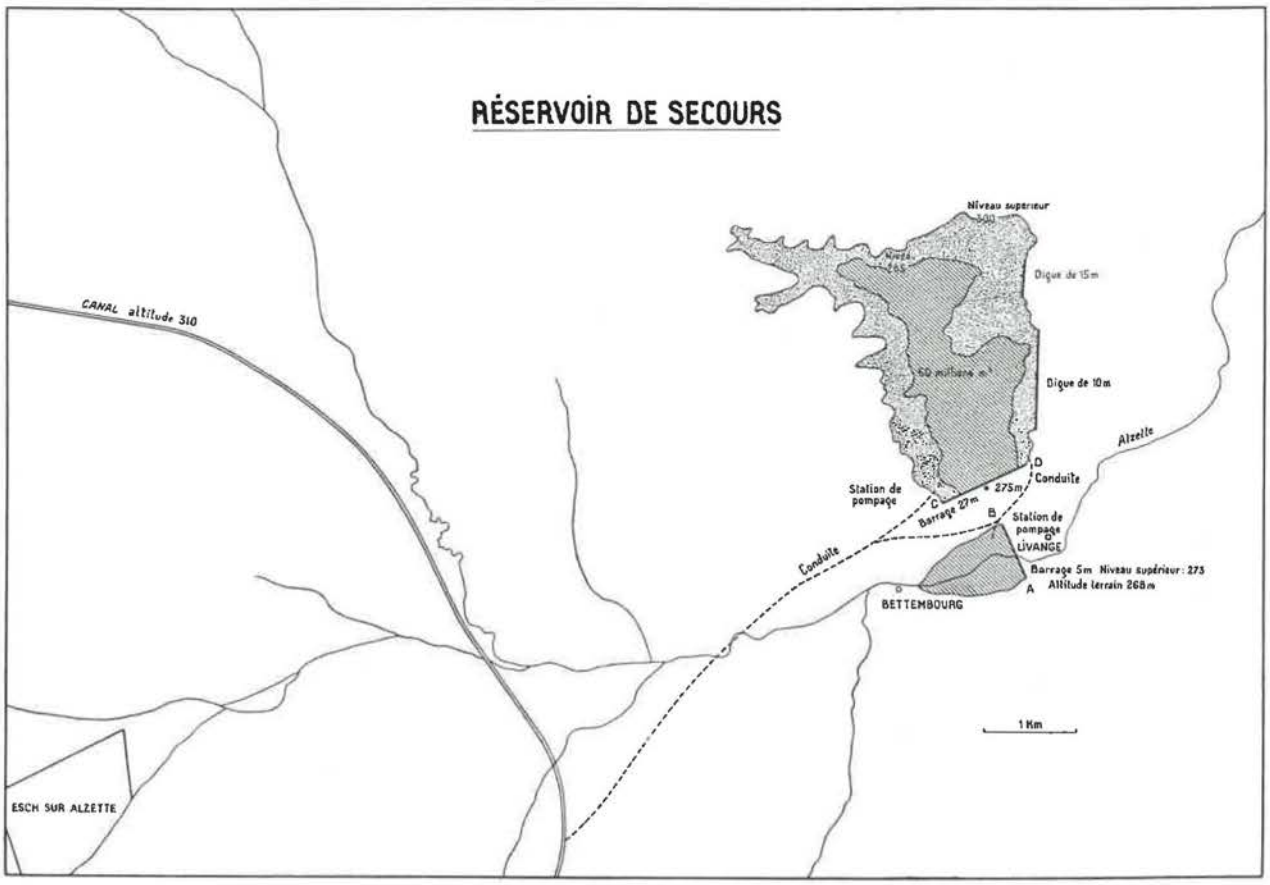
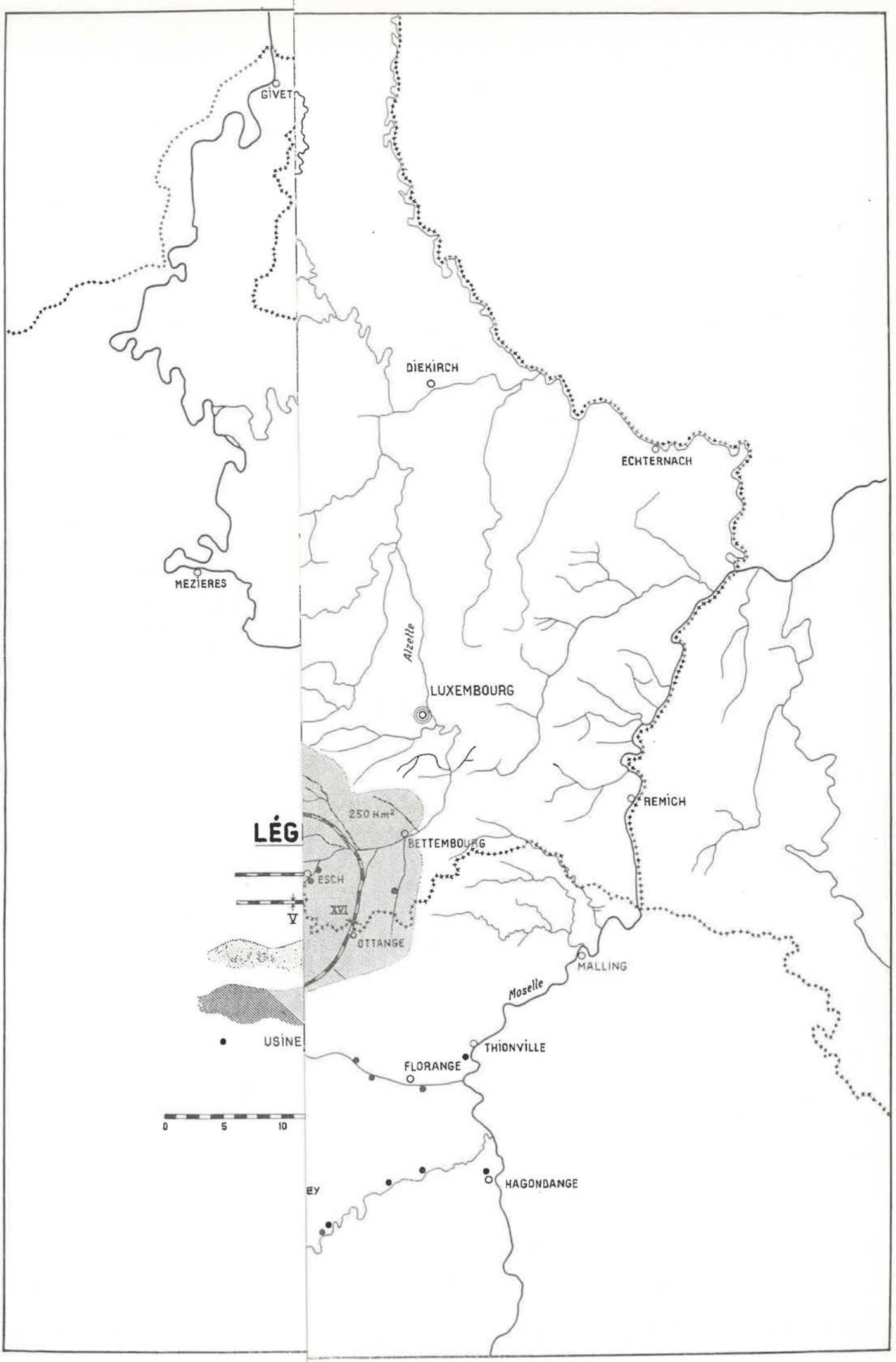


Fig. 4.


GIVET
DIEKIRCH
ECHTERNACH
MEZIERES
Alzette
LUXEMBOURG
REMICH
250 Km²
BETTEMBOURG
ESCH
XVI
V
OTTANGE
MALLING
Moselle
USINE
THIONVILLE
FLORANGE
HAGONDANGE
0 5 10

Le bassin versant utilisé présente une superficie de 250 km².

Un second bassin versant est constitué par la Chiers et ses affluents à l'amont de Longwy; sa superficie est de 220 km². Les eaux de ce bassin (fig. 5) seront collectées dans une petite retenue EF de 5 m de hauteur. Une installation de pompage refoulera les eaux ainsi accumulées dans l'embranchement de Longwy au niveau 290; des stations de pompage installées près des écluses XIV et XV les amèneront dans le bief 310.

a) *Quantités d'eau nécessaires.*

Ainsi que nous l'avons dit, on doit disposer de certaines quantités d'eau pour compenser les pertes par infiltration et évaporation depuis le km 60 jusqu'à Piennes, soit sur une distance de 70 km, et aussi pour assurer le service des écluses.

Pertes par infiltration et évaporation.

Nous adopterons les chiffres qui ont été établis par la Commission Ruzette qui fit les études préalables à la réalisation du Canal Albert. Cette com-

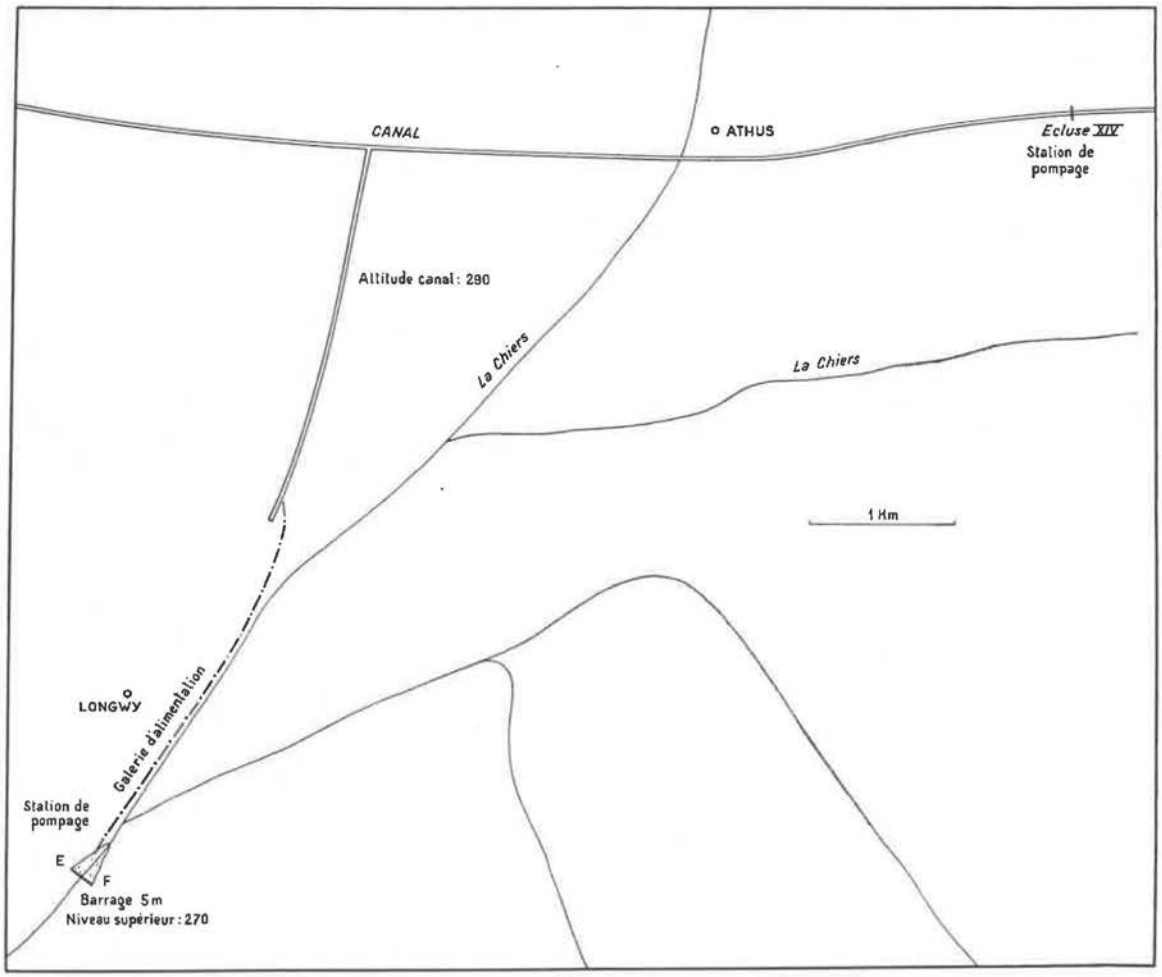


Fig. 5.

Une station de pompage, située près de l'écluse XVI, amènera les eaux nécessaires dans le bief 320.

Pour parer aux périodes de sécheresse, on a prévu une réserve importante. Elle sera réalisée au moyen d'un barrage de 30 mètres de hauteur, établi dans une vallée inhabitée à l'amont de Livange (fig 4). Le lac pourra être réalisé de façon à former une réserve de 60 millions de mètres cubes utiles entre les cotes 285 et 300. Ce lac sera alimenté en partie par le bassin hydrographique de la vallée barrée, mais surtout par pompage à partir du lac AB. En période de sécheresse, une station de pompage amènera les eaux de ce lac vers le bief supérieur. La retenue pourra être créée au moyen d'un barrage en enrochement dont nous donnons une coupe figure 6.

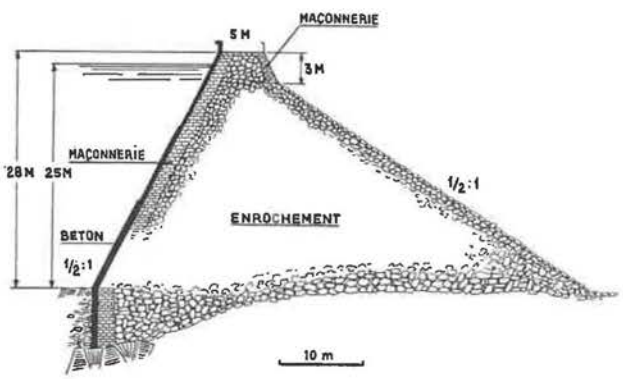


Fig. 6.

mission avait admis une perte de 3 m³ par mètre courant de canal et par jour. Remarquons que l'expérience que l'on a actuellement du Canal Albert montre que ces pertes sont en réalité beaucoup plus faibles et de l'ordre de 2 m³ par jour.

Admettant la perte de 3 m³ du rapport Ruzette, la perte journalière pour la section km 60 — Piennes sera de 210.000 m³, soit 77 millions de mètres cubes par an.

Eclusages.

Nous avons admis comme gabarit des écluses 136 × 12 × 10 m et 55 × 7,50 m.

Les besoins en eau pour éclusage sont évidemment proportionnels au trafic. En vue d'étudier ces besoins, nous avons considéré trois trafics respectivement de 10, 20 et 30 millions de tonnes annuellement. Dans chacune de ces hypothèses, nous avons calculé les quantités totales d'eau nécessaires (pertes par infiltration, évaporation et écluses) quand on ne dispose pas de bassin d'épargne et quand on dispose d'un bassin d'épargne simple. (économie de 30 % des eaux d'éclusage).

chiffres ont été déduits des mesures portant sur dix années.

Nous-même avons été amené, antérieurement, à déterminer le coefficient de ruissellement dans la région des deux Ourthes; nous avons obtenu 0,54. Notre étude, qui porte sur une période de 24 années, est fondée sur les données publiées par Duvigneaud se rapportant à des mesures de débit de l'Ourthe Supérieure à Nisramont effectuées pendant les années 1889 à 1895 (6), sur les données pluviométriques publiées par E. Vanderlinden (7) et sur les températures observées et les quantités d'eau recueillies à l'Institut d'Astronomie et de Géodésie de l'Université de Liège pendant les périodes 1889 — 1895 et 1910 — 1926.

Compte tenu des trois valeurs signalées plus haut, 0,45, 0,67 et 0,54, et du fait que la station de Membre est très proche de la région étudiée, nous adoptons 0,60 comme coefficient de ruissellement moyen pour la région qui nous intéresse; il en résulte que les quantités d'eau disponibles annuellement sont de 270 millions de m³.

CONSOMMATION ANNUELLE

Trafic	sans bass. d'épargne	avec bass. d'épargne	Consommation par seconde sans bassin	Consommation par seconde avec bassin
10 millions de tonnes	125.10^6 m³	110.10^6 m³	4 m³	3,5 m³
20 millions de tonnes	175.10^6 m³	145.10^6 m³	5,6 m³	4,6 m³
30 millions de tonnes	225.10^6 m³	180.10^6 m³	7,1 m³	5,7 m³

b) *Quantités d'eau disponibles annuellement.*

L'eau qui servira à alimenter les deux biefs supérieurs du canal sera fournie par la Chiers et l'Alzette supérieures formant un bassin versant de 470 km².

D'après les cartes publiées par l'Institut Royal Météorologique (4), la hauteur d'eau annuelle moyenne qui tombe sur le bassin versant considéré est de 950 mm. Si l'on joint à cette donnée la connaissance du coefficient de ruissellement, on pourra déterminer les quantités d'eau disponibles en moyenne annuellement. Ce coefficient de ruissellement, qui est le rapport entre la quantité d'eau qui arrive à la rivière et la quantité d'eau qui tombe sur le bassin versant pendant le même temps, a été établi par J. Vereerstraeten (5) pour différentes régions de la vallée de la Meuse. De l'étude des mesures de débit exécutées en aval du barrage de Charleville sur la Meuse, il déduit un coefficient de ruissellement annuel moyen de 0,45 pour le bassin de la Meuse à l'amont de cette ville. Les mêmes mesures effectuées à Membre sur la Semois fournissent 0,67 pour la région située à l'amont de ce village. Ces

Si l'on compare cette quantité aux quantités requises par le canal, suivant les hypothèses admises dans le tableau des consommations donné plus haut, on constate que les coefficients d'utilisation s'établissent aux valeurs ci-dessous :

Trafic annuel	*sans bassin d'épargne*	*avec bassin d'épargne*
10 millions de t	46 %	41 %
20 millions de t	65 %	54 %
30 millions de t	83 %	67 %

Ces coefficients sont acceptables jusqu'à un trafic annuel de 20 millions de tonnes.

L'exposé ci-dessus se rapporte à des années moyennes, où la hauteur d'eau tombée est de 950 mm, répartie de façon uniforme sur le cours de l'année. Mais il arrive souvent que la hauteur d'eau tombée pendant une année soit largement inférieure à la moyenne générale d'une longue suite d'années ou qu'elle soit très irrégulièrement répartie.

(4) L. Poncelet et H. Martin : Esquisse climatographique de la Belgique. 1947, page 234.

(5) J. Vereerstraeten. Contribution à l'étude hydrologique du bassin de la Meuse en Belgique. Bulletin de la Société Belge d'études géographiques. Tome XXI. - 1952. No 2, pp. 269 à 318.

(6) Duvigneaud G. - L'Ourthe Supérieure. Annales des Travaux Publics. Tome XX. 1919 1er et 2e fascicule.

(7) Vanderlinden E. - Sur la distribution de la pluie en Belgique. Publications de l'Institut Royal Météorologique de Belgique. Volume II.

Ainsi pendant la période 1887 — 1953, quatre années furent extrêmement sèches : 1921, 1947, 1949 et 1953. Pendant cette période de 66 ans, la hauteur d'eau moyenne annuelle à Liège, (Institut d'Astronomie) se monte à 800 mm environ. En cette même station, les hauteurs d'eau recueillies pendant les quatre années précitées furent respectivement de 470, 600, 580 et 570 mm. Ces années furent caractérisées par une très longue période de sécheresse; les quantités d'eau recueillies furent réduites et le coefficient de ruissellement atteignit des valeurs extrêmement basses, jusque 0.10. Pour assurer un trafic normal, il s'agit de disposer d'une réserve d'eau permettant de suppléer les rivières pendant les périodes sèches. Dans ce but nous avons constitué la réserve de 60 millions de mètres cubes signalée plus haut.

c) *Alimentation pendant les périodes de sécheresse et création d'une réserve.*

Afin de nous rendre compte des difficultés que présenterait éventuellement l'alimentation en eau du bief supérieur, nous avons étudié ce qui se serait passé pendant les périodes 1920 — 1927 et 1941 — 1953, si le canal avait existé. Nous avons effectué cette étude dans les six hypothèses indiquées plus haut : trafic de 10, 20 ou 30 millions de tonnes sans et avec bassin d'épargne, en supposant qu'on laisse aux rivières 10 % de leur débit afin d'assurer une certaine alimentation à l'aval des points de captage. Cette étude a été rendue possible grâce aux mesures de débit de la Meuse effectuées journellement par l'Administration des Ponts et Chaussées à Visé, qui a bien voulu mettre ses résultats à notre disposition; nous tenons à la remercier. Connaissant la superficie du bassin hydrographique de la Meuse à l'aval de Visé et les débits journaliers du fleuve en ce point, nous avons calculé le déficit journalier du bassin versant (470 km) dont on dispose.

Les résultats des calculs figurent dans le tableau ci-dessous.

DEFICIT ANNUEL EN EAU EN MILLIONS DE METRES CUBES.

Années	*Trafic 10.000.000 tonnes*		*Trafic 20.000.000 tonnes*		*Trafic 30.000.000 tonnes*	
	sans bassin	*avec bassin*	*sans bassin*	*avec bassin*	*sans bassin*	*avec bassin*
1920	38	29	70	49	112	71
1921	78	62	122	93	163	121
1922	27	20	47	35	71	57
1923	20	15	42	26	64	47
1924	9	5	29	14	48	34
1925	16	11	36	22	59	45
1926	15	10	31	22	51	39
1927	3	0	23	8	55	38
1941	16	8	31	24	76	56
1942	26	18	36	34	79	104
1943	40	28	78	52	118	93
1944	32	26	57	38	99	76
1945	36	24	73	48	114	89
1946	10	26	70	47	112	87
1947	56	45	88	66	109	87
1948	8	4	22	12	90	62
1949	44	32	79	54	143	109
1950	10	21	49	35	97	72
1951	17	11	34	22	55	45
1952	29	20	54	37	80	66
1953	60	46	103	74	146	118

Ils donnent les déficits en eau pendant les périodes sèches de chaque année, suivant les six hypothèses admises plus haut.

On constate immédiatement que les déficits de l'année 1921 furent très importants. Nous avons étudié statistiquement la probabilité d'arrivée d'une année telle que 1921 en la comparant aux différentes années de la période 1887 — 1953. Nous avons trouvé qu'elle avait une chance sur 2.000 de se présenter. Une telle année peut donc être considérée comme tout à fait anormale.

Etudions maintenant les déficits en eau suivant les hypothèses admises et examinons tout d'abord le cas d'un trafic annuel de 10 millions de tonnes, sans bassin d'épargne. Les années 1921, 1947, 1949 et 1953 accusent un déficit important. L'année 1921 exclue, on constate que la réserve de 60 millions de mètres cubes d'eau aurait été suffisante pour assurer un trafic normal, même sans bassin d'épargne.

Un trafic de 20 millions de tonnes n'aurait pu être assuré, même avec bassin d'épargne, pendant les années 1921, 1947 et 1953; le même trafic, sans bassin d'épargne, aurait été perturbé pendant les années 1921, 1943, 1946, 1947, 1949 et 1953. Dans le cas d'un trafic de 30 millions de tonnes, les perturbations auraient été dans les deux cas, plus importantes encore.

On peut donc conclure qu'un trafic de moins de 10 millions de tonnes serait assuré par le captage

des eaux de l'Alzette et de la Chiers supérieures, si l'on fait abstraction d'une année telle que 1921 qui a d'ailleurs très peu de chance de se présenter.

Quand le trafic annuel dépassera 10 millions de tonnes, il faudra recourir à des stations de pompage établies au droit des écluses I à XIII.

d) *Stations de pompage et consommation en courant électrique.*

Deux espèces de stations de pompage sont à considérer : d'une part celles qui sont appelées à porter l'eau de la Chiers et de l'Alzette de l'altitude 270 aux altitudes 310 et 320, d'autre part celles qui seront établies au droit des écluses I à XIII. Les premières, au nombre de six, sont à installer, une à Livange au pied de la grande retenue, une seconde en tête de la même retenue, une troisième près de Longwy et enfin trois autres au droit des écluses XIV, XV et XVI. Le second groupe est constitué par les stations de pompage situées au droit des écluses I à XIII. Nous déterminerons la puissance qu'il s'agira de leur donner en vue d'assurer un service régulier et évaluerons leur consommation en courant électrique.

e) *Consommation en courant électrique.*

Le courant électrique consommé servira, d'une part, à porter l'eau des barrages de retenue de l'altitude 270 jusqu'aux biefs 310 et 320, d'autre part à amener l'eau de la Meuse dans ces mêmes biefs en passant par les stations de pompage situées au droit des écluses.

Nous avons évalué les quantités d'eau nécessaires dans les différentes hypothèses admises plus haut concernant le trafic du canal. Nous avons calculé par année les quantités de courant qui auraient été consommées en moyenne annuellement pendant les périodes 1920 — 1927 et 1941 — 1953 si le canal avait existé. Le tableau suivant donne les consommations moyennes annuelles exprimées en millions de kWh.

Circulation théorique	*Circulation utile*	*Sans épargne*	*Avec épargne*	*Par tonne utile*	
				sans épargne	*avec épargne*
tonnes	tonnes	millions kWh	millions kWh	kWh	kWh
10.000.000	7.000.000	20	13	2.9	1.9
20.000.000	13.000.000	35	20	2.7	1.5
30.000.000	20.000.000	51	32	2.6	1.6

La première colonne indique la circulation que nous appelons théorique et la seconde ce que nous appelons circulation utile (8). On trouve, dans les troisième et quatrième colonnes, les consommations en millions de kWh correspondant aux trois trafics admis. Enfin, les cinquième et sixième colonnes donnent la consommation par tonne utile transportée dans les différentes hypothèses considérées. Si le kWh est évalué à 1 F, on voit que le pompage entraîne une charge financière de l'ordre de 2,70 F par tonne utile, quand il n'y a pas de bassin d'épargne et de 1,70 F quand ces bassins existent.

f) *Puissance des stations de pompage.*

Nous étudierons tout d'abord l'ensemble des cinq stations appelées à porter l'eau de la Chiers et de l'Alzette supérieures du niveau 270 aux niveaux 310 et 320. La puissance de ces stations est évidemment fonction des quantités d'eau nécessaires pour alimenter les deux biefs supérieurs, quantités qui dépendent d'une part, des pertes par infiltration et évaporation, qui sont relativement constantes, d'autre part, du trafic et de la présence ou de l'absence de bassins d'épargne.

Ces quantités exprimées en m³/sec sont données dans le tableau suivant :

Circulation théorique	Sans bassin d'éparg. m³/sec	Avec bassin d'éparg. m³/sec
10.000.000 tonnes	4.0	3.6
20.000.000 tonnes	5.7	4.8
30.000.000 tonnes	7.3	5.9

D'après ce tableau, une puissance totale de 7 m³/sec serait suffisante pour assurer un service régulier, même dans le cas d'un canal sans bassin d'épargne et d'un trafic annuel de 20 millions de tonnes utiles.

Nous estimons que la puissance totale des deux stations à installer auprès des deux petites retenues de Livange et Longwy doit être plus élevée de façon à pouvoir profiter au maximum de tous les coups d'eau de la rivière, surtout lorsque la grande retenue de 60 millions de mètres cubes aura été entamée. Nous pensons qu'il faudrait adopter une puissance totale capable de soulever 10 m³/sec à 40 m de hauteur.

Etudions maintenant la puissance des pompes à installer à chaque écluse.

Nous avons effectué ce calcul en nous plaçant dans l'hypothèse d'une année aussi sèche que 1921, avec trafic de 20 millions de tonnes utiles, dans le cas de bassins d'épargne à 30 %. A chaque écluse, il faudrait installer une pompe capable de porter 2 m³/sec à 10 mètres de hauteur.

(8) Jusque maintenant nous n'avons considéré que des circulations théoriques, c'est-à-dire celles qui correspondent à un trafic parfaitement équilibré, tous les bateaux étant supposés à pleine charge. Nous appelons circulation utile celle où le fret de retour est assuré à 50 %.

g) *Estimation du coût des installations de pompage.*

a) Pompage de 10 m³/sec à 40 m de haut. L'ensemble des stations peut être estimé à 150 millions de francs.

b) 14 stations au droit des écluses. Estimation de la dépense : 150 millions de francs.

Dépense totale pour les stations de pompage : 300 millions de francs.

* * *

CHAPITRE III.

ESTIMATION DU MONTANT DES TRAVAUX

1) *Le canal Remilly-Piennes.*

Nous avons évalué le prix de revient de ce canal par deux méthodes différentes; l'une, par estimation directe, l'autre, par comparaison avec le prix de revient du Canal Albert.

Par estimation directe.

Notre projet prévoit 15 écluses 136 × 12 de 10 m de chute, une de 136 × 12 de 5 m de chute, 15 de 55 × 7,50 de 10 m de chute et une de 55 × 7,50 de 5 m de chute.

Nous avons admis un prix moyen de 100 millions pour les grandes écluses et de 25 millions pour les petites; d'où une dépense totale de 2.000 millions de francs.

Les déblais et remblais sont relativement difficiles à estimer car leur importance dépend des études définitives qui ne peuvent se faire que sur des plans très précis au 1/1000. Le choix du tracé planimétrique, joint à un choix raisonné de la longueur des différents biefs, permettra seul de réduire au minimum l'importance du mouvement des terres et des travaux d'art. Nous fondant sur le profil en long (Planche I, dessous) et faisant des hypothèses sur la nature des terrains rencontrés qui, pour une partie ne nécessiteront pas l'emploi d'explosifs, on peut estimer les frais de terrassement à 3 milliards de francs. Le revêtement de la cunette, perrés, etc., peuvent être estimés à 1 milliard. Les ponts et travaux accessoires à 500 millions. Les barrages et stations de pompage entraînent une dépense de 400 millions. Enfin, les terrains à acheter peuvent s'estimer à 200 millions. La dépense totale sera de l'ordre de 7 milliards. En y ajoutant 15 % d'imprévus, on arrive à 8 milliards de francs belges.

Par comparaison avec le Canal Albert.

Les chiffres que nous citons concernant le Canal Albert ont été extraits du travail publié en 1939 par Delmer et intitulé « Le Canal Albert ».

Le coût total du Canal Albert en francs belges d'avant la seconde guerre mondiale a été de 2.041 millions de francs. Dans cette somme sont comprises des dépenses importantes qui résultent de l'exécution de travaux spéciaux et très onéreux qui n'ont pas leur équivalent dans le projet que nous étudions.

Il s'agit :
de la tranchée de Caster;
de la tranchée de Vroenhoven-Veltwezelt;
de la tranchée d'Eigenbilzen;
des murs digues de Lixhe;
d'aménagements importants à Liège et Anvers;
d'achat de terrains de supplément que l'Etat se propose de revendre comme terrains industriels.

On peut estimer que ces travaux et dépenses ont entraîné une augmentation du prix de revient, par rapport à une réalisation normale, de l'ordre de 500 millions.

On peut donc penser qu'un canal du type Canal Albert, construit en terrain normal, aurait coûté avant guerre 1.550 millions.

La longueur totale du canal, avec ses annexes, peut être évaluée à 140 km, soit un prix de revient de 11.070 F le mètre courant. En appliquant le coefficient 5, on arrive à 7.250 millions de francs pour le canal Remilly-Piennes. A cette somme il convient d'ajouter les dépenses suivantes :

Stat. de pompage et barrages	400.000.000
Bassins d'épargne	400.000.000
Canaux de raccordement des usines	450.000.000
	1.250.000.000

Le coût total du travail, fondé sur le prix de revient du Canal Albert, s'établit donc à 8.500.000.000 de francs. Si, l'on tient compte que le canal Albert a été réalisé pour des bateaux de 2.000 tonnes, on peut, sans crainte, tabler sur une estimation de 8 milliards et l'on conservera certainement une marge de sécurité suffisante.

Dans notre estimation, nous avons négligé les intérêts intercalaires; ils peuvent être réduits à un strict minimum si l'on commence les travaux à partir de Givet. On pourra mettre le canal en activité au fur et à mesure de l'avancement des travaux ainsi que cela se fit pour le Canal Albert.

2) *Canalisation de la Meuse.*

L'évaluation du coût de la canalisation d'une rivière telle que la Meuse, est extrêmement difficile. Ce fleuve, dans son parcours entre Sedan et Givet, se présente sous des aspects extrêmement variés. Tantôt il coule paresseux dans une plaine alluviale élargie, tantôt, il se glisse entre des collines abruptes qui l'enserrent, ou encore il contourne des éperons rocheux engendrant des méandres compliqués. Aussi, une évaluation plus ou moins précise ne pourrait se fonder que sur des plans détaillés et une étude géologique fouillée. Ne disposant pas de ces éléments, nous avons tenté une évaluation du montant de la dépense par comparaison avec un autre projet de canalisation, celui de la Moselle. La Meuse et la Moselle ont des aspects à peu près

identiques; toutes deux présentent de nombreux méandres et coulent, tantôt dans des vallées élargies, tantôt entre des collines resserrées. Leur régime est extrêmement variable allant de quelques mètres cubes secondes à 3 et 4.000 m³/sec.

Une étude très détaillée de la canalisation de la Moselle a été effectuée par un groupement d'ingénieurs français, allemands et grands-ducaux (9). Ils ont mis sur pied un projet comportant la construction de 14 barrages et écluses, dont une à Coblence est déjà réalisée. Ces écluses, une par barrage, seraient du type 185 × 12 m. Le secteur Trêves-Coblence comporterait 9 barrages de 6 à 9 m. En amont de Trêves, il y aurait 4 barrages de 3,80 m à 6,25 m. La différence de niveau entre Thionville et Coblence est de 88 m. A dix de ces barrages serait accolée une centrale hydroélectrique. Les estimations, faites sur la base de la valeur du franc français 1953, sont établies comme suit :

Usines hydroélectriques	14.07 milliards F F
Ecluses 185 × 12 m	8.18 milliards F F
Barrages	6.81 milliards F F
Dragages et déroctages	4.71 milliards F F
Indemnités diverses	3.23 milliards F F
	37.00 milliards F F

Il s'y ajoute quatre ports de sécurité en cas de danger de glace, pour un montant de 0,73 milliard. A ces sommes il s'agit d'ajouter les intérêts intercalaires. Négligeant les usines hydroélectriques qui sont étrangères au problème de la canalisation de la rivière, on arrive à un total de l'ordre de 4.0 milliards de francs belges.

La différence de niveau entre Remilly et Givet est de 66 mètres. Les difficultés que l'on rencontrerait sur la Meuse sont du même genre que celles qui se présentent sur la Moselle. Le bassin versant de la Moselle, dans le parcours Trêves-Coblence, est de l'ordre de 2,5 fois le bassin versant de la Meuse dans le parcours Sedan-Givet. Les barrages seraient donc, en moyenne, plus courts sur la Meuse que sur la Moselle. La différence de niveau entre Thionville et Coblence est de 88 m; elle est de 68 m entre Remilly et Givet. Nous prévoyons sur la Meuse deux écluses à chaque barrage, une grande 130 × 12 m, et une petite de vitesse de 55 × 7,50 m. Tenant compte de ces différents facteurs et aussi des imprévus qui sont inévitables, nous estimons que la canalisation de la Meuse entre Remilly et Givet se montera à 4 milliards de francs.

CHAPITRE IV.

RENTABILITE DU CANAL

Nous avons montré que la canalisation de la Meuse pouvait être estimée à 4 milliards de francs et que le coût du projet n° 1 s'établirait vers 8 milliards de francs, soit une dépense totale de 12 milliards.

En vue de déterminer la rentabilité des installations nous examinerons successivement le transport des trois produits fondamentaux qui interviennent dans le trafic probable, à savoir le minerai de fer, le charbon et le coke et enfin les produits finis. Si les frets correspondant à ces trois produits sont à peu près les mêmes pour le transport par bateau, ils sont soumis à des tarifs par fer très différents. Nous établirons donc, pour chacun de ces produits, l'économie que représenterait le transport par bateau par rapport au transport par fer.

Dans cette étude nous supposons que les usines sont équipées de façon à recevoir aisément les envois par bateaux qui leur sont destinés.

1) Le minerai de fer.

Ce trafic est de 8.6 millions de tonnes annuellement, auxquels s'ajoutent 400.000 tonnes de minerai luxembourgeois destinées à la région rhéno-westphalienne. Enfin, 500.000 tonnes de minerai suédois sont déchargées à Anvers et destinées aux usines luxembourgeoises et 2 ou 300.000 tonnes de manganèse, chaux et dolomie. Il s'agit donc d'un trafic annuel de 9.7 millions de tonnes, qui se fait actuellement par fer.

Examinons tout d'abord le cas des 9 millions de tonnes qui vont du bassin de Briey vers le nord et que nous réduisons à 7 millions de tonnes.

Le canal ne passant pas dans le voisinage tout à fait immédiat des puits de mine, il s'agira d'amener le minerai jusqu'au port d'embarquement. La distance moyenne des puits de mine au canal sera de l'ordre de 3 km. Si ce transport était effectué par camions de 15 tonnes, au mazout, la dépense pourrait être estimée à 5 francs la tonne. Le fret moyen jusqu'aux usines du Nord français et de Belgique, y compris manutention et taxes, serait de l'ordre de 85 F, soit au total 90 francs la tonne. Le prix de transport, par voie ferrée est en moyenne de 130 francs la tonne. D'où une économie par voie d'eau de 40 francs par tonne et pour les 7 millions de tonnes, une économie annuelle de 280 millions de francs belges. Quant aux 0,7 million de tonnes allant d'Anvers vers le bassin de Briey, le parcours étant un peu plus long, le fret y compris manutention s'établira à 95 F la tonne, le prix du transport par chemin de fer est de 195 F la tonne, d'où une économie de 70 millions environ.

L'économie annuelle sur le transport du minerai sera donc de 350 millions de francs.

2) Transport du coke et du charbon.

Avant d'aborder ce point, nous pensons qu'il est utile d'examiner la question de la dépréciation éventuelle que subirait le coke lors de son transport par

(9) R. Poitrat : La canalisation de la Moselle. - Revue de la Navigation intérieure et rhénane. 10 mai 1953.

bateau. Cette question a été soulevée et les avis sont divergents. Nous pensons qu'elle est réglée depuis les expériences qui ont été faites en France et qui sont signalées par Poitrat (10). Nous nous bornerons à citer cet auteur :

« Certains milieux avaient avancé que le transport du coke par voie d'eau ne pouvait être réalisé, étant donné la fragilité du produit. Cette opinion, qui ne repose sur aucune base technique sérieuse, est démentie catégoriquement par les faits puisque Strasbourg a transbordé, avant guerre, plus de un million de tonnes de coke à destination d'une seule usine lorraine.

» Néanmoins pour dissiper les dernières appréhensions, des expériences portant sur 12.000 tonnes de coke de la Ruhr, et surveillées par des experts, ont été effectuées en 1952. On a transporté, chaque fois, 4.000 tonnes, soit directement par fer à destination de la Lorraine, soit directement par eau à destination de Strasbourg, soit directement par eau à destination de la Lorraine avec transbordement à Strasbourg. Dans chaque cas, on a criblé le coke afin de séparer les parties inférieures à 30 mm. Les résultats ont été les suivants :

» Transport direct par voie ferrée : 3,10 % de coke inférieur à 30 mm.

» Transport direct par voie d'eau : 3,38 % de coke inférieur à 30 mm.

» Transport mixte par voie d'eau + Transport par voie ferrée : 4,45 % de coke inférieur à 30 mm.

» On a donc constaté que le transport du coke par voie d'eau se présentait dans des conditions tout à fait semblables à celles du transport par fer et qu'il n'y avait pas lieu de tenir compte d'une différence importante entre les deux modes de transport pour l'acheminement du coke ».

Cette expérience est concluante et montre que le coke peut être transporté par bateau aussi bien que par fer.

Le Nord français expédie annuellement 1,2 million de tonnes de coke vers le bassin de Briey; la Belgique, les Pays-Bas et le bassin d'Aix-la-Chapelle envoient 2,3 millions de tonnes de coke vers la même région et la région rhéno-westphalienne participe à ce mouvement à raison de 6,5 millions de tonnes de coke et de houille. Il s'agit donc d'un mouvement total annuel de 10 millions de tonnes. Une partie, la plus petite, est destinée aux usines situées le long de la bordure est du bassin de Briey; en effet, actuellement celles-ci reçoivent de la Sarre une partie de la houille et du coke dont elles ont besoin. Admettons que 5 millions de tonnes passent par le canal.

Le fret moyen, depuis le point de production du coke dans le Nord français, en Belgique, en Hollande ou en Allemagne jusqu'à l'usine, peut être estimé à 95 F la tonne y compris manutention.

Le coût du transport par fer est de l'ordre de 320 F la tonne. D'où une économie de 225 F la tonne, soit une économie totale de 1.125 millions de francs annuellement.

3) Transport des produits finis.

Le Nord de la France reçoit annuellement 0,2 million de tonnes d'acier brut et laminé venant du bassin de Briey. La Lorraine envoie deux millions de tonnes d'acier vers les ports maritimes belges et hollandais. D'où un trafic annuel de 2,2 millions de tonnes de produits finis, dont 1,5 million au moins proviennent des usines de la Chiers et de l'Alzette.

Le fret depuis l'usine jusqu'au port d'embarquement maritime sera de l'ordre de 112 F la tonne, y compris manutention; le transport par fer se monte à 330 F la tonne, d'où une économie de 218 F la tonne et une économie de 237 millions de francs sur le transport des produits finis.

L'économie totale réalisée par la voie d'eau dans le cas d'une liaison Givet-Piennes, serait annuellement de l'ordre de 1.800.000.000 de francs.

Les économies que nous venons de mettre en évidence ont été réalisées en supposant qu'il n'y a pas de fret de retour. Compte tenu du fait que le trafic considéré est parfaitement équilibré, il n'est pas téméraire de supposer que ce fret pourra être assuré dans 50 % des cas, ce qui entraînera une économie complémentaire de 15 % au moins. L'économie totale annuelle serait donc de l'ordre de 2,1 milliards de francs.

Si l'on admet que les frais d'exploitation et de courant électrique se monteraient annuellement à une centaine de millions, l'économie annuelle serait de 2,0 milliards, soit 17 % du capital investi.

Remarquons que les tonnages admis pour le calcul de la rentabilité sont ceux donnés par Delmer et rappelés au début de ce travail, mais que, par mesure de prudence, nous les avons systématiquement diminués de 25 %.

* * *

Dans l'étude de la rentabilité du canal, nous n'avons fait intervenir que le transport des matériaux industriels fondamentaux : minerai de fer, charbon, coke et produits finis métallurgiques. Il est bien évident que la canalisation de la Meuse et la création du canal amèneraient des transports importants dans d'autres domaines : construction, alimentation, agriculture, équipement des usines, etc. Entre des points situés sur le canal s'établiront des rapports nouveaux, créant ainsi une circulation intérieure. Par exemple, les usines de la Chiers et de l'Alzette transporteront probablement par bateaux le minerai qu'elles iront de plus en plus chercher sur le plateau de Briey lui-même.

Enfin, la création du canal amènera un développement matériel et social des régions qu'il traversera, régions qui vivent actuellement repliées sur elles-mêmes par manque de contacts avec le monde extérieur.

(10) Poitrat. - La canalisation de la Moselle. Revue de la Navigation intérieure et rhénane. 10 mai 1953.

L'étude de la rentabilité que nous venons d'entreprendre n'a pas la prétention d'être définitive. Elle n'avait qu'un but, montrer que le canal est largement rentable.

Une étude définitive de cette rentabilité ne pourra être réalisée qu'en faisant une enquête auprès des quelque quarante usines qui sont intéressées par la création de cette voie de communication nouvelle. Chacune de ces usines possède ses installations de manutention, ses habitudes de travail, ses possibilités d'adaptation à un mode de transport nouveau. C'est un examen approfondi de chaque cas particulier qui permettra d'obtenir une vue d'ensemble sur le problème et de fixer la rentabilité exacte de l'opération.

Havage, minage au Cardox, transport par bande à brin inférieur porteur ripée dans une taille aux Charbonnages de Beeringen [1]

P. HANSROUL,
Ingénieur principal.

SAMENVATTING

De kolenmijnen van Beringen passen het Cardox-procédé toe sinds 1947.

Van 1947 tot 1951 werd het gebruik van Cardox meer door de ogenblikkelijke behoeften dan door een systematische organisatie bepaald. Deze toepassingen hadden nochtans het voordeel de voorwaarden voor een doelmatiger gebruik te doen uitschijnen.

Het Cardox-schieten werd toegepast in de volgende omstandigheden :

1. Cardox-schieten in een ondersneden laag met mechanische lading door middel van de Huwood-lader.

2. Cardox-schieten in een harde bedding tegen het dak, na afbouw van de onderste bedding door middel van pikhamers.

3. Cardox-schieten in volle laag.

Mislukking bij gebrek aan voorafgaandelijke insnijding. Verbetering van het rendement maar over het algemeen geen verlaging van de kostprijs, met voorafgaandelijke insnijding of met bijkomende vrije oppervlakte verwezenlijkt door middel van een kerfmachine.

4. Stelselmatig Cardox-schieten in ondersneden laag.

In dit geval leidde de invoering van koppelkappen en verschuifbare onderbanden (techniek die op de kolenmijn zelf ontwikkeld werd) tot een nieuwe organisatie van de ondersneden pijlers.

De pijler is uitgerust door middel van een onderband, die tijdens de afbouwdienst verschoven wordt. De kool wordt ondersneden, afgeschoten met Cardox en door middel van pikhamers verkleind. Deze werkwijze, vergeleken met deze waarbij de kool ondersneden wordt, maar de transportband iedere 1,50 m omgelegd wordt, laat een rendementsverhoging toe van 38 % voor de pijler en van 22 % voor de werkplaats.

De ideale richtlijnen voor het gebruik van Cardox zijn als volgt samen te vatten :

1. Het schieten moet de ondersnijding zo kort mogelijk volgen.

2. De ondersnijding moet de dakbreuk volgen en de ontkolingsdienst zo kort mogelijk voorafgaan.

3. De afstand tussen de mijngaten moet door voorafgaandelijke proeven bepaald worden.

4. In de niet ondersneden pijlers dient men door aangepaste middelen een bijkomend vrij oppervlak te scheppen in het te verbrijzelen massief.

De voordelen van het Cardox-procédé zijn :

1. Volstrekte veiligheid.

2. Eenvoudig en praktisch van gebruik.

3. Behoud van de normale cyclus der bewerkingen in werkplaatsen waar zich bizondere omstandigheden voordoen.

4. Mogelijkheid tot tewerkstelling van minder geschoold personeel.

RESUME

Les charbonnages de Beringen pratiquent le tir au Cardox depuis 1947.

De 1947 à 1951, l'emploi du Cardox fut dicté par les circonstances du moment plutôt que par une organisation systématique. Ces applications eurent cependant le mérite d'éclairer sur les conditions à remplir pour obtenir une efficacité maximum du système.

Il fut employé dans différents cas :

1. Tir au Cardox dans une couche havée et chargement mécanique avec chargeuse Huwood.

(1) Conférence faite au Cercle d'Etudes « Mines » de l'A.I.Lg., section de Liège, le 11 janvier 1954.

2. *Tir dans le sillon supérieur, très dur, d'une couche après avoir enlevé le sillon inférieur au piqueur.*
3. *Tir en ferme dans une couche.*

Insuccès sans coupage préalable. Augmentation du rendement, mais en général pas de diminution du prix de revient avec coupage préalable ou surface supplémentaire dégagée par une rouilleuse.

4. *Enfin, minage systématique en taille havée.*

Dans ce cas, l'introduction des bêles articulées et du convoyeur à brin inférieur porteur ripé (technique mise au point au charbonnage même) conduisit à une organisation nouvelle dans les tailles havées.

La taille est équipée d'un convoyeur à brin inférieur porteur ripé pendant le poste d'abatage. Le charbon est havé et cardoxé, puis finalement dépecé au marteau-piqueur. Cette méthode de travail, comparée avec la méthode de travail où le charbon est havé et où la courroie est changée tous les 1,80 m, a apporté un gain de rendement de 38 % pour la taille (abatteurs, foudroyeurs, chargeurs) et de 22 % pour le quartier.

Les directives idéales pour l'emploi du Cardox se résument comme suit :

1. *Le tir doit suivre d'aussi près que possible le havage.*
2. *Le havage doit suivre le foudroyage et précéder d'aussi près que possible le poste de déhouillement.*
3. *La distance entre trous de mine fera l'objet d'une étude préalable.*
4. *Dans toutes les tailles non havées, on ménagera par un moyen approprié une surface libre supplémentaire dans le massif à disloquer.*

Les avantages du tir au Cardox sont :

1. *Sécurité absolue.*
2. *Mise en œuvre simple et pratique.*
3. *Maintien du cycle normal des opérations dans un chantier où des circonstances spéciales se présentent.*
4. *Possibilité de l'emploi de main-d'œuvre moins qualifiée.*

L'exposé comprend deux parties :

I. — La description et l'évolution de l'abatage au Cardox aux Charbonnages de Beeringen.
II. — L'application du tir au Cardox dans une taille havée équipée d'une bande à brin inférieur porteur ripée.

I. — DESCRIPTION ET EVOLUTION DE L'ABATAGE AU CARDOX

1) Description du matériel.

1° Cartouche

Il existe plusieurs types de cartouches dont le type B. 37 qui est de loin le plus utilisé.

La cartouche se compose de cinq parties principales (fig. 1) :

a) un tube en acier spécial à 118 kg/mm² de résistance et dont les parois ont une épaisseur de 6,35 mm
b) une tête de décharge
c) une tête de tir
d) un énergisseur
e) un disque de rupture.

A l'extrémité, la tête de décharge est pourvue de deux oreilles qui s'effacent lors de l'introduction de la cartouche dans le trou de mine et s'agrippent aux parois de celui-ci lors du tir. Deux évents latéraux permettent aux gaz de s'échapper.

Le disque de rupture est serré entre le tube et la tête de décharge et l'étanchéité obtenue par l'interposition d'un joint en cuivre rouge.

La tête de tir porte un dispositif de remplissage et deux bornes de contact permettant de relier la ligne de tir à l'énergisseur.

L'énergisseur est constitué d'un tube en carton fort contenant la poudre énergissante et le petit détonateur de mise à feu. Il porte à l'extrémité une petite collerette en cuivre assurant l'étanchéité et le contact à la masse.

Après chaque tir, l'énergisseur et éventuellement le joint sont à remplacer.

Caractéristiques de ce type de cartouche.

Longueur	1,11 m	
Diamètre	45 mm	
Poids	8.100 kg	
Charge en CO_2	600 g	
Pression de rupture	1.890 kg/cm²	2.360 kg/cm²
Disque de rupture	2,8 mm	3,6 mm
Energisseur	*D* 62,5 g	*D* 77,5 g
Diamètre de forage	52 mm	

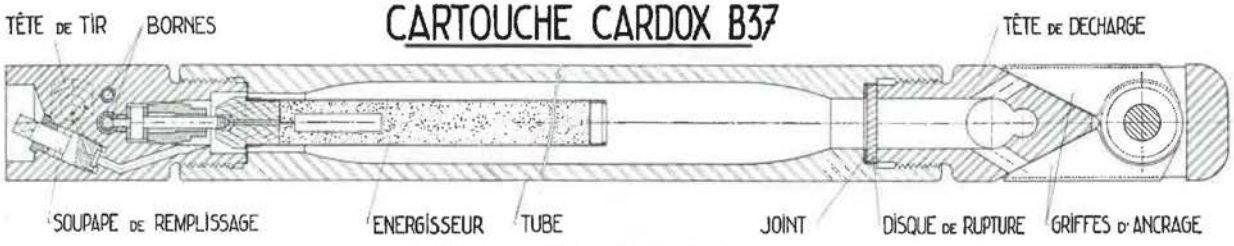


Fig. 1. — Cartouche Cardox B 37.

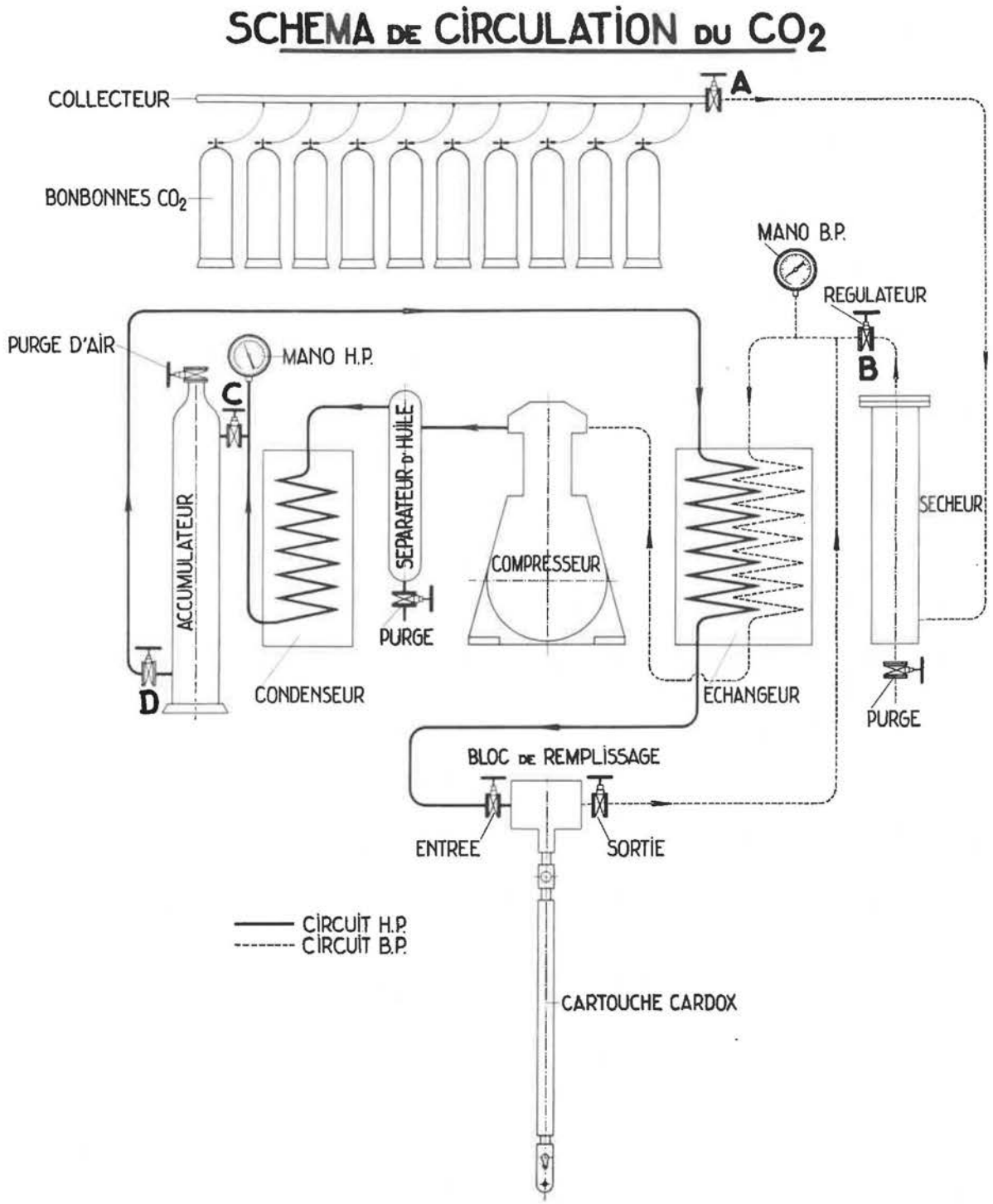


Fig. 2. — Poste de chargement. Schéma de circulation du CO_2.

2° *Poste de chargement* (fig. 2).

Il comprend :

un collecteur avec tubes de raccordement
un sécheur
une valve régulatrice B
un échangeur
un compresseur
un séparateur d'huile
un condenseur
un accumulateur.

Voir schéma de circulation (fig. 2).

Les tubes du commerce de CO_2 sont raccordés au collecteur par un tube en cuivre. Une vanne d'arrêt A permet d'isoler les bonbonnes du reste du circuit.

Le sécheur est intercalé dans la conduite allant du collecteur à l'échangeur. Il a pour objet l'absorption de l'humidité éventuellement contenue dans le CO_2.

Cette absorption se fait par du chlorure de calcium disposé sur des tamis logés dans le sécheur. Le chlorure saturé s'évacue par la valve de purge. La valve régulatrice B portant le manomètre basse pression est disposée à l'avant de la machine. Elle règle la détente du CO_2 allant à l'échangeur. Son but est de réduire la pression et de ce fait la température du gaz, en produisant ainsi la réfrigération du serpentin intérieur de l'échangeur où circule le CO_2 allant à la cartouche en remplissage.

Du serpentin extérieur, le CO_2 est aspiré par le compresseur. La fonction du compresseur est d'aspirer le CO_2 contenu dans les bonbonnes et d'élever sa pression de 28 kg/cm² (pression dans l'échangeur) à une pression suffisante pour le liquéfier dans le condenseur. Cette pression dépend de la température de l'eau de circulation du condenseur et s'établit entre 50 et 70 kg/cm².

Le compresseur comporte deux cylindres à simple effet et fonctionne à la vitesse de 400 tours/minute.

Le séparateur d'huile est intercalé entre le compresseur et le condenseur. Celui-ci est constitué d'un serpentin en cuivre immergé dans un réservoir en tôle d'acier dans lequel circule l'eau de refroidissement.

Le CO_2 liquéfié dans le condenseur est emmagasiné dans l'accumulateur dont la contenance est d'environ 20 *kg* de CO_2. Des valves d'arrêt à l'entrée et à la sortie permettent d'isoler l'accumulateur et de le maintenir plein lorsque la machine est à l'arrêt. De l'accumulateur, le CO_2 liquide passe dans l'échangeur.

L'échangeur est constitué par deux tubes enfilés l'un dans l'autre, formant serpentin double disposé dans un réservoir rempli de matière isolante. Il a pour but de refroidir le CO_2 liquide immédiatement avant son entrée dans la cartouche en remplissage afin d'obtenir la densité maximum et de permettre ainsi l'introduction dans la cartouche du plus grand poids possible de CO_2.

L'action réfrigérante est obtenue par la détente du CO_2 venant des bonbonnes dans le tube extérieur du serpentin et allant vers l'aspiration du compresseur.

Cette détente détermine, en même temps que la baisse de pression, l'abaissement de la température du CO_2 liquide à haute pression circulant dans le tube intérieur du serpentin vers le bloc de chargement.

Celui-ci est monté sur l'extrémité avant du bâti et est constitué d'un bloc d'acier pourvu de deux valves commandant les conduits d'arrivée à la tuyère de remplissage.

La cartouche à remplir est fixée sur la tuyère de remplissage à l'aide d'un dispositif de serrage à étrier réglable. La valve de gauche est raccordée au tube intérieur du serpentin et la valve de droite est raccordée au tube extérieur, lequel à son tour est raccordé à l'aspiration du compresseur. La fermeture et l'ouverture successives de ces deux vannes permettent d'extraire de la cartouche en remplissage une partie du CO_2 qui s'y trouve et de refroidir la cartouche en remplissage.

La répétition de ces manœuvres permet un refroidissement complet de la cartouche et un remplissage parfait.

2) Fonctionnement de la cartouche lors du tir.

Le tir au Cardox consiste à enflammer l'énergisseur au moyen d'un petit détonateur logé dans la partie supérieure.

La combustion du mélange, que contient le tube en carton, sous la pression élevée régnant dans la cartouche, donne naissance à une onde de choc dans le CO_2 liquéfié, ce qui provoque la rupture du disque en acier.

L'acide carbonique s'échappe, se répand dans le fourneau en provoquant par sa vaporisation instantanée la fissuration et la fragmentation du massif.

L'expansion produite lors de cette vaporisation vaut 570 fois le volume intérieur de la cartouche qui est de 608 cm³. En effet, 1 g de CO_2 à la température ordinaire et à la pression atmosphérique occuperait un volume de 535 cm³. Or, une cartouche bien remplie en contient 650 g. Le volume final est donc de $535 \times 650 = 348.000$ cm³ ou une expansion de $348.000 : 608 = 570$ fois le volume occupé par l'acide carbonique dans la cartouche; à ce volume viennent encore s'ajouter les produits de la combustion de l'énergisseur.

L'énergisseur contient 77,5 g d'un mélange combustible au perchlorate, ainsi qu'une amorce constituée par un fil en nickel chromé noyé dans un mélange de chlorate de potasse et de charbon. Cette cartouche ne peut être allumée à l'air libre, même lorsqu'on applique à l'inflammateur une tension de 175 volts. La mise à feu de la masse combustible ne peut être obtenue que si elle est soumise à une pression gazeuse telle que celle réalisée dans le tube après remplissage.

Ce comportement tout à fait spécial a été confirmé par les expériences faites à l'Institut National des Mines à Pâturages, en 1947.

Au début, on attribuait à l'énergisseur la propriété de fournir les calories nécessaires à la gazéification complète du CO_2 liquide, d'où son nom de « heater » qu'il a d'ailleurs conservé. Les effets de l'explosion dépendaient, croyait-on, du type d'énergisseur employé.

Cette façon de voir était cependant combattue. De nouvelles expériences furent entreprises par deux expérimentateurs anglais, MM. Shepperd et Titman dont le rapport fut publié en 1949 dans les numéros d'août et de septembre du « Colliery Engineering ».

Ces expériences furent toutes réalisées sur le tube B 37 et ont conduit aux conclusions principales suivantes :

1° Pressions statiques dans la cartouche au repos.

a) Pour une charge complète en CO_2 et tout de suite après remplissage : 50 kg/cm². Après avoir repris la température ambiante : 210 kg. Comme, à la température critique de 31°, la pression critique est de 75 kg/cm², il faut en conclure que la cartouche est remplie de CO_2 liquide comprimé.

b) Pour une charge incomplète en CO_2, la pression diminue et le CO_2 présente les deux phases

liquide et gazeuse, à une pression dépendant de la température.

Par exemple :

à 12°C $P = 50$ kg/cm²

à 20°C $P = 64$ kg/cm².

Cette pression est indépendante de la charge en CO_2.

c) Au-dessus de la température critique, la phase liquide ne peut exister et la pression dépendra alors de la quantité de CO_2 introduite dans le tube.

d) Au cas où la charge est complète, à la température de 31°, la pression sera de 455 kg/cm², insuffisante pour provoquer la rupture du disque.

2° *Rôle de l'énergisseur.*

Pour ces expérimentateurs, la fonction réelle de l'énergisseur n'est pas de fournir les calories nécessaires à la gazéification du CO_2 dans ce système à vase clos, car la quantité de chaleur nécessaire (environ 200 kcal), d'*abord* pour augmenter la température du CO_2 liquide et le vaporiser, *ensuite* pour amener cette température à un taux suffisant pour rompre le disque obturateur, dépasse largement la chaleur de combustion de l'énergisseur. En effet :

Celui-ci contient 77,5 g de mélange à 800 cal/g ou au total 62 kcal.

En conclusion, la fonction de l'énergisseur est de créer une pression hydrostatique dans le contenu liquide de la cartouche. Lorsque le disque ne se brise pas, soit que son épaisseur dépasse l'épaisseur-type, soit par manque de charge, les échanges de chaleur ont le temps de se produire et la cartouche chauffe.

3° *Pressions au moment du tir.*

a) Chargement normal de 625 g de CO_2

Energ. D 62,5 Disque 2,8 mm 1900 kg/cm²

Energ. D 77,5 Disque 3,6 mm 2350 kg/cm²

b) Charge normale — Disques et énergisseurs inadéquats.

Energ. D 77,5 Disque 2,8 mm 1900 kg/cm²

Energ. D 62,5 Disque 3,6 mm 2350 kg/cm².

Nous remarquons l'égalité des pressions pour des disques d'égale épaisseur.

c) Charges incomplètes.

Energ.	*Disque*	*Charges*	*Pressions*
D 77,5	2,8 mm	480 g	1720 kg
D 62,5	2,8 mm	480 g	1720 kg
D 62,5	2,8 mm	260 g	460 kg

Dans ce cas, le disque ne fut pas rompu. Seule, une légère déformation existait pour les charges de 480 g. Il ne faut donc pas descendre sous 500 g, sous peine d'enregistrer de nombreux ratés.

Ce sont là les conclusions pratiques tirées de cet article.

3) Sécurité de ce mode de tir.

A. *Cartouche.*

En 1936 déjà, l'Institut National des Mines à Pâturages concluait à la sécurité absolue du tir en atmosphère grisouteuse, pour autant que l'épaisseur du disque ne descende pas en dessous de 1,3 mm et que le tube ne soit pas entièrement vide de CO_2. La cartouche actuelle a fait l'objet d'expériences nouvelles en 1947.

L'énergisseur présente une sécurité accrue sur celui de 1936 et aucun tir n'a donné lieu à la moindre inflammation de grisou, quel qu'en fut le chargement en CO_2.

B. *Ligne de tir.*

Les précautions d'usage restent ici indispensables comme pour le tir à l'explosif.

Toutefois, la firme Davis livre pour le tir au Cardox, un exploseur qui a, lui aussi, fait l'objet de recherches à Pâturages.

L'Institut conclut à la sécurité intrinsèque de l'engin, c'est-à-dire que les étincelles susceptibles de jaillir dans le circuit sont inaptes à allumer les mélanges grisouteux.

Cette garantie est assurée par l'enroulement supplémentaire de l'induit, qui a pour effet de réduire la self-induction de la machine.

C. *Sécurité dans le transport.*

Depuis 1947, le transport par berline, des cartouches chargées n'a donné lieu à aucun incident. Il arrive, cependant, qu'une berline s'égare et soit brutalement basculée.

La reprise des tubes se fait aussi sans précaution spéciale, si ce n'est celle que requiert le souci d'éviter les pertes.

4) Prix de revient.

Le coût d'une mine tirée au Cardox pour les sept premiers mois de 1953 a été de 50 F. Ce coût comprend :

1) Les salaires et charges sociales des préposés à la préparation des tubes.
2) Les salaires et charges sociales des foreurs et leurs aides.
3) Les consommations diverses : énergisseurs, joints, disques et CO_2.
4) L'entretien des installations et du matériel.

Remarques.

1. Il a été tiré, pendant ces sept mois, 30.800 cartouches ou environ 4.300 coups par mois.
2. Il faut disposer d'environ trois fois autant de cartouches qu'il y a de coups à tirer par jour.

Ce chiffre peut varier suivant la situation des chantiers par rapport aux puits.

5) Evolution du tir au Cardox à Beeringen.

De 1947 à 1951, l'emploi du Cardox fut dicté par les circonstances du moment plutôt que par une organisation systématique.

Ces applications eurent cependant le mérite de nous éclairer sur les conditions à remplir pour obtenir une efficacité maximum du système.

Nous rappellerons brièvement quelques-uns des cas qui se présentèrent au cours de cette période.

1° *Cardox et chargement mécanique.*

La première application du Cardox eut lieu dans une veine de 0,80 m d'ouverture, où l'on avait décidé de faire l'essai de la chargeuse « Huwood ».

Cette machine peu puissante exigeait, en effet, une dislocation complète de la veine, qu'un simple havage était impropre à donner.

La longueur de la taille était de 100 m. La profondeur de la saignée de 1,35 m. La distance entre trous de mine de 1 m. Les trois opérations de havage, de tir et de chargement se faisaient simultanément et s'échelonnaient sur 30 mètres de longueur.

Le foreur était en tête, suivi du haveur; puis venait le boute-feu et enfin la chargeuse. Après quelques mises au point, le Cardox répondit à ce qu'on en attendait et les 100 mètres étaient déhouillés en un poste.

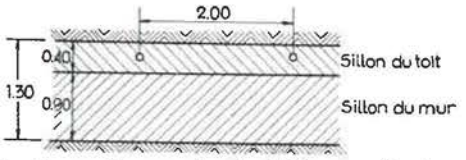


Fig. 3. — Tir en veine de 1,30 m non havée.

2° *Tir en veine de 1,30 m, non havée* (fig. 3).

Dans une veine de 1,30 m d'ouverture, le charbon du toit était tellement dur que la réalisation du cycle journalier se trouvait compromise. L'abatage se faisait sur 1,35 m de profondeur au marteau-piqueur. L'épaisseur du banc dur était de 0,40 m. Des tubes Cardox furent placés tous les 2 m dans ce banc et l'on procédait au tir dès que les abatteurs avaient enlevé le sillon du mur.

Le Cardox dans ce cas était un aide coûteux, mais il permit de maintenir l'avancement journalier.

3° *Tir en ferme.*

Nous eûmes alors l'idée d'essayer de disloquer par le tir l'entièreté du front avant l'arrivée des équipes d'abatage.

Un premier essai, sans coupage préalable, fut un insuccès complet.

Dans le second essai, on pratiquait au préalable, tous les 30 mètres le long du front de taille, des coupages de 1 m de largeur et de 1,35 m de profondeur.

Partant des coupages, on tirait successivement des mines coup par coup. Ce fut un succès du point

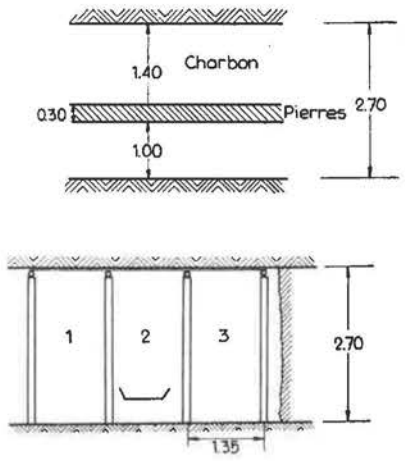


Fig. 4. — Tir en veine de 2,70 m d'ouverture.

de vue rendement qui augmenta de 70 %. Le prix de revient cependant ne s'améliora pas. Il fallait, en effet, placer une mine tous les mètres.

Cette façon de faire cependant permettait l'emploi d'une main-d'œuvre moins qualifiée.

4° *Tir en veine de 2,70 m d'ouverture* (fig. 4).

Dans une taille de la veine 70 composée à cet endroit de deux sillons, l'un au toit de 1,40 m d'épaisseur, l'autre de 1 m au mur et séparé par une intercalation de 0,30 m, le sillon du toit devint à certain moment tellement dur que l'avancement de 1,35 m ne pouvait plus être réalisé en un seul poste d'abatage.

Pour tourner la difficulté, un poste d'appoint fut créé et une série d'ouvriers préparaient pendant le poste à remblai, qui se faisait pneumatiquement, des coupages tous les 4 mètres.

Pour supprimer ce poste auxiliaire, on eut l'idée de pratiquer ces coupages au Cardox et à l'explosif. Ce fut avec l'un et l'autre un insuccès complet. La solution vint par l'emploi d'une rouilleuse pratiquant dans le sillon du toit une saignée verticale tous les 4 m (fig. 5). L'intervalle entre deux saignées

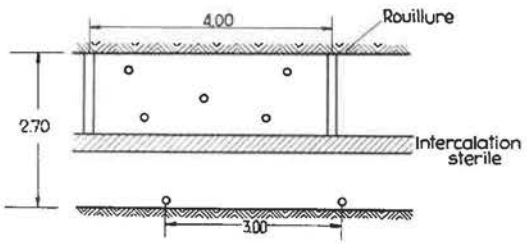


Fig. 5. — Tir en veine de 2,70 m d'ouverture avec rouillures préalables.

était miné au Cardox. Quatre à cinq tubes étaient nécessaires. Le problème dut être revu une fois de plus, quand la dureté du sillon du mur devint elle aussi excessive.

Un tube fut placé tous les 3 m au mur du sillon inférieur et le cycle des opérations se présentait comme suit :

Poste I :
- Remblayage
- Forage et chargement des mines
- Fin de poste : tir des mines du toit après exécution des rouillures.

Poste II :
- Abatage sillon supérieur
- Tir des mines du mur à mi-poste
- Abatage du sillon du mur.

Poste III :
- Changement des installations et
- Préparation du chantier.

Dans cette application, le Cardox joua le rôle qu'on en attendait, mais il avait fallu libérer une face supplémentaire pour obtenir un résultat tangible.

5° *Minage systématique en taille havée.*

Le minage d'un front havé fut aussi essayé. L'organisation d'une taille havée se présentait alors comme suit :

Poste du matin : Déhouillement de la havée.
Poste de l'après-midi : Havage et évacuation du havrit.
Poste de nuit : Changement et foudroyage.

Le tir au Cardox dans une telle taille s'intégrait dans le cycle, en procédant au forage et au chargement des mines avant le havage. Le tir se faisait entre le poste de nuit et le poste du matin.

Cette façon de faire ne procure pas le gain escompté. Le tir a lieu trop longtemps après le havage. Comme le foudroyage suit le havage, le massif se fissure et la saignée se referme.

L'introduction de bêles articulées et de la courroie à brin inférieur porteur (bottom belt) conduisit à une organisation nouvelle dans les tailles havées. (fig. 6).

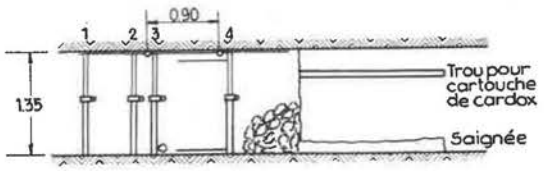


Fig. 6. — Tir au Cardox dans une taille havée.

Poste du matin : toujours réservé au déhouillement.

Le *poste de l'après-midi* avait pour mission de :
a) terminer le déhouillement,
b) forer et charger les mines,
c) préparer le havage.

Le *poste de nuit* :
a) assurait le changement des installations et le foudroyage,
b) en fin de poste : havage et tir des mines, tous les produits de havage et de tir restant dans une allée de 0,90 m, le long du front de taille.

Cette organisation permit d'améliorer l'efficacité du tir; par contre, la longueur du boutage passait de 1,80 m à 2,70 m au bout de la havée. Il restait en fin de compte un gain d'environ 20 % sur l'ancienne méthode.

Par ces applications successives à des cas divers, du tir au Cardox en veine, les directives idéales pour son emploi se firent jour petit à petit. Elles se résument comme suit :

1) Quand on pratique un havage préalable, le tir doit suivre le havage le plus tôt possible; en effet, dans le gisement de Campine, la détente du massif suit de près le havage et la saignée se referme.
2) Le havage doit se faire après le foudroyage et précéder d'aussi peu que possible le poste de déhouillement.
3) La distance entre trous de mine fera l'objet d'une étude préalable, en retenant que le schéma de tir peut varier d'un point à l'autre de la taille.
4) Quand il n'y a pas de havage préalable, on ménagera, par un moyen approprié, une surface libre supplémentaire dans le massif à disloquer.

La deuxième partie de l'exposé est relative à un cas d'application récent du procédé d'abatage au Cardox dans une taille havée. Grâce à l'introduction des bêles articulées, le convoyeur de taille, en l'occurrence une bande à brin inférieur porteur, peut être ripé par courtes passes de 90 cm, ce qui maintient constamment une faible distance de pelletage, malgré la réalisation d'un avancement journalier de 1,80 m. Toutes les conditions déduites ci-dessus pour tirer le plus grand parti possible du procédé d'abatage au Cardox ont pu être appliquées dans ce chantier.

Le texte de la deuxième partie est le commentaire d'un film tourné aux Charbonnages de Beeringen dans une taille exploitée de cette façon.

II. — APPLICATION DU TIR AU CARDOX DANS UNE TAILLE HAVEE EQUIPEE D'UNE COURROIE A BRIN INFERIEUR PORTEUR

Le chantier est ouvert dans la couche A, de 1,35 m d'ouverture moyenne. La tranche exploitée a 180 m de longueur et l'avancement journalier est de 1,80 m.

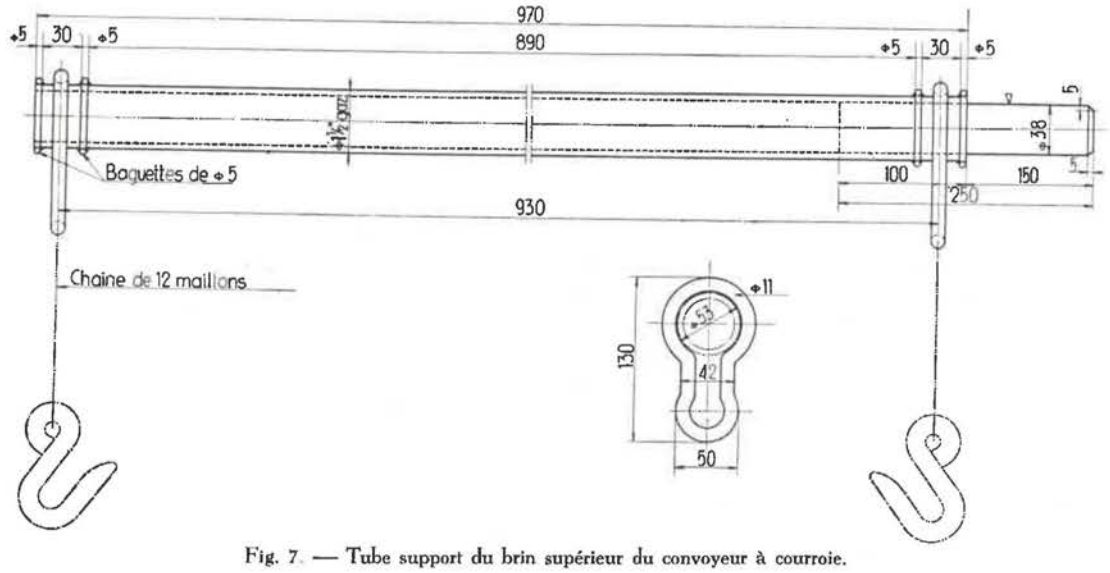


Fig. 7. — Tube support du brin supérieur du convoyeur à courroie.

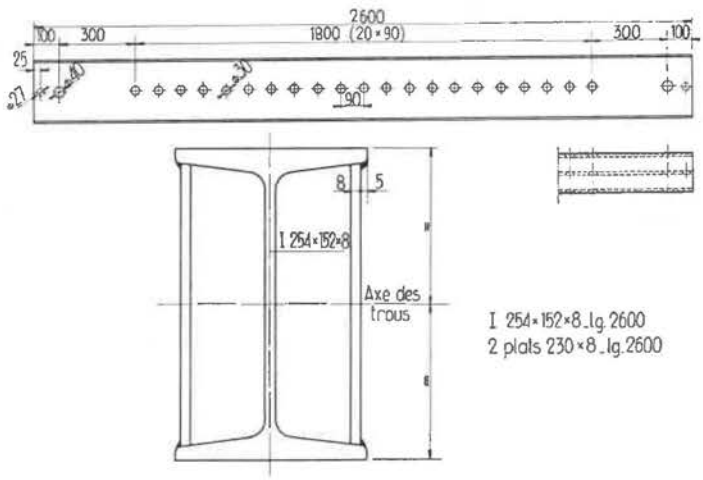


Fig. 8. Poutrelle le long de laquelle se déplace l'étrier servant à fixer la tête motrice.

Le transport en taille est réalisée par une courroie à brin inférieur porteur ripée.

La tête motrice du pied de taille est placée dans une basse taille de 4 m de longueur et celle de la tête de taille dans une haute taille ayant aussi 4 m de longueur. Le charbon est raclé du brin inférieur, par un racloir oblique à 45°, et déversé sur la courroie de voie.

Le soutènement est du type montant, c'est-à-dire avec files de bêles perpendiculaires au front. L'écart entre les files de bêles est de 0,80 m.

La sécurité de l'arrière-taille est assurée par foudroyage. Le mur est assez résistant et le toit de qualité moyenne est cependant assez déliteux.

L'abatage est assuré par havage suivi de tir au Cardox. Enfin, le dépeçage des blocs est effectué au marteau-piqueur à injection d'eau.

Organisation du travail dans le chantier.

Pour exposer la suite des travaux en taille, abordons le cycle au début du poste III (poste de havage et de tir). Au début de ce poste, la situation se présente comme indiqué sur la figure 11.

Le soutènement est réalisé par quatre bêles articulées Groetschel (I, II, III et IV) type caisson, de 0,90 m de longueur, et cinq étançons Gerlach 37 par file (1, 2, 3, 4 et 6). Par file, on dispose également d'un étançon de réserve n° 5. La bêle IV est en porte-à-faux. Le brin supérieur est supporté tous les 4 m par des tubes attachés aux bêles par des chaînes. Pour permettre une fixation aisée des crochets des chaînes aux bêles, les bêles Groetschel à profil plein sont remplacées tous les 4 m par des bêles Belgam à profil ajouré.

Les tubes supports sont à emboîtement de façon à pouvoir en disposer deux, bout à bout, au moment du ripage de la courroie (fig. 7).

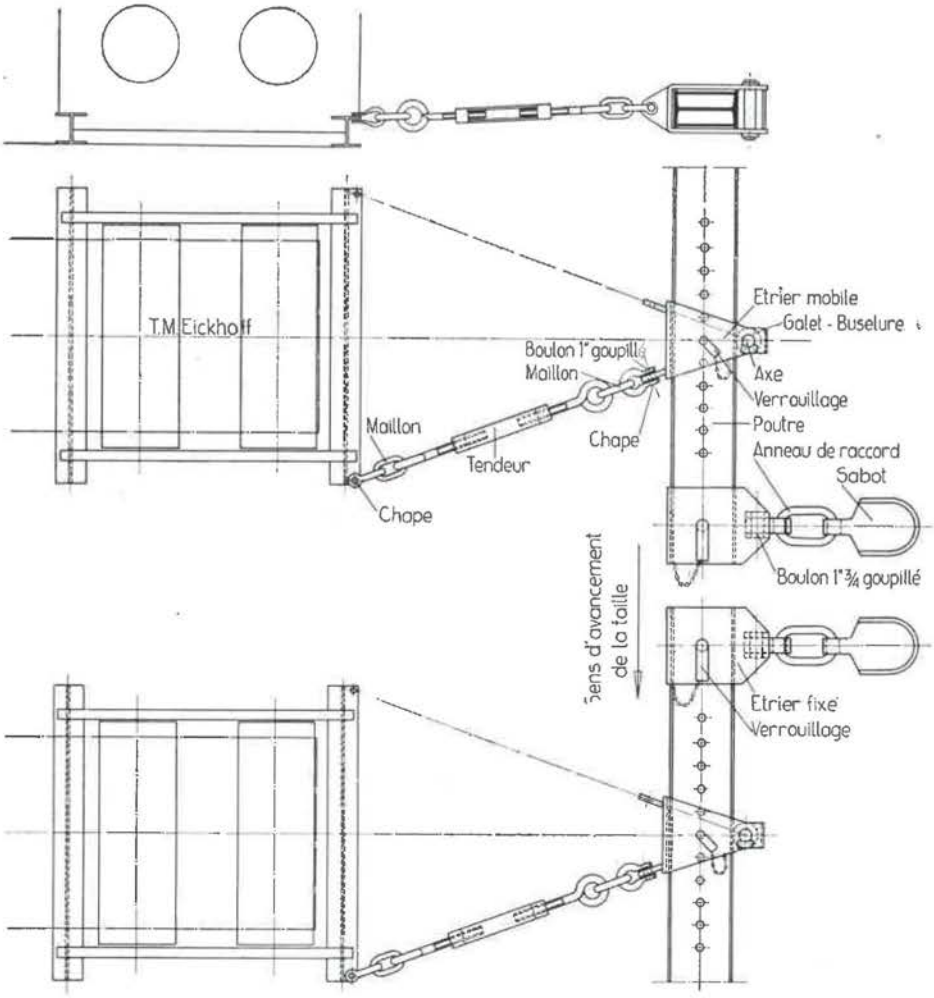


Fig. 9 et 10. — Dispositif de fixation des têtes motrices.

Les trois conduites (air comprimé, eau et câble de signalisation) avec accouplements à rotules sont posées de distance en distance sur de petits traîneaux et alignées le long du brin inférieur. Cette disposition permet de les riper aisément immédiatement après la courroie.

Au début du troisième poste, la haveuse est descendue au pied de taille dans l'allée libre; le havage commence au pied de taille et se fait en montant. La saignée a 1,80 m de profondeur.

Le foreur précède la haveuse. Les trous ont 52 mm de diamètre et 1,80 m de longueur. Ils sont forés perpendiculairement au front, à 20 ou 30 cm du toit et distants de 1 mètre. On utilise une perforatrice rotative à air comprimé et deux fleurets : une barre de 75 cm pour l'amorçage du trou, puis une barre de 1,80 m. Les cartouches de Cardox sont introduites dans les fourneaux avant havage et le tir s'effectue le plus rapidement possible après havage.

Les deux têtes motrices du convoyeur à courroie sont fixées chacune au moyen de chaînes avec tendeurs à un étrier pouvant coulisser le long d'une poutrelle de 2,60 m de longueur, placée parallèlement à la direction des voies. Le patin supérieur de cette poutrelle est percé de trous où peuvent s'introduire des broches en fer qui empêchent le déplacement longitudinal de l'étrier (fig. 8).

La poutrelle est reliée par chaînes à deux sabots d'ancrage. Sur chaque sabot, on appuie le pied d'un bois calé obliquement contre le toit. La figure 9 montre ce système de fixation ainsi que la position de la poutrelle par rapport à la tête motrice au début du poste III.

Pendant le poste III, la courroie est à l'arrêt et toutes les dispositions sont prises pour réaliser le ripage rapide des têtes motrices pendant les postes I et II.

Pour amener la poutrelle dans la position indiquée à la figure 10, on lâche les tendeurs, on enlève les bois de calage et on retire les broches. Au moyen d'un palan, on fait glisser la poutrelle dans l'étrier.

On replace les étançons de calage sur les sabots et on tend à nouveau la courroie.

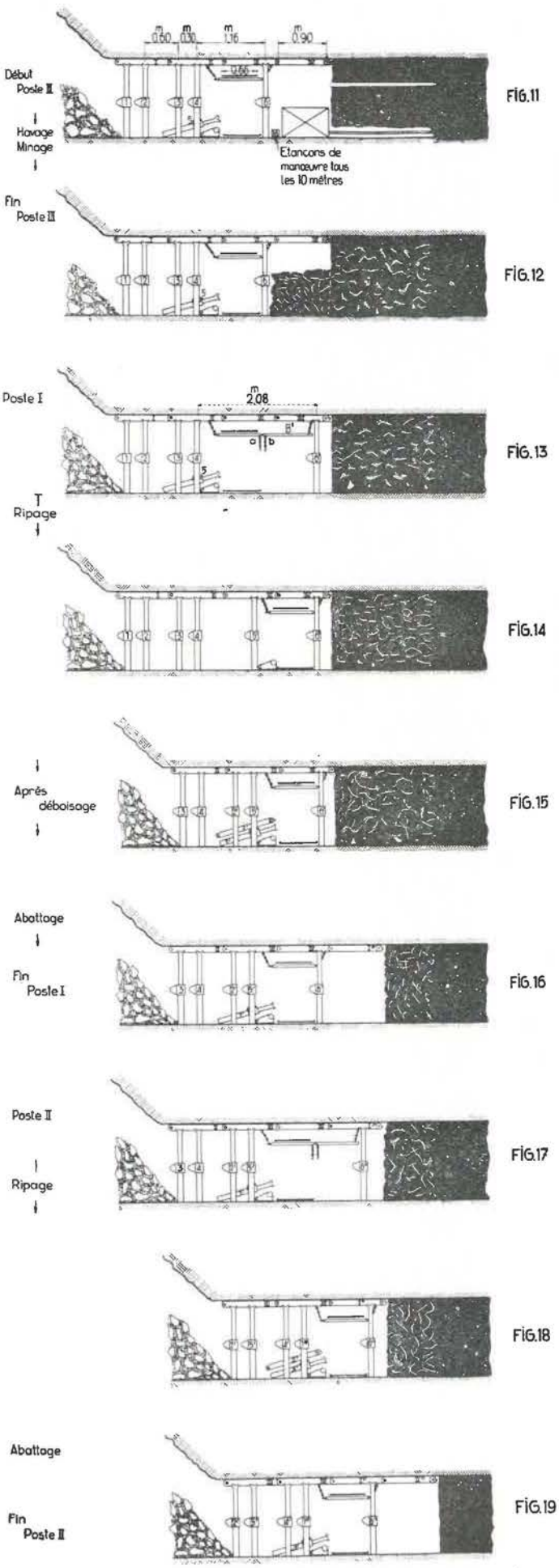
Lorsque, aux postes I et II, il faudra riper rapidement les têtes motrices, il suffira de lâcher les tendeurs, d'enlever les broches pour libérer les étriers et de riper les têtes motrices de la longueur voulue au moyen d'un palan (racagnac). Cette opération sera aisée et rapide.

Poste I.

Au moment où les ouvriers à veine arrivent au chantier, ils trouvent l'allée de passage de la haveuse encombrée des havries et des blocs de charbon abattus par le tir (fig. 12). Le premier travail consiste à déblayer cette allée, ce qui donne, dès le début du poste, une production considérable. Cette opération dure environ 1 h. 30'.

A mesure du déblaiement, l'étançon 6 est enlevé et reporté en 6'. (fig. 13). Pour ne pas avoir deux bêles en porte-à-faux, on dispose d'un étançon de manœuvre supplémentaire par ouvrier.

Un tube porte-brin supérieur, en réserve à côté de chaque tube en service, est emboîté dans celui-ci et suspendu à la bêle IV; la chaîne intermédiaire



est détachée de la bêle III. Les deux têtes motrices sont ripées de 90 cm au palan, comme indiqué plus haut. Le brin inférieur est poussé dans la nouvelle allée par les ouvriers de la taille, ils poussent ensuite de la même manière les traîneaux portant les trois canalisations. Le brin supérieur est glissé sur le support suspendu à la bêle IV. La chaîne *b* est attachée à la bêle IV et le tube support suspendu à la bêle III est enlevé. La ligne d'étançons de réserve 5 est placée en 5' (fig. 14).

L'étançon 2 foudroyé est placé en 2' sous la bêle III et l'étançon 1, ainsi que la bêle I, viennent en réserve en 1' et I' (fig. 15).

Ces opérations terminées, les ouvriers reprennent le dépeçage des blocs et déblaient les 90 premiers centimètres de charbon havé et cardoxé. Ils placent la bêle I' et I" (fig. 16). L'allée de 90 centimètres est complètement dégagée à la fin du poste I. Il faut un ouvrier par 10 files de bêles pour effectuer toutes les opérations mentionnées à ce poste.

Au poste II, les ouvriers déplacent l'étançon 6' en 6" pour pouvoir riper une seconde fois la courroie, comme au poste I. (fig. 17).

Après ripage de 90 cm, ils posent l'étançon de réserve 1, en 1", reprennent l'étançon 4 et le posent en 4', puis foudroient l'étançon 3 et la bêle II (fig. 18).

Ils déblaient ensuite les 90 cm restants et placent au toit la bêle II' qui devient II". La figure 19 montrant l'état du chantier à la fin du cycle est absolument identique au croquis n° 1, début du poste III.

Remarquez qu'au cours de toutes ces opérations de soutènement, aucun étançon ne doit être déplacé au-dessus du convoyeur. C'est toujours l'étançon 6 qui occupe les diverses positions en avant du convoyeur (positions 6, 6' et 6").

Seules les bêles plus légères, de manipulation plus aisée, occupent à tour de rôle la position en porte-à-faux en avant de la courroie. Les manutentions des pièces de soutènement sont réduites au minimum.

Cette méthode de travail, comparée avec la méthode de travail où le charbon est havé et où la courroie est changée tous les 1,80 m, a conduit à un gain de rendement de 38 % pour la taille (abatteurs, foudroyeurs, changeurs) et de 22 % pour le quartier.

La mécanisation, telle que par exemple le rabot rapide avec convoyeur blindé, a permis dans certains chantiers belges de sensibles augmentations de rendement et diminutions du prix de revient. Mais, les cas d'application de ces engins sont malgré tout assez rares et actuellement 80 % de la production belge sont encore abattus au marteau-piqueur.

La méthode qui vient d'être décrite a le mérite de s'appliquer précisément dans certains chantiers où cette mécanisation totale n'est pas applicable et de donner une amélioration importante des rendements et prix de revient, sans nécessiter de fortes immobilisations de capitaux.

Journée du soutènement dans une voie de chantier en plateure

organisée par INICHAR, à Liège, les 5 et 6 janvier 1954

ALLOCUTION D'OUVERTURE

par J. VENTER,

Directeur d'Inichar.

Messieurs,

Je suis heureux de vous souhaiter la bienvenue à cette Journée. Les organisateurs sont très honorés que tant de compétences de l'industrie charbonnière soient présentes.

Je salue spécialement les délégués d'outre-frontières qui sont tous d'éminents spécialistes en pression de terrains et soutènement :

MM. Audibert, Capella, Chaineaux, Coeuillet, Schwartz et Thuillier, de Charbonnages de France, du Cerchar et de l'Ecole des Mines de Nancy.

MM. Bloemendal, Dresen et Posma, des Staatsmijnen, Godebauer, Pickée, Raedts, du Staatstoezicht op de Mijnen des Pays-Bas.

MM. Fish et Noltingk du National Coal Board, de Grande-Bretagne.

Gentlemen, we are very glad to see you again. As you know, this meeting is organised in French, but we'll do our best to give you the most important explanations in English. This afternoon, you may speak English during the discussion.

Je salue également la présence de MM. Hugo et Van Cember du Bergamt sarrois et de M. Plessy de la Régie des Mines de la Sarre, ainsi que les délégués du Steinkohlenbergbauverein de la République fédérale allemande : MM. Kuhn, Ritter et Pinsard, ce dernier Ingénieur français.

Meine Herren, ich freue mich die deutschsprechende Mitglieder dieser Tagung zu begrüssen. Ich wiederhole was ich unseren englischen Kollegen gesagt habe, und nämlich dass Sie während der Diskussion in Deutsche sprechen können.

Au cours de cette Journée, nous étudierons les caractères et le comportement de divers types de soutènements établis dans les mêmes terrains de la mine.

Il s'agit d'une voie de transport au pied d'une taille chassante dans la couche « Stenaye » à la profondeur de 1010 m, au siège n° 2 du Charbonnage de Gosson, La Haye et Horloz, à Tilleur. Cette galerie avait été pourvue d'abord d'un soutènement par cadres cintrés coulissants, placés à front, puis par cadres articulés sur piles de bois, placés à l'arrière.

Inichar est intervenu à ce moment et il a été décidé avec le charbonnage de faire, dans cette même voie, un essai de boulonnage du toit comportant plusieurs variantes. Dès ce moment, toutes les déformations ont été étudiées, mesurées et reportées.

Il était intéressant de viser aussi le comportement des deux autres parties de la voie revêtue de cadres coulissants et articulés, parties pour lesquelles toutefois les mesures n'ont pas été faites.

Dans son principe, l'étude vise à définir aussi exactement que possible les caractères de divers types de soutènement utilisés, les conditions dans lesquelles ils ont été mis en œuvre et les résultats obtenus. L'aspect économique n'a pas été oublié.

Cette étude se situe d'ailleurs dans le cadre plus général de celle des pressions et du soutènement au chantier. Il y a là, de l'avis d'Inichar, un problème qui n'est pas résolu. C'est la raison des travaux qui ont conduit à la Conférence internationale de 1951, à la Journée des mesures en 1953 et à la présente Journée. C'est aussi l'objet de la campagne de mesures sur le poinçonnage des épontes, actuellement en cours et dont il vous sera rendu compte dans quelques mois. D'autres spécialistes belges et étrangers travaillent les mêmes questions.

L'horaire de cette Journée est chargé. Les exposés ont été condensés au maximum. M. P. Stassen, Ingénieur en chef à Inichar, fera ce matin un exposé à caractère qualitatif. M. Hausman, Ingénieur Principal à Inichar, rapportera cet après-midi le résultat des mesures et des calculs de prix de revient. La discussion suivra.

L'organisation de la visite du fond est difficile à cause du nombre des participants et du fait que

la visite se déroule entièrement dans une galerie assez longue à parcourir aller et retour.

Nous avons formé six groupes A - B - C - D - E - F, tous les membres d'un même groupe sont priés de rester en contact, tant au fond qu'à la surface, avec leur chef de groupe.

En terminant, je tiens à souligner la collaboration intime, confiante et très amicale qui a constamment existé entre les ingénieurs d'Inichar et ceux du Charbonnage de Gosson, La Haye et Horloz, inspirés à cet égard par leur chef, M. Robert Dessard, Administrateur-Gérant.

Et je prie maintenant M. P. Stassen de faire son exposé.

PREMIERE PARTIE.

PRINCIPES GENERAUX ET RESULTATS QUALITATIFS DE L'ETUDE

par P. STASSEN,

Ingénieur en Chef à Inichar.

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. On constate trop souvent que les gains de rendement obtenus par la rationalisation et la mécanisation du travail en taille sont en partie absorbés par le personnel occupé au creusement et à l'entretien des voies, au transport du charbon et à l'approvisionnement en matériel.

On ne peut assez insister sur l'intérêt qu'il y a de disposer d'un bon réseau de voies d'exploitation.

Au creusement, une galerie de grande section coûte un peu plus cher, mais les avantages sont tels que les frais supplémentaires sont rapidement compensés. Ces avantages sont cependant difficiles à évaluer, mais leur incidence sur le rendement est très grande.

On peut citer notamment :

1) La sécurité de marche des engins de transport débloquant la taille, spécialement quand ils sont continus. Dans une belle voie, le convoyeur à courroie par exemple peut être dégagé, entretenu et facilement contrôlé. Grâce à cela, la vie de la courroie peut être doublée.
2) La circulation aisée du personnel qui arrive au chantier plus vite et moins fatigué.
3) La facilité d'approvisionnement du chantier en matériel avec un personnel réduit.
4) L'évacuation aisée du matériel à réparer.
5) L'élimination des travaux onéreux d'entretien.
6) La ventilation abondante et la salubrité du chantier.

Il faut pourvoir les voies d'exploitation d'un soutènement bien adapté à son rôle.

L'enlèvement d'une couche de charbon dans un grand panneau de 100 à 200 mètres de largeur sur plusieurs centaines de mètres de longueur, crée un vide énorme dont la surface est très grande par rapport à son épaisseur. Les voies d'exploitation sont situées dans et plus souvent en bordure de ce rectangle. Elles participent au régime des pressions et mouvements qui affectent les terrains de la taille, pressions et mouvements qui s'exercent généralement suivant une seule direction, la verticale. C'est là une différence essentielle avec les actions se produisant autour d'une excavation creusée en ferme. Le soutènement logique d'une voie de taille diffère donc essentiellement de celui d'un bouveau par exemple.

Pour conduire l'affaissement général du massif surmontant la couche exploitée, on remblaie ou on foudroie. Le long des voies, on édifie de solides murs de remblai. Cependant, quelle que soit la qualité du remblai, on ne peut éviter un affaissement de 40 à 50 % de l'ouverture de la couche.

Le soutènement des voies 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. Le soutènement ne doit plus jouer qu'un rôle de garnissage.

Le but de l'étude était de comparer différents types de revêtement en ce qui concerne le matériel et sa mise en œuvre, dans une même voie d'exploitation. Les conclusions ne s'appliquent qu'au gisement en plateure dont l'inclinaison est inférieure à 20°.

Situation et caractéristiques du chantier.

L'étude concerne une voie de transport d'une exploitation en aval pendage dans la couche Stenaye.

En partant du puits n° 2, puits d'entrée d'air, on atteint le chantier par un travers-bancs à l'étage de 960 mètres et un bouveau plantant qui recoupe la couche Stenaye à 20 mètres sous le niveau d'éta-

ge. Le bouveau plantant est prolongé dans la couche par une galerie creusée suivant la pente, cette galerie atteint la voie de base du chantier à la profondeur de 1000 mètres (fig. 1).

La taille a exploité le panneau à l'ouest de cette voie inclinée, jusqu'à la limite de concession. Elle a démarré au mois d'avril 1952 et vient d'atteindre cette limite à la fin du mois de décembre 1953. L'exploitation a duré 21 mois et la voie de transport de la taille a atteint 715 mètres de longueur.

Le gisement est formé d'une plateure assez régulière. La régularité du panneau a été quelque peu affectée par l'existence d'un dôme au voisinage de la voie de tête, avec des contre-pentes de 10 — 12 et même 18°. Au voisinage de la voie de transport, l'inclinaison de la couche a varié de 12 à 2°. L'ouverture de la couche était en général comprise entre 0,90 et 1,10 m, elle fut en moyenne de 1 m.

Le chantier était aéré en rabat-vent. L'air arrivait à la voie de tête du chantier par deux entrées, descendait la taille, suivait la voie de transport et atteignait l'étage de retour d'air par un burquin. Les avancements mensuels sont indiqués sur le plan. Certains mois l'avancement fut de 48 à 50 mètres, ce qui correspond à un avancement journalier de 2 mètres. La production journalière du chantier fut de 370 t en moyenne au mois de novembre 1953 (maximum mensuel). La taille était équipée d'un convoyeur blindé ripé pour un avancement de 1,12 m. Quand l'avancement était de 2,25 m, on ripait deux fois. Le soutènement était réalisé par bêles articulées, étançons métalliques et piles métalliques « Mécapile ». La taille était donc foudroyée sur piles.

Le toit est constitué d'un empilage de bancs de schiste assez cohérents sur 2 mètres d'épaisseur, puis d'une alternance de bancs minces de schiste et de grès. Un gros banc de grès de 23 mètres d'épaisseur se trouve à 14 mètres au-dessus de la couche. Les ruptures de ce banc donnent lieu à de très violents coups de charge. Lors d'un de ces coups de charge, une pile de bois placée depuis deux jours a été projetée dans la voie. Il n'y a pas eu de chute de toit.

Le mur est un schiste gréseux très solide qui surmonte un psammite dur. Sa composition est assez homogène jusqu'à 2 mètres de profondeur. La cohésion et la résistance des bancs du mur permettent de tenir des parois de 1,50 à 2 m de hauteur sans garnissage, même si elles ont été exposées longtemps à l'air. Il y a en général peu de soufflage de mur.

En ce qui concerne le revêtement, la voie de base comporte trois tronçons bien distincts :

1) un tronçon en cadres métalliques coulissants type « Toussaint-Heintzmann ». Ce revêtement couvre 278 mètres de galerie. Ces cadres ont été placés d'avril à décembre 1952;

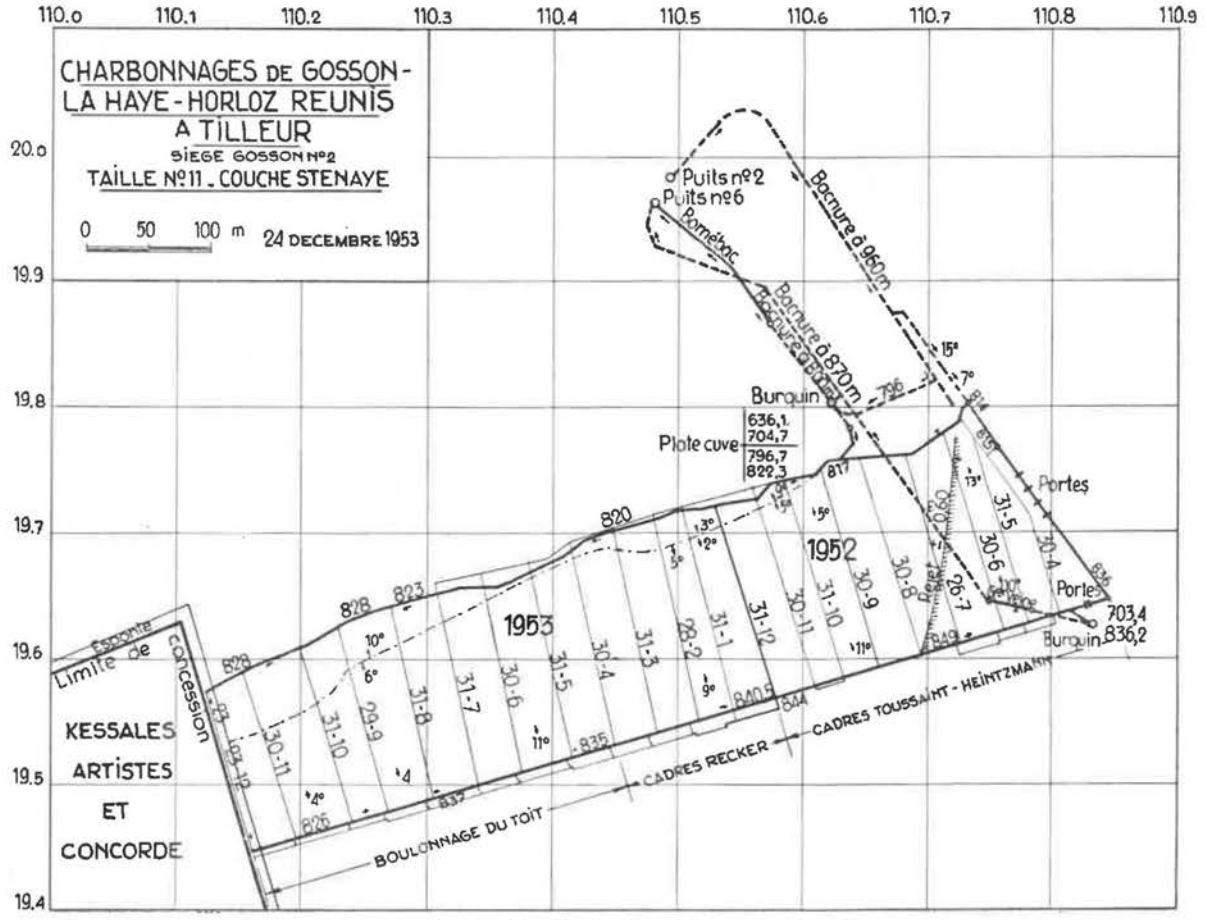


Fig. 1. — Vue en plan du chantier où les essais ont eu lieu.

2) un tronçon en cadres métalliques articulés type « Recker », de 132 mètres de longueur. Ces cadres ont été posés de janvier à fin avril 1953;
3) un tronçon de 305 mètres où le toit a été boulonné. La partie boulonnée a été creusée de fin avril 1953 à décembre 1953. Elle comporte quatre variantes qui seront détaillées dans la suite de l'exposé.

En aval de la voie de base, on a plus souvent pris une basse-taille, sa longueur a varié de 10 à 4 mètres. Dans le tronçon revêtu de cadres T.H., la basse taille a été prise sur une longueur de 108 mètres; dans les 170 m restants, on n'a rien pris.

Principes des trois dispositifs de soutènement employés dans la voie.

1) Les cadres métalliques coulissants.

Le principe de fonctionnement et les remarques faites à propos des cadres métalliques coulissants s'appliquent à tous les cadres cintrés du genre Toussaint-Heintzmann, Glockenprofil, Künstler, etc.

Ces cadres sont en général constitués de trois éléments : un arc en tête, deux montants qui reposent sur le mur de la couche ou sur un banc sous-jacent (fig. 2).

L'arc en couronne doit suivre l'affaissement du massif qui peut atteindre 40 à 60 % de l'ouverture de la couche, et même 70 à 80 % si le remblai est mauvais.

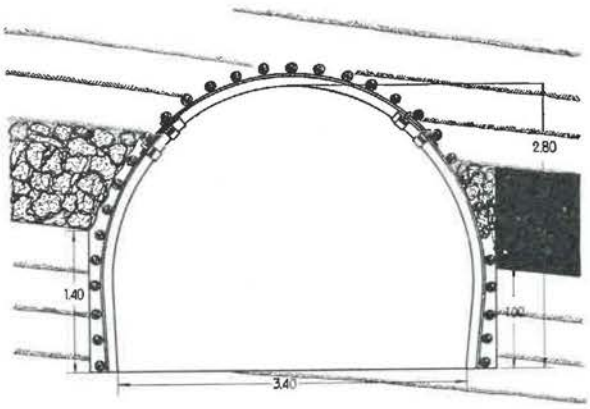


Fig. 2. — Type de cadre métallique coulissant.

La charge appliquée à la couronne est reportée sur le mur par l'intermédiaire des montants.

Pour les différents types de cadres coulissants, la section d'appui sur le mur n'est que de 25 à 30 cm². M. Vidal a montré que les murs de la Sarre étaient percés sous la charge minime de 2 à 9 tonnes suivant la nature de la roche. Dans l'ensemble, les murs des gisements belges ne sont certainement pas meilleurs qu'en Sarre. Les schistes tendres de Campine, les murs schisteux du faisceau des Délyée Veine, Dure Veine, Grande Veine dans le bassin de Liège, ne supportent vraisemblablement pas plus de 2 tonnes.

Le perçage du mur le long des parois facilite le soufflage.

L'eau altère encore les qualités de la roche. On constate parfois qu'un cadre en équilibre commence à s'enfoncer dans le mur alors qu'il est à 150 et même 200 mètres en arrière de la taille, et que l'affaissement du massif semble terminé. Ce mouvement est dû à une altération des qualités de la roche, principalement par suite de l'humidité. La roche saine supportait 6 à 7 tonnes; mouillée elle n'en supporte plus que deux. Sans augmentation de la charge, le cadre s'enfonce. Quand le mouvement est amorcé, il s'accentue parce que l'appui se dérobe sous les bancs du toit. Les bancs fléchissent les uns après les autres, se cassent et pèsent de tout leur poids sur le soutènement.

Pour qu'un cadre coulissant tienne la charge pour laquelle il est prévu, il est *indispensable* de poser les montants sur des semelles métalliques ou des blocs en béton (on élimine ainsi en partie l'influence de la qualité du mur).

La pratique qui consiste à poser la couronne au contact du toit est aussi à rejeter. Il est préférable d'entailler le toit pour avoir un arc de contact entre la couronne et la roche. On obtient de cette façon une meilleure répartition des charges et un meilleur fonctionnement du cadre.

Si, pour des raisons d'exploitation, on désire maintenir le toit intact, il est préférable d'adopter une autre forme de soutènement.

Le serrage des étriers a aussi une grande influence sur la résistance au coulissement. La couronne doit offrir un appui suffisant aux bancs de roche pour les empêcher de fléchir, mais elle ne doit pas empêcher l'affaissement de l'ensemble du massif. Dans des publications antérieures, MM. Vidal et Hanot ont montré que la résistance au coulissement variait de 8 à 12 tonnes suivant que le serrage des deux étriers était faible ou fort.

Pour que le cadre puisse travailler correctement, il faut encore éviter le coincement des étriers, le coincement de la couronne contre la roche ou contre le garnissage et le baillement des montants.

Même avec des cadres coulissants, on préconise parfois la pose de piles de bois en bordure de la voie, dans le but d'éviter le fluage du remblai contre les montants. Dans ce cas, la pile doit être soigneusement bourrée de pierres pour lui donner une résistance à la compression à peu près égale à celle des murs de remblai voisins. Si l'on ne prend pas cette précaution, la pile de bois s'écrase complètement sous une faible charge. Cela revient à augmenter la portée du vide de la largeur des piles, donc à surcharger le cadre.

On peut poser le cadre à front en avant de la taille ou le poser à 10 ou 15 mètres en arrière de la taille. Comme nous le verrons dans la suite, la pose du cadre à 10 ou 15 mètres en arrière des fronts est très favorable, car une grande partie de l'affaissement est déjà terminée à ce moment.

Les sollicitations dissymétriques sont éminemment défavorables à la tenue du soutènement (nous en verrons des manifestations dans la suite). Elles se produisent surtout quand on laisse le charbon en place d'un côté. En enlevant le charbon sur quelques mètres à l'aval et en remblayant convenable-

ment comme à l'amont, le massif peut s'affaisser librement sans se fracturer au-dessus de la voie.

On allègue souvent que la pose des cadres coulissants est facile. Cependant pour que les cadres travaillent correctement et pour en obtenir un bon rendement. il y a beaucoup de détails à soigner.

Les facteurs qui interviennent dans le comportement des cadres coulissants sont nombreux :

— la qualité du mur,
— la pose de semelles sous les montants,
— l'enlèvement du charbon des deux côtés de la voie,
— la pose de piles en bordure de la voie,
— l'entaillage du toit,
— le serrage des étriers,
— le coincement des étriers ou de la couronne contre le garnissage,
— la pose du cadre en avant ou en arrière des fronts.

2) Cadres métalliques articulés posés sur piles compressibles.

Comme dans le cas des cadres coulissants, le principe et les remarques énoncés s'appliquent aussi bien à tous les cadres du genre

Moll avec sabots et longrines en bois,
Moll avec articulation Recker,
Moll avec éclissage des arcs,
Recker avec articulation Moll, ou
Recker avec articulation Recker comme ceux qui sont employés dans la galerie visitée.

Ces cadres se composent de deux éléments cintrés en arc de cercle, disposés en forme d'ogive et qui s'appuient l'un sur l'autre par un système d'articulation (fig. 3).

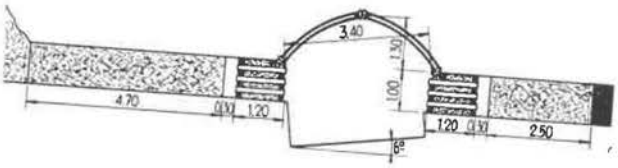


Fig. 3. Type de cadre métallique articulé posé sur piles de bois compressibles et murs de remblais latéraux.

Les arcs sont posés sur des piles de bois édifiées dans l'ouverture de la couche. De part et d'autre de ces piles, on construit les murs de remblai. On laisse un vide de 0,30 m entre les piles et les remblais pour éviter que les terres écrasées ne poussent les piles vers le vide de la voie.

Le cadre est placé entièrement dans le toit. Les appuis sont aussi compressibles que les murs de remblai voisins. Le cadre peut s'affaisser en harmonie avec l'ensemble du massif de roche.

L'excavation creusée dans le toit a la forme de la cavité naturelle d'éboulement.

La charge éventuelle des terrains surincombants est par conséquent reportée sur le mur par les parois latérales du terrain et par un soutènement à large base, en l'occurrence les piles. Le mur n'est pas poinçonné, ce qui diminue certainement le soufflage.

On entaille éventuellement le mur pour faciliter le transfert du charbon du convoyeur de taille sur le convoyeur de voie.

3) Boulonnage du toit.

Ce procédé de soutènement laisse le toit intact et vise à faire participer la roche au soutènement de la galerie. Dans le tronçon boulonné, le bosseyement a donc été pris entièrement dans le mur. Dans cet essai, les boulons ont pour but, non pas de suspendre le bas-toit au haut-toit, mais de river un ensemble de bancs minces pour en faire une dalle solide, suffisamment résistante pour se supporter elle-même au-dessus du vide de la voie et s'affaisser en bloc en même temps que le massif. Il ne peut y avoir ni décollement, ni flexion des bancs. Les boulons doivent maintenir la cohésion des bancs et s'opposer à leur glissement relatif, comme cela se produit quand les bancs fléchissent.

Pour que les terrains du toit de la voie puissent descendre et suivre le tassement des remblais latéraux, il ne faut placer aucun soutènement entre toit et mur.

Comme premier essai, on décida de poser contre le toit des rails de 52 kg/m, de 3,70 m de longueur appuyés de part et d'autre sur des piles de bois placées dans l'ouverture de la veine et bourrées de pierres. Ces piles offrent aux rails un appui de 35 à 40 cm de longueur.

Les rails sont distants de 1,12 m, largeur d'une allée en taille, et dans les intervalles on pose un fer U de 2,50 m de longueur, tenu par trois boulons à coquille de 1,75 m de longueur.

Les ouvriers à veine qui enlèvent le charbon au front de la voie, posent les rails de 52 kg/m sur six étançons courts. Ces rails sont distants de 1,12 m, largeur d'une allée en taille. Le front de la basse taille suit la voie à 1,50 m et celui de la taille est situé 2 à 3 m en arrière de la basse taille (fig. 4).

Le bosseyement dans le mur est exécuté par passe de 2,25 m. Les étançons intérieurs courts sont remplacés par des étançons longs. Dans les intervalles entre les rails, on pose un fer U de 2,50 m de longueur tenu par trois boulons à coquille de 1,75 m de longueur. Immédiatement après le ripage des convoyeurs, on pose les piles de bois dans l'ouverture de la veine. Ces piles offrent un appui aux rails et c'est à ce moment qu'il faut enlever les étançons provisoires. Les fers U ne sont pas appuyés.

Une coupe transversale montre la disposition du fer U et des trois boulons. Le boulon central est perpendiculaire à la stratification, les boulons latéraux sont inclinés à 23° par rapport à la position du boulon central. Grâce à la longueur des tiges, l'ancrage des boulons latéraux se fait à l'aplomb des piles de bois (fig. 5).

On a employé des boulons Colinet. La tête de la tige est constituée de deux jeux de pans obliques

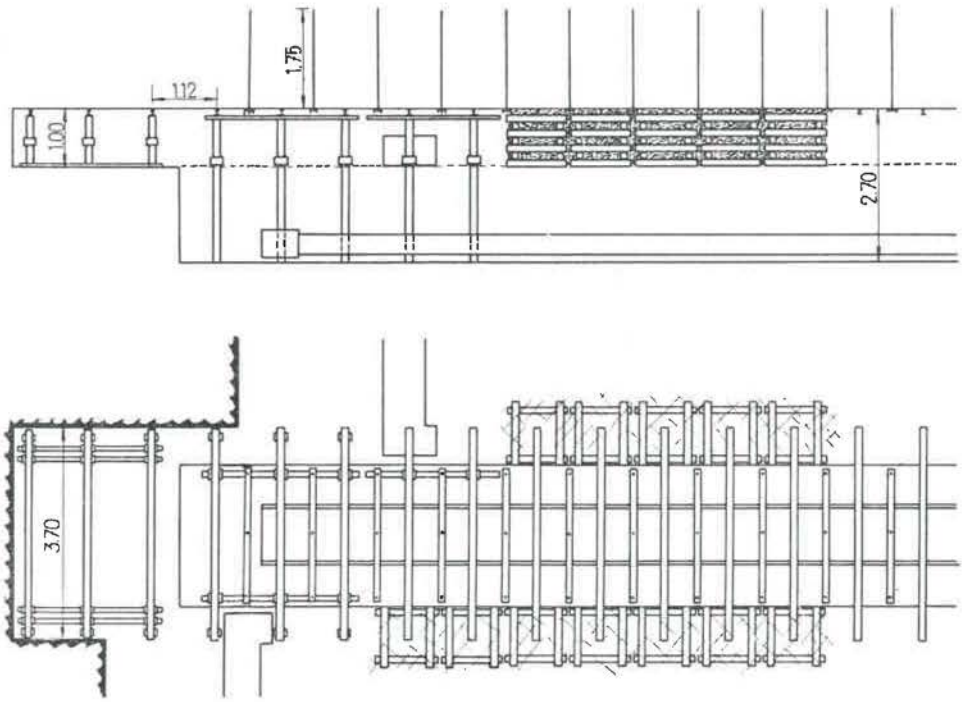


Fig. 4. — Vue en plan et en coupe du front de la galerie dans le tronçon boulonné.

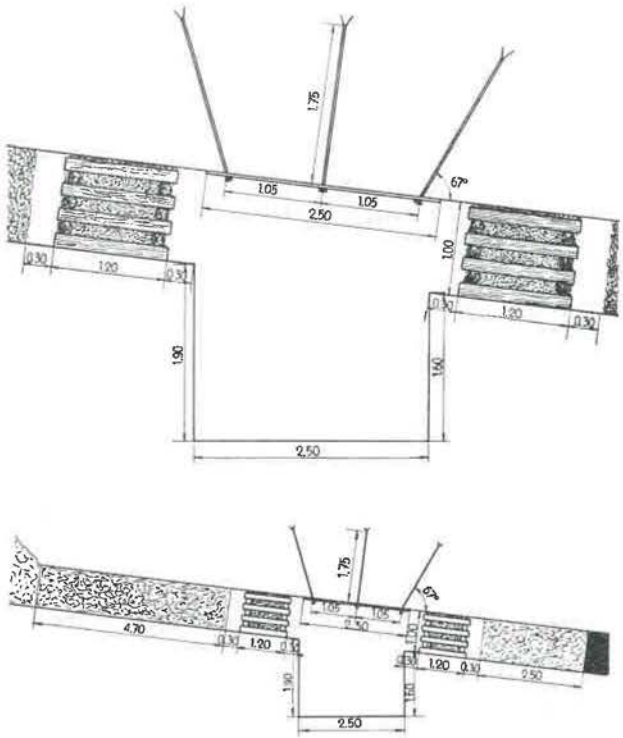


Fig. 5 et 5 bis. — Coupe transversale de la galerie montrant la disposition du fer U, des 3 boulons, des piles de bois et des murs de remblai.

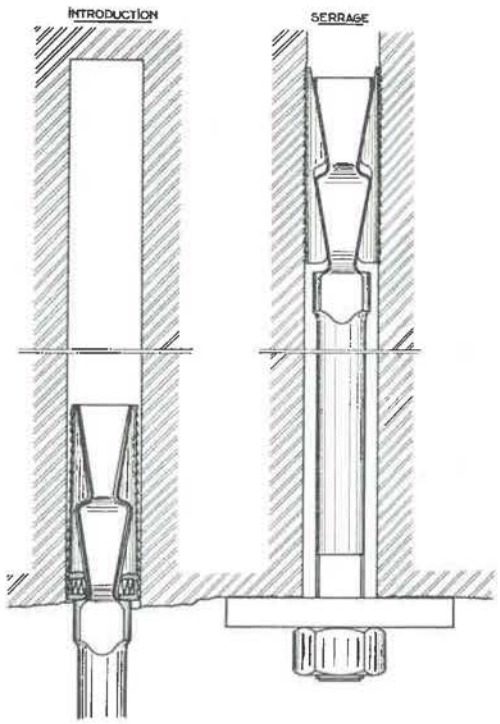


Fig. 6. — Boulon d'ancrage « Colinet ».

superposés sur lesquels s'appuient deux pièces demi-cylindriques dont les faces extérieures sont garnies de traits de scie (fig. 6). A leur base, ces pièces sont munies d'encoches qui servent de logement à deux petits ressorts qui ont pour but d'écarter les deux pièces de la coquille pour amorcer l'ancrage. Pendant l'introduction de la tige dans le trou, celle-ci ne peut se mouvoir que vers l'avant; il est impossible de la retirer dès que la coquille est entrée dans le trou. Quand la tige est en place, on serre l'écrou; la tige descend et les pans obliques appliquent les deux parties de la coquille contre les parois du trou, ce qui réalise l'ancrage.

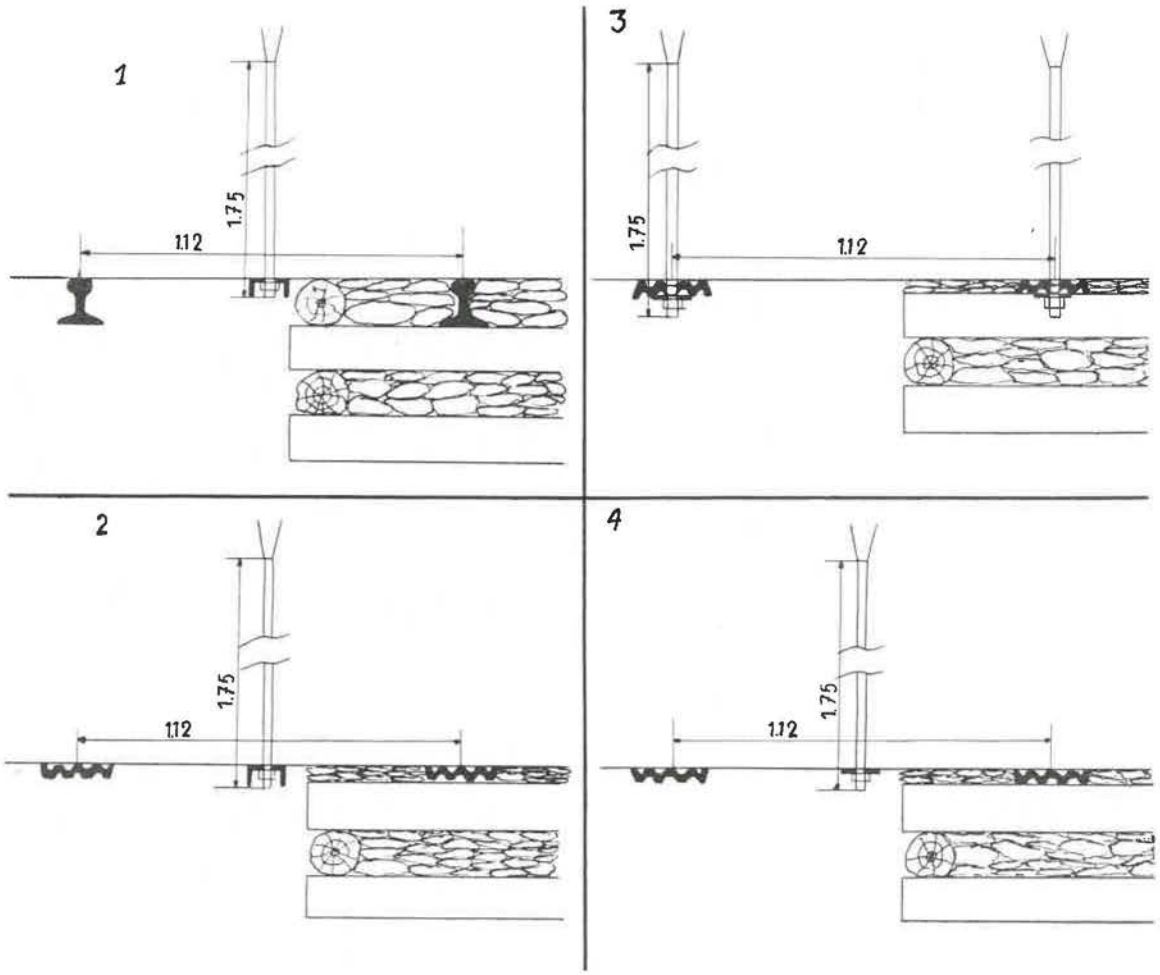


Fig. 7. — Coupe longitudinale montrant les 4 variantes de boulonnage :
1) Rails de 32 kg/m distants de 1,12 m avec dans les intervalles des fer U boulonnés;
2) Bêles plates de 18 kg/m distantes de 1,12 m avec dans les intervalles des fers U boulonnés;
3) Bêles plates de 18 kg/m boulonnées — distance entre les bêles 1,12 m;
4) Bêles plates de 18 kg/m distantes de 1,12 m avec dans les intervalles 3 boulons avec plateau carré de 10 × 10 cm.

Dans la deuxième variante, le rail est remplacé par une bêle ondulée plate du type Ougrée. Ces bêles ondulées ont aussi 3,70 m de longueur, et s'appuient sur les piles de bois comme les rails. La longueur de l'appui n'est aussi que de 35 à 40 cm de part et d'autre (fig. 7 — 2).

Dans la troisième variante, le fer U est supprimé. Ce sont les bêles ondulées qui sont elles-mêmes boulonnées. Il n'y a pas de garnissage dans l'intervalle. Cette pièce n'a qu'une très faible résistance à la flexion et l'appui sur les piles de bois a plutôt un but psychologique. Le dispositif est cependant susceptible d'empêcher une chute brusque d'un très grand bloc (fig. 7 — 3).

Dans une quatrième variante, les boulons sont posés entre les bêles et pourvus de plateaux carrés. Ce dispositif remédie au danger de chute de blocs se produisant à la faveur de fractures consécutives à l'exploitation. Les bêles ne sont évidemment plus boulonnées (fig. 7 — 4).

Cette variante est de réalisation plus facile et moins coûteuse que la précédente. Nous le verrons par après lors de l'exposé des prix de revient. Cependant la variante qui présente le plus d'intérêt est la deuxième, celle des plates-bêles ondulées et fers U boulonnés dans l'intervalle.

La publication des photographies prises dans la galerie permet d'attirer l'attention sur plusieurs faits d'observation et d'apprécier le comportement des différents soutènements.

Commentaires des photographies.

Presque toutes les photographies ont été prises des fronts vers l'arrière, dans ce cas, la taille ou plus exactement le panneau déhouillé est situé à gauche des photos. A droite on a, soit immédiatement le massif de charbon en place, soit une basse taille de 4 à 10 mètres de longueur.

Cadres métalliques coulissants.

Le tronçon de galerie en cadres coulissants (T-H) a 278 mètres de longueur; les cadres ont été posés en avant de la taille. La galerie a été creusée en 1952 et recarrée en 1952 et 1953. Le tronçon a été presque entièrement recarré deux fois. Les sections, encore très déformées actuellement, n'ont été recarrées qu'une fois. Le revêtement est constitué de cadres A de 21 kg/m — 3,40 m de largeur à la base, 2,80 m de hauteur, soit une section utile de 8 m².

L'écartement entre les cadres est de 1 m. Certains tronçons de la galerie ont été recarrés en cadres W de 10 m² de section utile environ.

Fig. 8. Cadres T.H. Tronçon déformé qui a été recarré une fois. Au creusement, les cadres ont été mis en avant de la taille (en octobre 1952). Le massif de charbon en place est tg à la paroi aval de la galerie. On n'a donc pas pris de basse taille. Les montants du cadre n'ont pas été posés sur semelles. Etat de la section un mois avant le désameublement du chantier, c'est-à-dire en novembre 1953.

La figure 8 montre l'aspect d'une section déformée qui n'a été recarrée qu'une fois. Dans ce tronçon, le massif de charbon en place est tangent à la paroi aval de la galerie. On n'a donc pas pris de basse taille. A la paroi amont, le coulissement est presque nul, il est au contraire très important à la paroi aval. De plus, les cadres sont déformés d'une façon dissymétrique et certains éléments sont même tordus. La hauteur libre au-dessus de la courroie est de 0,50 m, dans le passage du personnel elle est de 1,10 m, la section totale n'est plus que de 4 m² contre 8 m² à la pose.

Fig. 9. — Cadres TH. A l'avant-plan, la section recarrée en cadres A. Dans le fond, la section déformée présentée sur la figure 8.

La figure 9 montre une vue de la brèche de recarrage. A l'avant-plan, on voit la section recarrée en cadres A et dans le fond la section déformée présentée sur la première photo (fig. 8). On remarque l'ampleur du coulissement, la déformation dissymétrique et l'écrasement du cadre, ainsi que l'épaisseur de la brèche de recarrage.

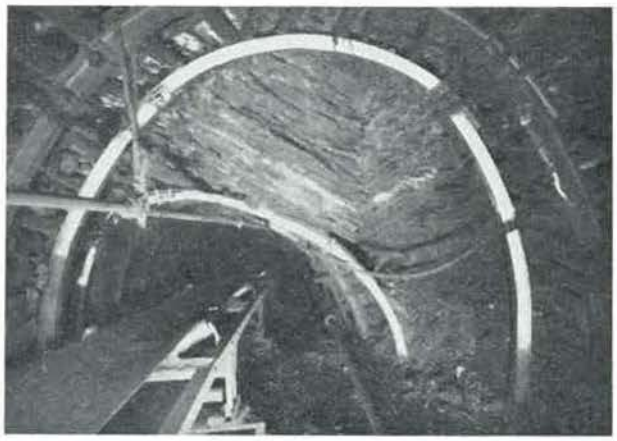


Fig. 10. — Détail de la roche à la brèche de recarrage.

La figure 10 montre le détail de la roche à la même brèche de recarrage.

Cette roche a complètement perdu son aspect et ses qualités originels. Les bancs qui étaient régulièrement inclinés de 8 à 12° du nord au sud décrivent maintenant un véritable pli (un joint de stratification a été souligné par un trait de chaux blanc).

Les bancs sont fortement feuilletés et fracturés. La roche est devenue très déliteuse et même pulvérulente.

Dans l'axe du pli, on observe une fracture très nette. Tous les bancs coupés pèsent de tout leur poids sur le soutènement et sont la cause du coulissement, de l'écrasement et de la déformation dissymétrique des cadres. Dans ce tronçon on n'a pas pris de basse taille. A l'amont de la voie, les bancs de toit se sont affaissés par suite du vide créé par la taille. A l'aval, les terrains sont restés en place et il y a eu rupture des bancs de toit à la charnière. Cette cassure, tangente à la paroi aval de la galerie, est nuisible à la bonne tenue du soutènement.

Même si l'on emploie des cadres coulissants, il semble donc toujours avantageux de prendre une basse taille pour rejeter la cassure d'exploitation à 3 ou 4 mètres en aval de la voie. L'affaissement des bancs sera plus uniforme et les sollicitations sur les cadres plus symétriques.

Cadres métalliques posés sur piles compressibles.

Longueur totale du tronçon Recker : 132 m.

Le long de ce tronçon de galerie, on a toujours pris une basse taille de 6 à 7 mètres de longueur. Le front de cette basse taille était en avance de 2 mètres sur celui de la taille.

Les cadres Recker ont été posés de janvier à avril 1953. Ils ont été posés entre 10 et 20 m en arrière des fronts.

Fig. 11. — Cadres Recker sur piles de bois compressibles. Ces cadres ont été placés, à 10 m en arrière de la taille, en janvier 1953. Etat de la section en novembre 1953 un mois avant le désameublement du chantier.

La figure 11 montre les dix premiers cadres Recker qui ont été posés il y a exactement un an. On remarque dans le fond les derniers cadres coulissants.

La section en cadres articulés n'a pour ainsi dire subi aucune déformation. A la pose, elle était de 9 m², elle est encore actuellement de 8 m².

Le premier tronçon est revêtu de cadres B 12 en acier traité à 70 kg/mm²; les deux arcs ont un profil en I de 12 cm de largeur et 12 cm de hauteur (fig. 12). Ils pèsent 30 kg par mètre. Ils s'appuient en couronne par des articulations à emboîtement. Ils reposent sur les piles de bois par l'intermédiaire de

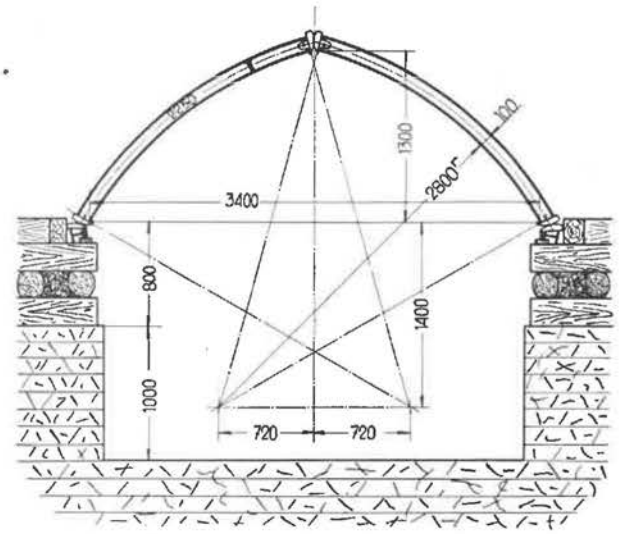


Fig. 12. — Cadre Recker B 12.

rails de 23 kg couchés. Le contact entre l'arc et le rail est aussi réalisé par articulation dont une pièce est soudée au pied de l'arc et l'autre sur l'âme du rail.

L'articulation est formée par deux pièces conjuguées, constituées chacune d'une plaque rectangulaire qui comporte quatre saillies et quatre creux arrondis (fig. 13). Les creux et les saillies sont disposés en quinconce; ils ne forment plus des bandes continues comme dans le premier modèle dans le but d'éviter les déboîtements latéraux.

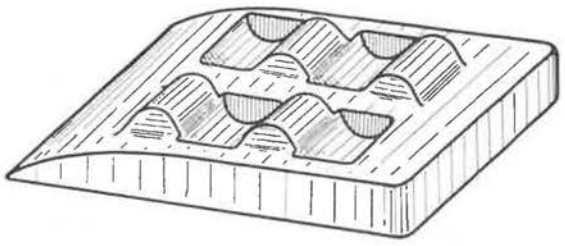


Fig. 13. — Vue d'une pièce de l'articulation Recker.

La pièce qui s'emboîte dans celle représentée figure 13 présente une disposition inverse des saillies et des creux.

Les cadres sont solidement poussardés. Le constructeur préconise l'emploi de poussards métalliques (on en distingue quelques exemplaires à gauche sur la photographie fig. 11). Les poussards en bois étant amplement suffisants, on n'a pas mis de poussards métalliques. Au début, l'écartement des cadres était de 0,90 m mais, vu la bonne tenue du soutènement, il a rapidement été porté à 1,12 m.

Fig. 14. — Vue d'ensemble du tronçon de galerie revêtue de cadres Recker B 12.

La figure 14 a été prise au cadre 60, c'est-à-dire à peu près au milieu du tronçon de galerie revêtu de cadres Recker. Du fait de l'inclinaison de la couche et pour éviter le déversement des cadres, le constructeur a préconisé de poser le rail, côté taille, sur deux épaisseurs de bois au lieu de le mettre au-dessus de la pile de bois comme du côté de la basse taille.

A mon avis, cette pratique est à proscrire. Elle donne lieu à une surcharge inutile d'un des arcs et empêche l'affaissement régulier du massif de roche. Par réaction sur la roche, le cadre peut la fracturer et en détruire la cohésion.

L'élasticité des appuis doit être autant que possible égale des deux côtés et égale à celle des murs de remblai voisins. De cette façon, le cadre s'affaisse comme la roche s'affaisse elle-même sur une grande surface.

Si l'on n'a pas eu d'ennuis dans ce cas, c'est parce que les cadres ont été posés à 15 et même 20

mètres en arrière de la taille, alors que l'affaissement était en grande partie achevé.

Le cadre ne doit servir que de garnissage. Des cadres plus légers doivent donc donner un aussi bon résultat : c'est ce que nous verrons sur la photo suivante (fig. 15).

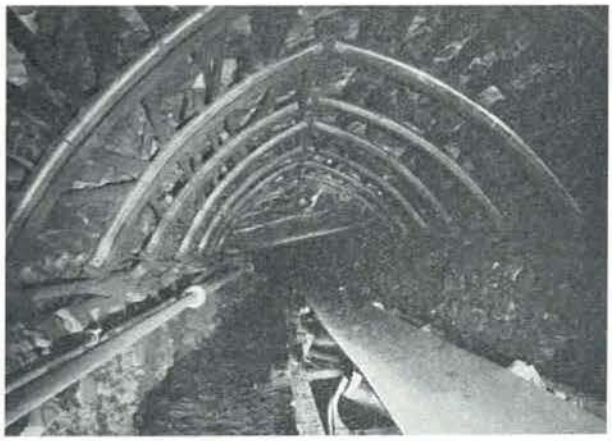


Fig. 15. — Cadres Recker B 10 (orientation inverse — massif déhouillé à droite).

Le mur de la couche est constitué de grès schisteux et se soutient bien. Après la pose des cadres, on effectue le peignage des parois pour les rectifier et supprimer les aspérités.

Dans ce tronçon de galerie, il n'y a eu aucune journée d'entretien. La circulation du personnel et le transport du matériel sont très aisés; la surveillance et l'entretien du convoyeur n'offrent aucune difficulté.

La photographie figure 15 a été prise vers les fronts. Le panneau déhouillé est situé à droite de la photographie.

Dans cette partie de la galerie, les cadres B 12 ont été remplacés par des cadres B 10. Les arcs ont un profil en I de 10 cm de largeur et 10 cm de hauteur au lieu de 12 sur 12 cm. Ils pèsent 23,1 kg par mètre au lieu de 30 kg/m. Ils font 3,20 m de largeur à la base au lieu de 3,40 m.

L'intervalle entre les cadres est encore de 1,12 m.

On ne constate aucune déformation des éléments et la section est largement suffisante.

On aperçoit dans le fond le début du tronçon boulonné. Pour l'essai de boulonnage, on a laissé le toit intact et, pour avoir une ouverture suffisante, on a augmenté l'épaisseur de la brèche bosseyée dans le mur. C'est donc la fin du bosseyement dans le toit.

Boulonnage du toit.

La figure 16 montre le détail de la roche au contact des cadres articulés et de la partie boulonnée (même orientation que la photographie précédente fig. 15).

Lors de l'application du boulonnage, les boulons ont été posés à front; la brèche de cadres articulés a encore progressé de 15 à 20 mètres jusqu'au contact de la partie boulonnée. La photo 16 montre le détail du contact de ces deux tronçons de galerie.

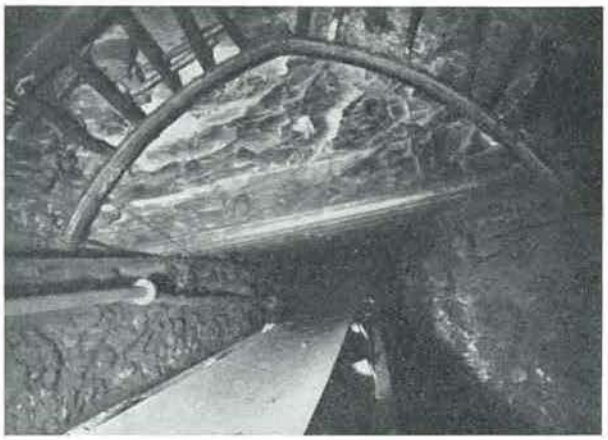


Fig. 16. — Détail de la roche au contact des cadres articulés Recker et de la partie boulonnée.

La roche boulonnée est parfaitement saine. La stratification est intacte, les bancs ont conservé leur pente et leur parallélisme. Il n'y a aucun décollement. On ne remarque aucune trace d'effritement de la roche comme on en a observé dans la brèche de recarrage, figure 10. Les bancs boulonnés se sont comportés comme une poutre épaisse qui s'est affaissée en bloc. Cette poutre s'est posée sur les deux murs de remblai qui se sont écrasés au fur et à mesure de leur tassement. L'affaissement de la poutre a été conduit par le tassement du remblai. L'ensemble du massif s'est affaissé au total de 40 cm dont 30 cm dans les 30 premiers mètres derrière la taille (fig. 16bis).

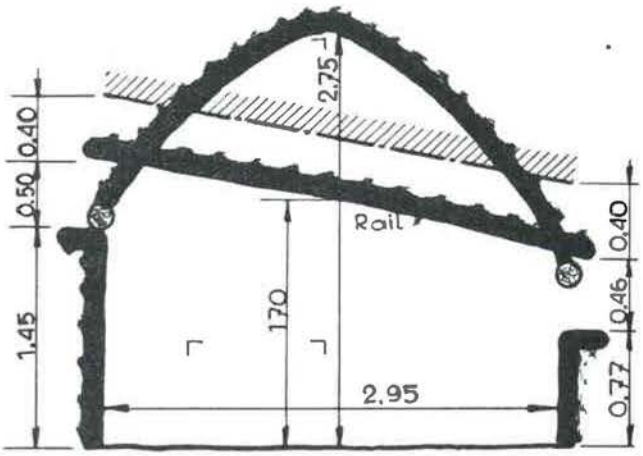


Fig. 16 bis. — Coupe transversale de la galerie au contact cadres Recker - partie boulonnée (avec figuration de l'affaissement du toit). Massif déhouillé à gauche.

Dans le tronçon boulonné, la basse taille a d'abord eu 7 mètres de longueur. A 150 mètres du point de départ, elle a été ramenée à 4 mètres pour des raisons qui seront exposées dans la suite.

Les boulons ont pour effet de river un certain nombre de bancs entre eux et de faire d'un empilage de bancs minces une poutre unique, épaisse, suffisamment résistante pour se soutenir sur deux

bons appuis distants de 4,50 m et supporter sans se rompre la poussée des terrains susjacents. Les boulons travaillent peu à la traction. Ils ont surtout pour effet d'empêcher les bancs de glisser les uns par rapport aux autres. Ils empêchent la flexion et les mouvements relatifs des bancs. Ils sont principalement soumis à des efforts rasants. Dans une brèche de recarrage, nous avons pu observer des tiges de boulons plus ou moins fléchies par l'action des différents bancs tendant à glisser l'un par rapport à l'autre.

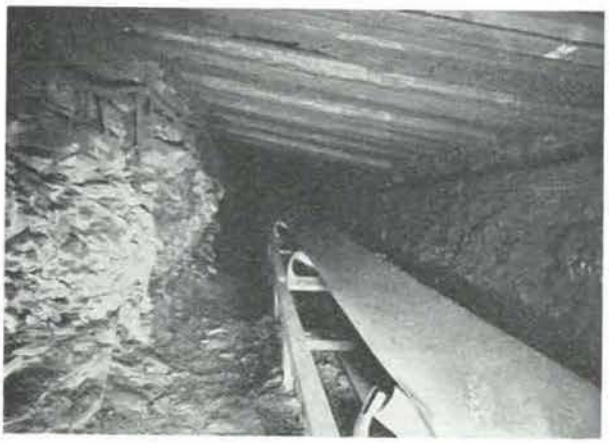


Fig. 17. — Début du tronçon boulonné - première variante - Rails de 52 kg/m et fer U boulonnés dans les intervalles — Section creusée en mai 1953. Photo prise en novembre 1953.

A la figure 17, nous retrouvons l'orientation normale avec le panneau déhouillé à gauche. La photo figure 17 montre l'aspect actuel du tronçon des 15 premiers mètres boulonnés. La galerie a été creusée à la fin avril 1953, il y a donc plus de 8 mois; il n'y a pas eu d'entretien, en admettant que le premier peignage des parois fait partie du creusement de la voie.

Dans ce tronçon le soutènement est constitué de rails de 52 kg/m type Etat Belge de 3,70 m de longueur, appuyés sur piles de bois. La longueur d'appui est d'environ 33 à 40 cm de chaque côté. Les rails sont distants de 1,12 m d'axe en axe, ce qui correspond à la largeur d'une allée en taille.

Entre les rails, on a des fers U de 10 kg/m tenus par trois boulons : le boulon central est perpendiculaire à la stratification; les deux boulons latéraux sont posés obliquement vers les parois de la galerie, avec une inclinaison de 25° sur le boulon central.

La galerie a 2,70 m de largeur à la base et 2,10 m de hauteur, soit une section libre de 5,5 m^2. Le toit est parfaitement intact, aucun rail n'a fléchi.

Dans ce tronçon, le chantier progressait à l'allure de 1,12 m par jour, avec un avancement de 2,25 m deux jours par semaine (l'avancement moyen était de 1,50 m par jour). Avec un tel avancement, les murs de remblai dans la basse taille et dans la taille ont été bien soignés.

Les rails de 52 kg sont épais et forment une succession de redents, d'obstacles au courant d'air. On remarque les accumulations de poussières sur les patins des rails. L'emploi de plates-bêles ondulées (type Ougrée) supprime cet inconvénient et diminue la résistance offerte au courant d'air de ventilation.

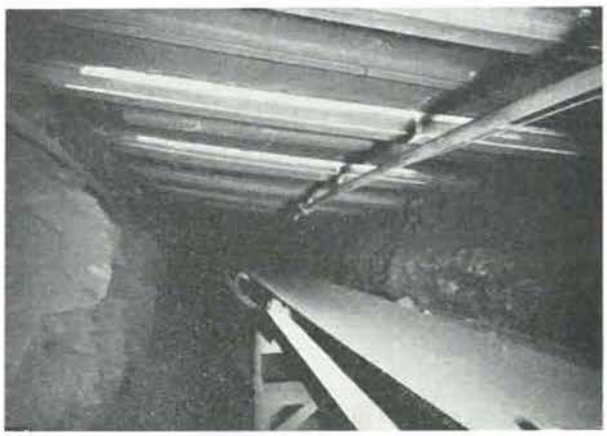


Fig. 18. — Tronçon boulonné - rails basculés vers l'arrière.

Les rails sont en général restés intacts; il n'y a que 2 rails cassés sur 117 placés; quelques rails se sont infléchis. On trouve quelques rails basculés vers l'arrière (figure 18) et localement un banc de toit de 15 à 20 cm qui s'est fracturé et est tombé.

Quand l'avancement journalier de la taille a été porté à 2,25 m pendant 4 jours et même 5 jours de la semaine, avec 1,12 m pour le sixième, le remblai et les piles de bois dans la basse taille ont été beaucoup moins bien soignés.

Ce remblai est exécuté avec les pierres du bosseyement de la voie. Pour un grand avancement journalier, le volume des terres à pelleter dans la basse taille est important : 6 à 7 m $\times$ 2,25 m $\times$ 1 m = 14 à 16 m^3. Par suite de la forte épaisseur du bosseyement dans le mur, il faut relever les pierres à hauteur de la tête pour les jeter dans la basse taille. Ce travail est physiquement pénible et d'autant plus dur que l'avancement est plus rapide. C'est la raison pour laquelle la longueur de la basse taille fut réduite à 4 m. Il était aussi intéressant d'étudier l'influence de ce facteur sur la tenue de la voie.

Quand le remblai joignant la voie n'est pas soigné, l'affaissement est rapide et brusque après le passage de la taille, ce qui donne lieu à des cassures parallèles au front; parfois l'affaissement se propage alors en avant de la taille et affecte ainsi le terrain, avant même qu'il ne soit découvert.

Ces affaissements brusques entraînent un déversement des rails et causent la fracturation d'un banc de roche de 15 à 20 cm d'épaisseur qui s'écaille et tombe à courte distance derrière la taille.

La figure 18 n'est pas tout à fait caractéristique à cet égard, mais des exemples typiques ont été montrés au cours de la visite des travaux à tous ceux qui ont participé aux Journées des 5 et 6 janvier.

Le rail n'ayant aucun contact avec le toit à beaucoup d'endroits, il était bien évident que ce n'était

pas lui qui soutenait le toit. Par contre, là où il y avait contact avec le bourrelet, on constatait une fragmentation de la roche autour du point de contact, attribuable à une pression unitaire trop forte.

Puisque le rail semblait ne pas servir de support mais plutôt de garnissage, il y avait intérêt à le remplacer par un profilé plus léger à large surface de contact avec le toit de façon à diminuer cette pression.

Les rails de 3,70 m de longueur et de 52 kg/m ont été remplacés par des bêles ondulées également de 3,70 m de longueur et de 18 kg par mètre. Ces bêles plates sont aussi appuyées de part et d'autre sur les piles de bois sur une longueur de 35 à 40 cm. Dans l'intervalle entre les plates-bêles, on a maintenu le fer U boulonné.

Comme les essais de boulonnage avaient lieu dans la voie de transport de la plus grosse unité du siège, il était indispensable de ne pas compromettre la marche normale du chantier.

Pour éviter tout risque, on réalisa ce nouveau type de soutènement, beaucoup plus léger, sur un tronçon de 10 mètres, puis on reprit la première disposition (rails et fers U boulonnés). A 25 mètres en arrière du front, ce tronçon de 10 m avait si belle allure qu'on décida d'appliquer la nouvelle disposition sur 50 mètres.

Fig. 19. — Deuxième variante du boulonnage - bêles plates type Ougrée et fers U boulonnés.

La photographie figure 19 a été prise dans le tronçon d'essai alors qu'il était à plus de 200 mètres en arrière du front de taille. La section libre est de 4 m² (2,50 m × 1,80 m). La forme rectangulaire de cette section en donne une beaucoup meilleure utilisation qu'une section équivalente dans des cadres coulissants déformés (voir fig. 8).

La voie de base de la taille à 715 mètres de longueur. Elle est équipée de trois convoyeurs à courroie en série.

La photographie figure 20 est prise à l'emplacement de la troisième tête motrice. Au passage de la taille, ce tronçon de galerie avait été normalement boulonné comme les sections voisines. On avait cependant mis cinq boulons par fer U.

Après le tassement des terrains, on a recarré dans le toit pour y mettre sept cadres métalliques

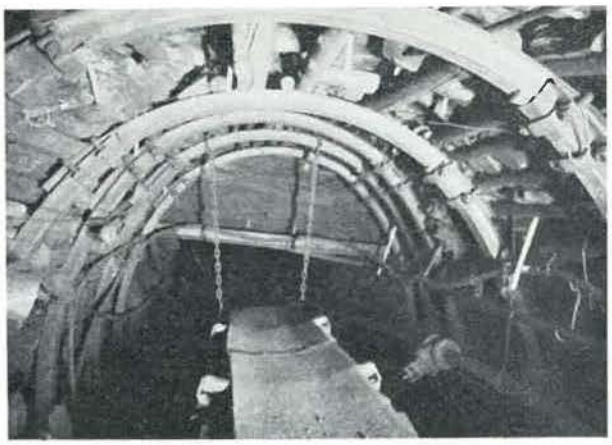


Fig. 20. — Emplacement de la troisième tête motrice du convoyeur à courroie - cadres TH posés à 25 m en arrière de la taille dans un tronçon où on avait mis 5 boulons par fer U.

offrant la hauteur nécessaire. Ceux-ci ont parfaitement tenu.

On remarque à l'avant-plan cinq bouts de tige de boulon qui sortent de la roche. Les tiges ont été sciées, mais elles sont encore parfaitement ancrées.

Dans la section découverte, on voit que les terrains ont conservé toute leur cohésion. Il n'y a aucun décollement. On entrevoit ça et là les morceaux des tiges des boulons qui tiennent la roche.

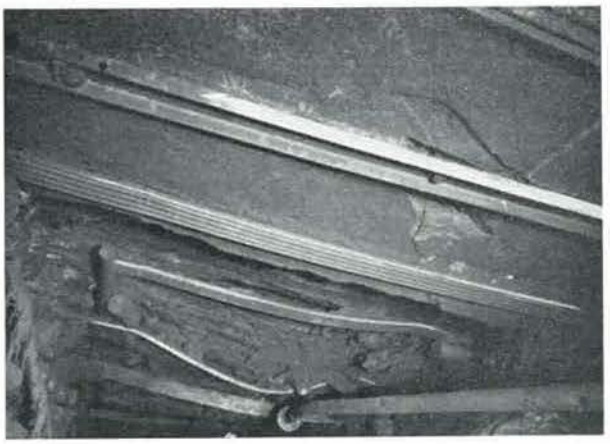


Fig. 21. Section non boulonnée et déformée. — Les remblais ont été négligés et les piles mal faites.

Le tronçon de voie visible sur la figure 21 a été creusé immédiatement après les congés payés (fin juillet — début août 1953). A ce moment, l'absentéisme a atteint des proportions inaccoutumées — les porions du chantier et les ouvriers habitués au bosseyement étaient absents. Les remblais ont été négligés et les piles mal faites. On n'a posé ni fers U, ni boulons.

Les effets de cette situation ne se sont pas fait attendre. Les rails et les plates-bêles métalliques ont fléchi sous le poids des roches. Les bancs se sont infléchis, déformés et délités, le bas-toit s'est cassé et est tombé par plaques. En bref, toutes les déformations habituelles des roches déliteuses et

non renforcées se sont immédiatement produites. (fig. 21 et 21 bis).

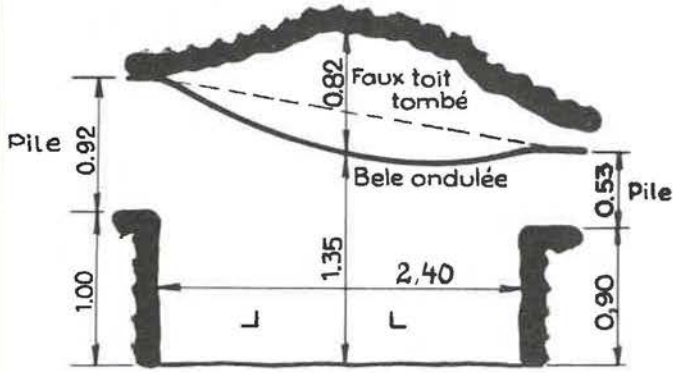


Fig. 21 bis. — Coupe transversale de la galerie dans cette section déformée.

Heureusement le boulonnage fut repris normalement et le remblai à nouveau soigné, après quelques mètres; toutes ces manifestations et déformations cessèrent instantanément. Toutefois, un recarrage du tronçon paraissait inévitable. Heureusement, on constata que la reprise régulière du boulonnage semblait influencer le tronçon défectueux lui-même et arrêter sa déformation.

On peut supposer que, dans un tronçon défectueux compris entre deux autres bien boulonnés, les bancs supérieurs n'ont pu fléchir de sorte que les déformations observées à 10 ou 20 mètres en arrière de la taille n'ont jamais empiré. Ces tronçons n'ont nécessité aucun entretien.

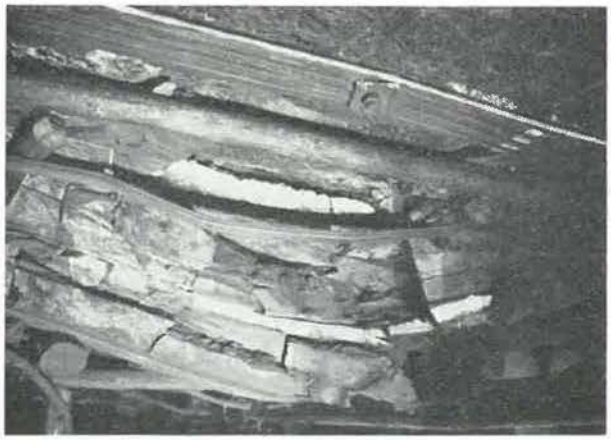


Fig. 22. — Dérangement tectonique - 4 m non boulonnés. — Flexion et décollement des bancs.

La photographie figure 22 a été prise au passage d'un dérangement tectonique, un relèvement de 70 cm qui coupe la voie presque perpendiculairement à sa direction.

Par suite de la nature fissurée des roches, les 4 mètres en deça du dérangement (donc dans la partie basse) n'ont pas été boulonnés.

La photographie fait bien apparaître l'inflexion des bancs. Les joints de stratification (soulignés par un trait de chaux) décrivent une courbe. On observe des décollements de bancs à plusieurs niveaux et le baillement entre les bancs est tel qu'on peut y glisser la main. (fig. 22bis).

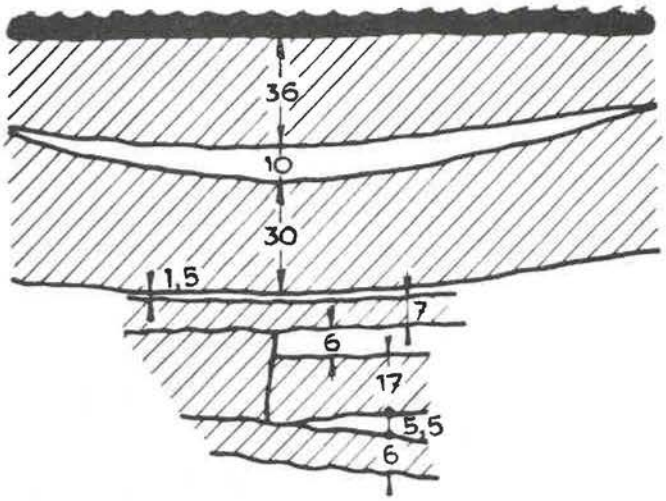


Fig. 22 bis. — Coupe montrant les épaisseurs et les décollements de bancs. — Les cotes sont données en centimètres.

La première bêle plate en avant du relèvement s'est aussi déformée sous le poids du bas-toit non boulonné. Les morceaux de roche fracturés ont été enlevés.

Au delà du dérangement, le toit avait bel aspect et on décida de passer à la troisième variante.

Le soutènement ne comporte plus que des bêles ondulées posées sur piles de bois et boulonnées avec trois boulons par bêle.

L'intervalle entre les bêles est de 1,12 m.

Il n'y a plus de fer U ni de garnissage dans les intervalles. A front du bosseyement, avant la pose des piles, les bêles Ougrée sont supportées par des étançons métalliques coulissants.

Fig. 23. — Vue du bosseyement et du soutènement provisoire constitué d'étançons métalliques coulissants G.H.H. — Deuxième variante du boulonnage — Bêles ondulées avec dans les intervalles des fers U boulonnés.

Sur la photo prise au bosseyement (fig. 23) (sur cette photo la taille est du côté droit), on voit la veine à front de la voie et le bosseyement dans le mur. La bêle ondulée est posée dès la découverte

du toit et soutenue par des étançons courts. Après le tir, les étançons courts intérieurs sont remplacés par des étançons longs. Puis les piles sont établies; elles supportent les extrémités des bêles métalliques lesquelles sont donc boulonnées au toit dans la troisième variante (il n'y a donc pas de fers U entre les bêles comme on le voit sur cette photo. Celle-ci a été reproduite ici pour montrer la disposition des étançons provisoires).

Comme le soutènement paraissait un peu faible, par prudence le personnel laissa subsister les étançons longs après la pose des piles.

Cette pratique fut tout à fait désastreuse (fig. 24).

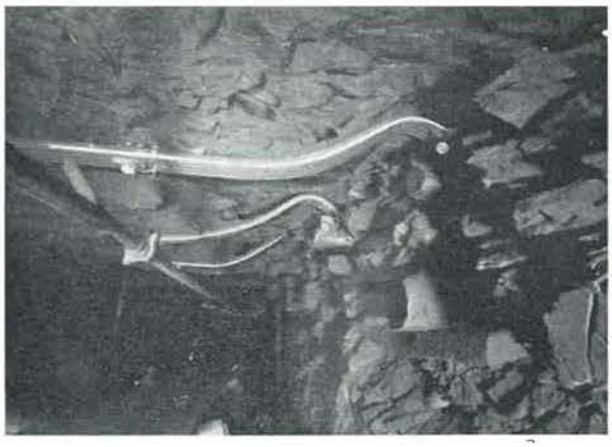


Fig. 24. — Troisième variante du boulonnage - bêles ondulées. Les bêles ondulées ont été déformées par les étançons métalliques qui ne se sont pas affaissés en harmonie avec le massif.

L'affaissement du toit a suivi l'écrasement des piles et du remblai, mais les étançons plus rigides n'ont pas cédé suffisamment. Les têtes d'étançons ont déformé les bêles et littéralement poinçonné le bas-toit. Agissant comme points durs, elles ont blessé et désagrégé la roche. Comme il n'y avait pas de garnissage entre les bêles et que celles-ci sont écartées de 1,12 m, il y avait danger de chute de pierres dans l'intervalle. On a placé dans ce tronçon une dizaine de cadres en bois qui servent de garnissage.

A cet endroit, le toit s'est affaissé rapidement. L'affaissement atteignait 50 cm à 30 m du front (fig. 24 bis).

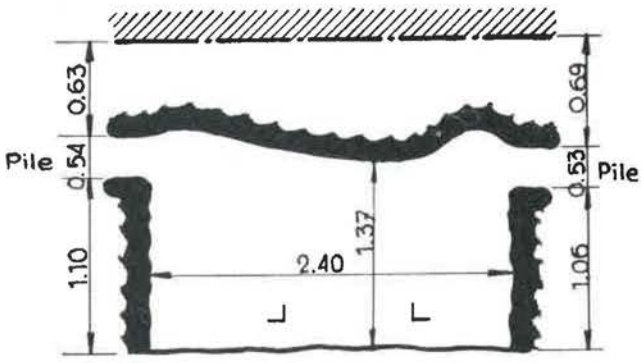


Fig. 24 bis. — Coupe transversale de la galerie dans la section montrée à la figure 24, avec figuration de l'affaissement.

Cette expérience met en lumière la nuisance des points durs. Pour que le toit reste intact et s'affaisse normalement, il faut éviter ces points durs, et notamment enlever les étançons immédiatement après la pose des piles de bois.

Immédiatement après les constatations qui précèdent, on édifia les piles avec un soin particulier, les vides étant remplis de pierres plates, de même que les intervalles entre piles et derrière celles-ci. Bien entendu, les étançons furent enlevés aussitôt après la pose de la pile (fig. 25). Pour diminuer la raideur du soutènement et éviter la déformation des bêles avant la pose des piles de bois, il y a intérêt à intercaler un morceau de bois entre les bêles et les étançons.

Fig. 25. — Piles de bois édifiées avec soin.

Les effets de ces mesures ne se sont pas fait attendre. La dalle de toit boulonnée a travaillé comme une solide poutre posée sur deux appuis compressibles et est descendue en restant intacte. Le toit n'a nécessité aucun garnissage.

La photographie figure 26 montre le toit traité dans ces conditions.

Fig. 26. — Troisième variante du boulonnage.
Bêles ondulées boulonnées. Dans ce tronçon, les piles de bois et les murs de remblai ont été édifiés avec soin de part et d'autre de la galerie. Les étançons métalliques ont été enlevés immédiatement après la pose des piles. Aspect du toit traité dans ces conditions.

Les bancs boulonnés s'affaissent librement et conservent toutes leurs qualités. Par contre, un soutènement même puissant, mais mal adapté, fait le plus grand tort.

Un bon remblai de part et d'autre de la voie a donné lieu à un affaissement transversal uniforme et l'affaissement longitudinal a été fortement ralenti. Il n'était que de 25 cm. à 30 m du front. Il n'y a pas eu de cassures (fig. 26 bis).

L'expérience montre aussi que, quand une roche reste intacte jusqu'à 20 mètres en arrière des fronts, elle se maintient jusqu'à l'achèvement du chantier.

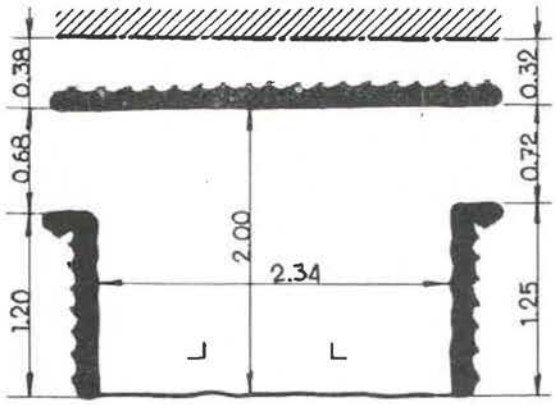


Fig. 26 bis. — Coupe transversale de la galerie dans la section montrée à la figure 26, avec figuration de l'affaissement.

Cependant, l'écart entre les bêles étant de 1,12 m, on est à la merci du soin apporté par le personnel dans la confection des piles et des remblais. Si le travail est mal exécuté, la roche peut se fracturer; on s'expose donc à des chutes de blocs du bas-toit.

Le dernier tronçon de la voie a été revêtu de bêles plates non boulonnées avec dans les intervalles une rangée de trois boulons et plateaux carrés. Cette variante a été essayée dans l'intention de limiter les dimensions d'un bloc de roche qui se détacherait du toit. Il n'y a pas de photographies de ce tronçon parce qu'il a été exécuté après les prises de vues.

La quatrième variante, qui a parfaitement réussi, était aussi un acheminement vers le stade final, savoir la suppression de tout soutènement. Cette expérience finale n'a pas eu lieu, les expérimentateurs n'ont pas osé la faire. Ils ont cependant la conviction qu'elle aurait réussi. Les bêles plates distantes de 1,12 m n'offrent d'ailleurs qu'une résistance à la flexion négligeable vis-à-vis de celle du toit lui-même. Dans cette technique du boulonnage, c'est le toit qui devient le chapeau du soutènement, à la condition de n'être pas blessé et d'être bien supporté latéralement.

Les auditeurs qui ont participé à la visite, ont remarqué que plusieurs fers U était légèrement convexes. Cette déformation est obtenue au moment du placement (fig. 23). On place d'abord le boulon central et, en serrant l'écrou à fond, le fer U prend une forme convexe. Il est impossible de serrer aussi fort les écrous des boulons latéraux sans écraser l'équerre qu'on intercale entre le fer U et l'écrou pour lui offrir une surface d'appui.

Fig. 27. — Aspect du pied de la taille.

La figure 27 montre une photo du pied de taille.

Grâce au boulonnage, le soutènement au pied de la taille est fortement simplifié. Il n'y a que quelques étançons métalliques sous les bêles. Les poutres reprenant plusieurs cadres sont supprimées et le pied de taille est bien dégagé; le ripage de la tête motrice du convoyeur blindé ne présente aucune difficulté.

Conclusions.

1) Les remarques et conclusions sont applicables aux voies d'exploitation des gisements en plateures faiblement inclinées. Dans les voies d'exploitation de ces gisements, les poussées sont verticales ou presque. Quand l'inclinaison augmente, la composante de la pesanteur, parallèle à la stratification, prend de plus en plus d'importance. Ceci crée une dissymétrie dans les sollicitations du soutènement.
   Il y aurait lieu d'entreprendre de nouveaux essais dans ces conditions, c'est-à-dire dans des gisements dont l'inclinaison est supérieure à 20°.

2) Le soutènement doit permettre l'affaissement régulier et uniforme de l'ensemble du massif au-dessus et de part et d'autre de la galerie. D'ailleurs aucun soutènement ne peut s'y opposer. On peut cependant conduire l'affaissement général et le soin apporté à l'édification des deux murs de remblai le long de la voie y contribue largement. Il faut éviter les affaissements brusques et la dissymétrie dans les affaissements.

3) Le soutènement ne peut ni blesser la roche, ni détruire sa cohésion, permettre ou provoquer la flexion des bancs. Les photographies ont fait ressortir le comportement différent d'une même roche suivant le soutènement ou le soin apporté à l'édification des murs de remblai.

4) Il est intéressant de prendre une basse taille de 4 m environ pour rejeter la cassure d'exploitation en dehors de la voie et construire de ce côté un support élastique (piles et remblai) identique à celui qui se trouve de l'autre côté.

5) Quand le soutènement d'une voie s'écrase, l'expérience démontre que l'emploi d'un soutènement plus lourd ne réduit pas nécessairement l'ampleur des déformations. Les frais d'entretien, de placement et de transport par contre en sont d'autant plus élevés.
Un soutènement trop résistant provoque au contraire la fragmentation des roches en contact avec lui, ce qui conduit à de nouveaux désordres.
La solution logique consite à réduire la charge appliquée au soutènement en la reportant sur les deux murs de remblai édifiés le long de la galerie. Le soutènement de la voie ne doit plus constituer qu'un garnissage empêchant la chute de fragments de roche (c'est le résultat obtenu dans la partie boulonnée — c'est probablement aussi vrai dans le tronçon en cadres métalliques articulés posés sur piles compressibles dans toute l'ouverture de la couche).

6) La résistance spécifique des épontes, aussi bien du toit que du mur, est en général très faible. Pour améliorer la stabilité générale, ce n'est pas le poids des éléments du soutènement qu'il faut augmenter, mais la surface de contact et la surface d'appui (semelles sous les cadres — bêles plates ondulées). Il vaut mieux employer des profils légers plus nombreux que des profils lourds plus distants.

7) Un soutènement bien adapté et qui donne satisfaction peut être complètement détruit par des travaux d'exploitation voisins. Pour éviter des travaux d'entretien onéreux dans une galerie, 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.
On peut encore avoir des surcharges *accidentelles* sur le soutènement à la traversée de dérangement tectonique ou par suite d'eau d'infiltration. Ces surcharges sont plus difficiles à éviter et à combattre.

8) Il y a lieu d'attirer l'attention du personnel surveillant sur le soin à apporter à la construction des murs de remblai le long des voies.
Un soutènement mal adapté ou des malfaçons dans sa pose donnent de mauvaises voies, ce qui influence défavorablement toute la vie d'un chantier.

DEUXIEME PARTIE.

RESULTATS DES MESURES ET CALCULS DE PRIX DE REVIENT

par **A. HAUSMAN,**

Ingénieur principal à Inichar.

I. Mesures.

En vue de mettre en évidence l'influence de divers facteurs sur les différentes variantes du boulonnage, nous avons effectué des mesures systématiques sur chaque élément de soutènement de la section boulonnée.

Il fallait un système simple et pratique, permettant de mesurer les affaissements du toit côtés amont et aval en fonction de l'avancement de la taille. Il fallait en plus observer et noter toutes les particularités se présentant au cours de l'exécution du travail.

Chaque élément a été numéroté et a fait l'objet d'une fiche individuelle.

Sur cette fiche figurent le mode de soutènement, l'ouverture de la couche, les affaissements successifs mesurés, ainsi que la distance au front de taille, la nature des remblais à l'amont et à l'aval et toutes les particularités observées.

La mesure des affaissements s'est faite en reprenant, à l'aplomb de chaque boulon amont et aval, la distance du toit à une barre télescopique placée en travers de la voie et reposant sur le mur de part et d'autre.

Pour être certain de mesurer toujours à partir de la même origine, des jetons en zinc ont été cloués à l'endroit de placement de la barre de mesure. Aux endroits où le mur a été entaillé avant la pose de la pile, nous avons tenu compte de la différence d'origine.

Les mesures ont été faites toutes les semaines et un diagramme d'affaissements en fonction de l'éloignement du front a été tracé pour chaque élément.

Les enseignements à tirer de ces diagrammes ne manquent pas d'intérêt.

Nous citerons les principaux :

1) L'influence prépondérante de la qualité des piles de bois et du remblai sur le comportement du toit de la galerie.

Sur chacun des diagrammes, nous avons porté en abscisses la distance au front de taille et en ordonnées l'affaissement exprimé en % de l'ouverture de la couche. Le trait plein se rapporte aux mesures effectuées sur le boulon amont et le trait interrompu sur le boulon aval.

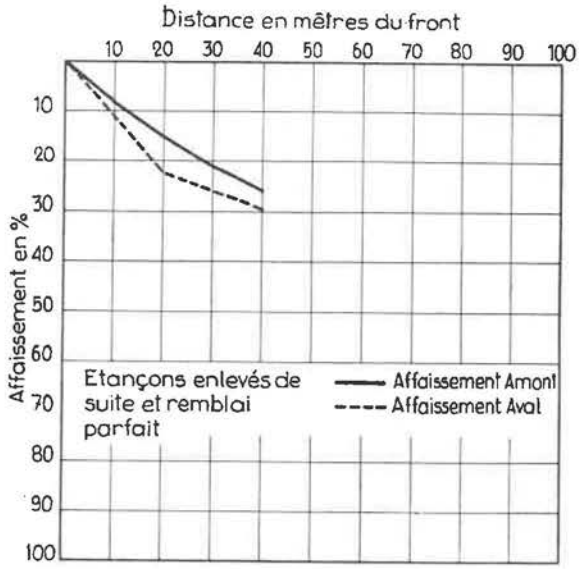


Fig. 28. Diagramme 1. — Affaissements moyens mesurés pour bêles Ougrée boulonnées de 228 à 239.

Le diagramme n° 1 (fig. 28) représente les affaissements moyens mesurés pour une zone où les remblais amont et aval ont été spécialement soignés (de 228 à 239).

A 20 m du front, l'affaissement est d'environ 20 % de l'ouverture de la couche et à 40 m, moins de 30 %.

Sur le diagramme n° 2, (fig. 29) figurent les affaissements du toit dans une zone à remblais amont et aval de qualité moindre, mais encore considérée comme bonne (de 58 à 60).

A 20 m du front, l'affaissement atteignait déjà 28 % de l'ouverture de la couche et à 40 m, il dépassait 30 %.

Le diagramme n° 3, (fig. 30) montre les affaissements du toit dans une région où les remblais amont et aval étaient de qualité moyenne (de 78 à 81). A 20 m du front, nous avons 40 % d'affaissement et à 40 m, 45 à 50 %.

Enfin le diagramme n° 4 (fig. 31) représente les affaissements du toit dans une zone à mauvais remblais amont et aval (de 46 à 50).

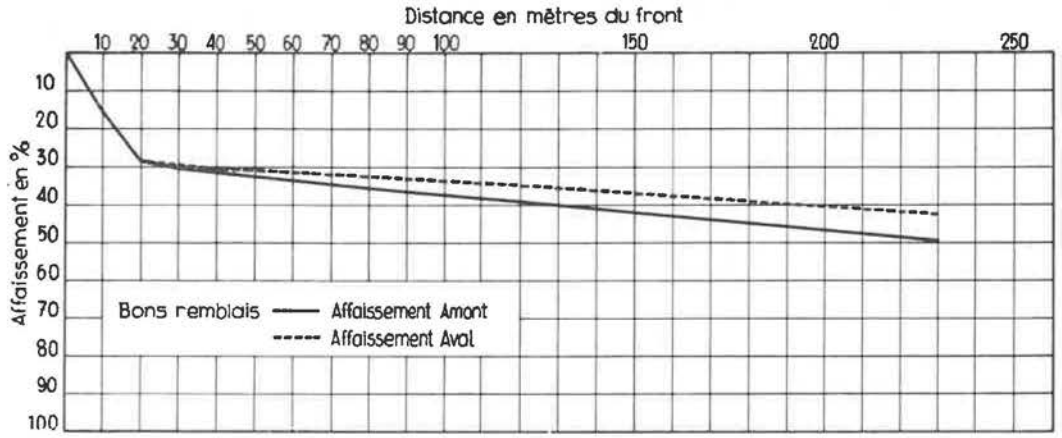


Fig. 29. Diagramme 2. — Affaissements moyens mesurés pour fers U boulonnés entre rails de 58 à 60.

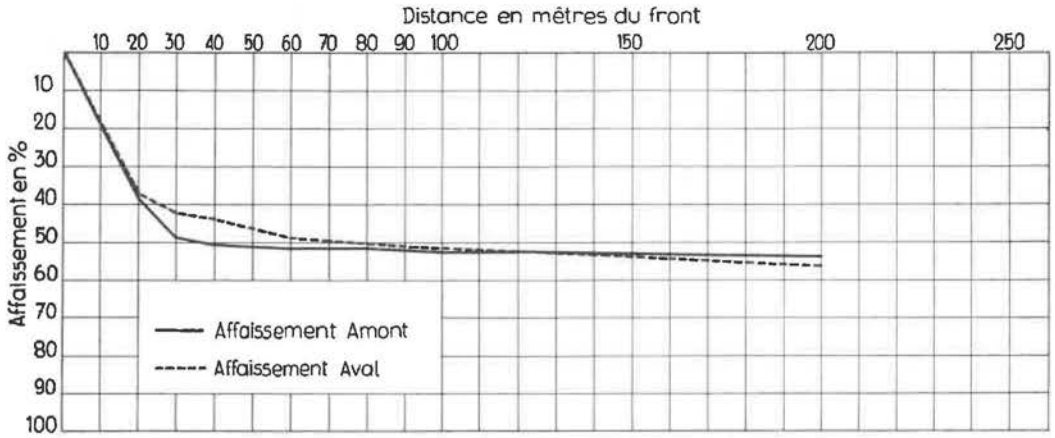


Fig. 30. Diagramme 3. — Affaissements moyens mesurés pour fers U boulonnés entre bêles Ougrée de 78 à 81.

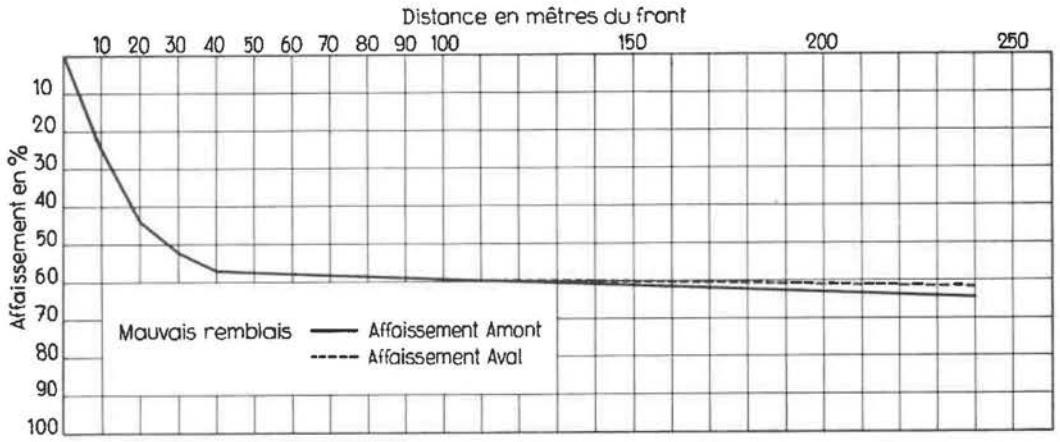


Fig. 31. Diagramme 4. — Affaissements moyens mesurés pour fers U boulonnés entre rails de 46 à 50.

A 20 m du front, l'affaissement atteint déjà 45 % et à 40 m presque 60 %.

Nous voyons donc que l'affaissement est d'autant plus rapide et d'autant plus grand que remblais et piles sont moins bien soignés.

Le diagramme n° 5, (fig. 32), où nous avons reporté les courbes des diagrammes n° 2 et n° 4, c'est-à-dire les affaissements d'une zone à bon remblai et ceux d'une zone à mauvais remblai, le montre très bien.

La courbe d'affaissement dans le cas de mauvais remblai descend très rapidement jusqu'à indiquer presque 60 % à 40 m, puis s'infléchit très fort jusqu'à prendre une allure asymptotique à l'horizontale.

La descente du toit se fait rapidement jusqu'à écrasement du remblai, puis semble se stabiliser.

Cette descente rapide provoque un fléchissement important des bancs vers l'arrière, qui fissure le bas toit et le délite souvent.

Dans le cas de bon remblai au contraire, la courbe d'affaissement descend beaucoup moins rapidement et s'infléchit déjà avant d'atteindre 30 % d'affaissement à 20 m du front. Mais ici, la descente du toit n'est pas stabilisée. Elle continue très lentement sans pour cela atteindre la valeur obtenue dans le cas du mauvais remblai.

A 230 m du front, on arrive à 45 % d'affaissement alors que dans le cas du mauvais remblai on arrive presque à 65 %.

La descente lente du toit provoque un fléchissement beaucoup moins important des bancs, ce qui explique que le toit reste intact.

Dans tous les diagrammes montrés jusqu'à présent, les remblais étaient de qualité égale à l'amont et à l'aval, et les courbes d'affaissement amont et aval coïncident pratiquement.

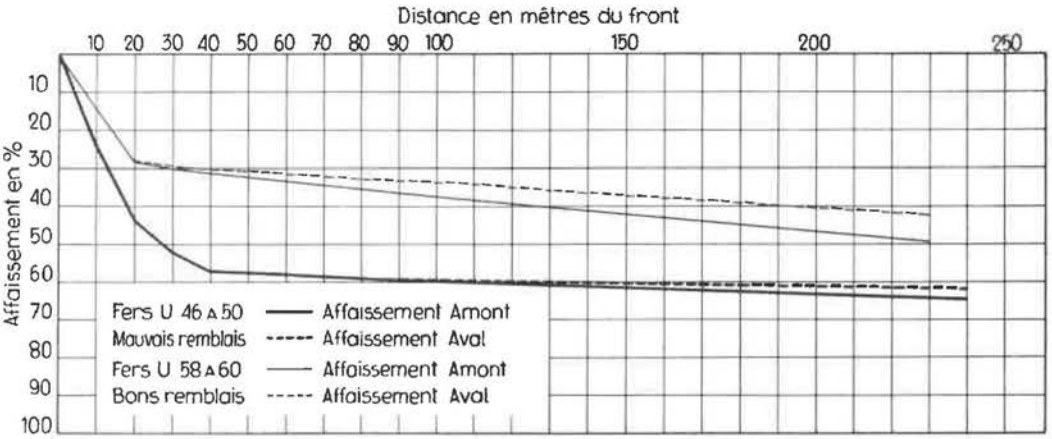


Fig. 32. Diagramme 5. — Affaissements moyens mesurés pour fer U boulonnés entre rails.

Lorsque les remblais de part et d'autre de la voie ne sont pas de qualité égale, les courbes d'affaissement se séparent nettement.

Le diagramme n° 6, (fig. 33) montre l'affaissement des deux côtés de la voie pour les bêles de 208 à 212. Le remblai de la basse taille était très bien fait. La courbe d'affaissement du toit du côté aval épouse parfaitement l'allure des courbes qui représentent l'affaissement dans le cas de bons remblais.

Le remblai côté amont avait été négligé. La courbe d'affaissement du toit côté amont a l'allure des courbes obtenues dans le cas de mauvais remblais.

A 20 mètres du front, l'affaissement est de 25 % côté aval contre 48 % côté amont et, à 40 m, les affaissements sont de 28 % contre 52 %.

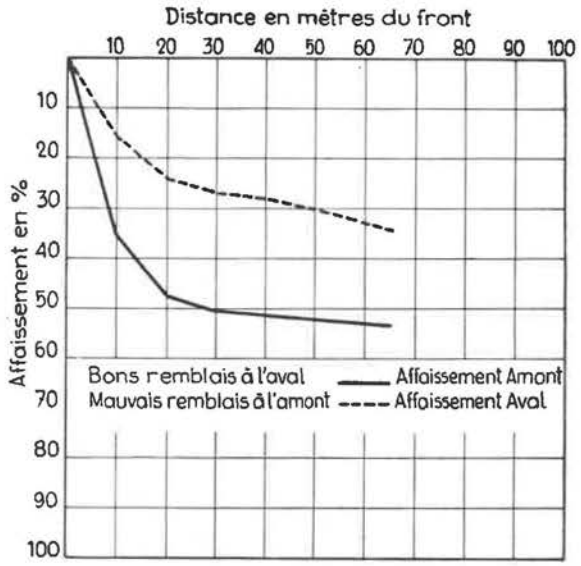


Fig. 33. Diagramme 6. — Affaissements moyens mesurés pour bêles Ougrée boulonnées de 208 à 121.

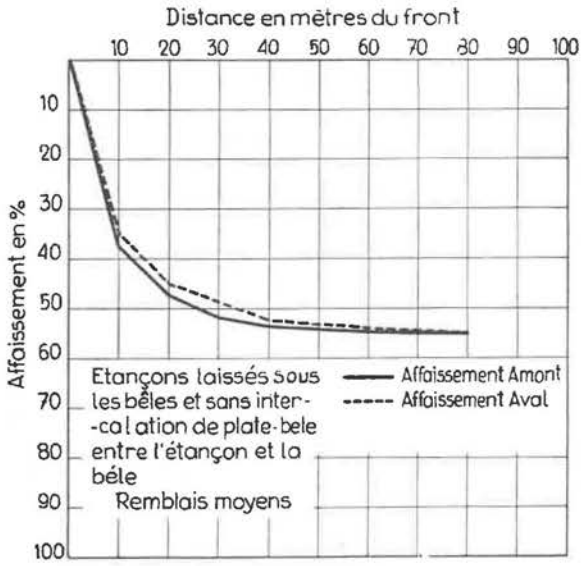


Fig. 34. Diagramme 7. — Affaissements moyens mesurés pour bêles Ougrée boulonnées de 194 à 198.

Au basculement du toit vers l'arrière, qui existe toujours comme nous l'avons vu plus haut, s'ajoute ici un basculement transversal. Les bancs de toit sont somme toute soumis à une espèce de torsion et on comprend qu'ils se fracturent.

2) Le deuxième enseignement est l'équivalence, au point de vue des mouvements du toit, des diverses variantes du boulonnage essayées.

On a établi :

119 m de voie avec rails de 52 kg et fer U à 3 boulons

34 m avec rails de 52 kg et fer U à 5 boulons

73 m avec bêles plates ondulées de 18 kg et fer U à 3 boulons

49 m avec bêles plates ondulées boulonnées

23 m avec bêles plates ondulées et 3 boulons intermédiaires avec plaques.

Les diagrammes d'affaissement obtenus, quel que soit le mode de soutènement intermédiaire : rail, bêle ondulée et même bêle ondulée boulonnée, donnent à distance égale du front le même pourcentage d'affaissement pour la même qualité de remblai.

Nous en concluons que la tenue de la voie est indépendante du système employé. Rail, bêle Ougrée, fers U ne servent que de garnissage. La roche boulonnée se soutient d'elle-même.

3) Le troisième enseignement est l'influence néfaste des points durs.

Dans le tronçon équipé de bêles boulonnées, de 194 à 198, les remblais étaient de qualité moyenne et les étançons sont restés trop longtemps sous les bêles, constituant chacun un point dur.

Le diagramme n° 7, (fig. 34) montre les affaissements dans cette zone. Ils sont comparables à ceux mesurés dans les zones à mauvais remblai.

Les piles de bois s'écrasant au début sous des charges beaucoup plus faibles que celles qui font coulisser les étançons, ceux-ci n'ont pas cédé en même temps que les piles, ils ont repris toute la charge et la pression par cm² à l'endroit des étançons devenant trop forte pour la nature du toit, celui-ci a cédé. Le bas-toit a été détruit.

N'adhérant plus aux bancs supérieurs et n'ayant plus d'appui sur les piles, il a pesé fortement sur les bêles ondulées et les a fait fléchir.

Un soutènement trop rigide qui ne cède pas en même temps que les piles est plus nuisible qu'utile.

* * *

II. Prix de revient.

Nous donnerons pour chaque type de soutènement un aperçu de la méthode de travail, puis un tableau explicatif du prix de revient.

1° Cadres Toussaint-Heintzmann.

Le bosseyement en cadres T.H. précède le front de taille de 3 à 4 m. Mur et toit sont entaillés : environ 1,30 m dans le mur et 1 m dans le toit.

Le charbon est enlevé au poste du matin sur 2 m de longueur et 3,50 m de largeur.

Le tir, l'évacuation des pierres et le soutènement sont faits aux deux autres postes par 1 ouvrier et 3 manœuvres (total 8 hommes).

On travaille par passes de 2 m. On fore 10 mines : 3 dans le toit et 7 dans le mur.

Prix de revient.

Comme ce prix de revient est calculé avec l'intention de comparer plusieurs modes de soutènement dans la même voie, nous ne compterons dans aucun cas le prix de l'enlèvement du charbon en devanture de voie.

Nous ne compterons pas non plus le mur de remblai de 5 m de largeur, édifié au pied de la taille par le personnel du poste de nuit avec les pierres de foudroyage, ce remblai existant dans tous les cas.

Tous les salaires ont été multipliés par 1,42 pour tenir compte des charges sociales, et toutes les fournitures par 1,045 pour tenir compte de la taxe de transmission.

Les éléments du prix de revient sont résumés dans le tableau I.

TABLEAU I.

Prix de revient par mètre courant d'une voie revêtue de cadres Toussaint-Heintzmann.
Cadres placés 3 à 4 m en avant du front sans pile de bois.

Bosseyement à front	Creusement	Main-d'œuvre	ouvriers à marché	2408		
			serveurs			
			boute-feu			
		Consommation	air comprimé		2652	4080
			huile & remeulage	244		
			explosifs			
	Soutènement	Fer	cadres T-H	1183	1428	
		Bois	garnissage	245		
Peignage des parois & nettoyage de la galerie				0		
Entretien (recarrage)	Creusement	Main-d'œuvre	ouvriers à marché	1343	1391	2220
			serveurs			
			boute-feu			
		Consommation	air comprimé	48		
	Soutènement	Fer	cadre T-H reconformé	672	829	
		Bois	garnissage	157		
Total avec un recarrage, par mètre						6300
2me recarrage	idem 1er recarrage					2220
Total avec 2 recarrages						8520

En valeurs arrondies, le premier creusement en cadres T.H. coûte 4100 F le m (2650 F de salaires et consommation et 1450 F de fournitures). Nous avons compté le prix d'un cadre neuf.

Un recarrage coûte 2220 F le m (1400 F de salaires et consommation et 800 F de fournitures). Pour le recarrage, nous n'avons pas compté le prix d'un cadre neuf, mais le prix d'un cadre reconformé.

Un recarrage a été nécessaire sur toute la longueur de la voie soutenue en cadres T.H. A certains endroits, il a fallu deux recarrages pour maintenir une section suffisante. La voie a donc coûté 6300 F par m là où on n'a recarré qu'une fois, et 8500 F par m où il y a eu deux recarrages.

Le tableau II donne le prix de revient calculé, par mètre d'une voie revêtue de cadres T.H. placés à 10 m en arrière des fronts, avec prise d'une basse taille de 5 m et pose de piles de bois de part et d'autre. Le creusement coûte 2950 F (bosseyement dans le mur plus bosseyement dans le toit en arrière) et les soutènements provisoire et définitif 1950 F, soit au total, près de 5.000 F le mètre. Si, malgré cette façon de travailler, un recarrage est encore nécessaire, il faut ajouter 2220 F, soit environ 7.100 F par mètre de voie.

2° *Cadres Recker.*

Le creusement de la voie se fait en deux phases (fig. 35) :

1) Creusement d'un bosseyement dans le mur précédant de 2 m l'avancement de la taille, avec pose d'un soutènement provisoire, constitué par des rails de 23 kg/m de 3 m de longueur supportés par des étançons. La brèche a 1,10 m de hauteur et 3 m de largeur.
2) Creusement d'un bosseyement dans le toit suivant à 10 m en arrière de la taille pour placer le cadre Recker. Celui-ci s'appuie sur un rail de 23 kg de 2,25 m de longueur, posé sur des piles de bois placées dans l'ouverture de la couche à l'amont et à l'aval de la voie après le passage de la taille. Le toit est entaillé en forme d'ogive sur 1,50 m de hauteur.

Au poste du matin, 1 ouvrier abatteur + 3 manœuvres enlèvent le charbon sur 2,25 m de profondeur et 3 m de largeur, et posent au toit 2 rails de 23 kg/m et 3 m de longueur avec 1 étançon à chaque bout. Ces rails sont distants de 1,12 m d'axe en axe. Un des serveurs occupés dans la voie de tête de la taille est compté sur le bosseyement. Il doit transporter 2 rails de 23 kg et les bois de pile.

TABLEAU II.

Prix de revient calculé, par mètre courant d'une voie revêtue de cadres Toussaint - Heintzmann.
Cadres placés à 10 m en arrière du front, prise d'une basse taille et pose de piles de bois de part et d'autre

Bosseyement dans le mur	Creusement	Main-d'œuvre	ouvriers à marché, serveurs, boute-feu	1465	1632	
		Consommation	air comprimé, huile & remeulage, explosifs	167		
Bosseyement dans le toit	Creusement	Main-d'œuvre	ouvriers à marché, serveurs, boute-feu	1180	1320	
		Consommation	air comprimé, huile & remeulage, explosifs	140		
Soutènement		Fer	soutènement provisoire, rail de 23 kg	185	1948	
			cadre T.H.	1183		
		Bois	pile de bois	450		
			garnissage	130		
Total						4900
Entretien recarrage	Creusement	Main-d'œuvre	ouvriers à marché, serveurs, boute-feu	1343	1391	2220
		Consommation	air comprimé	48		
	Soutènement	Fer	cadre T.H. reconformé	672	829	
		Bois	garnissage	157		
Total avec 1 recarrage, par mètre						7120

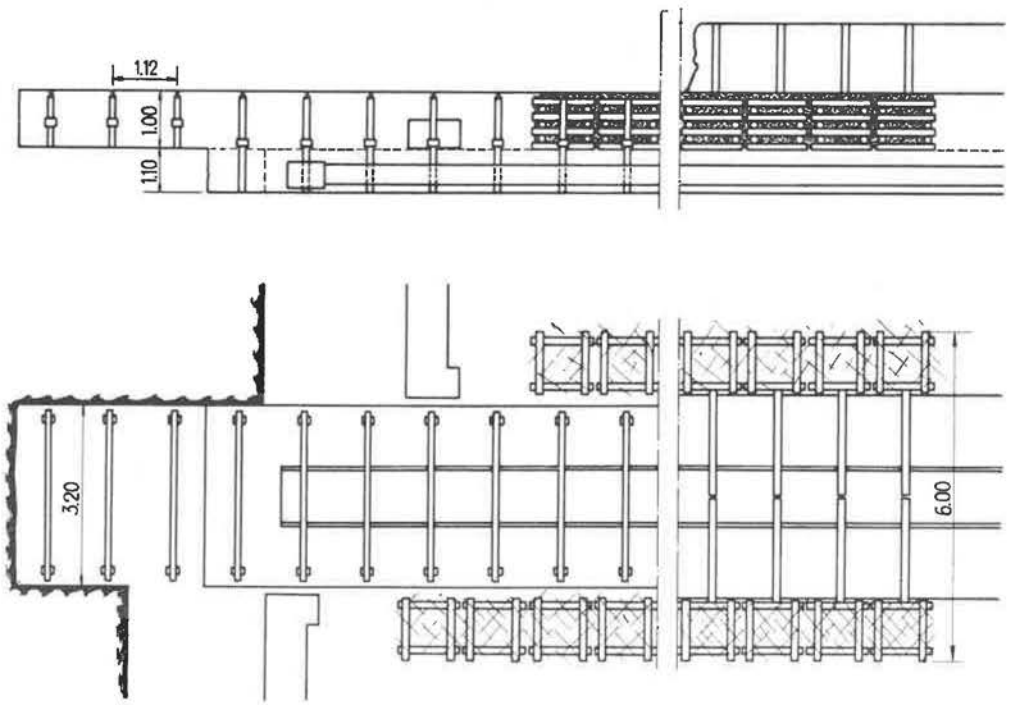


Fig. 55. Croquis du creusement d'une voie d'exploitation revêtue de Cadres Recker.

Un ouvrier et trois manœuvres à chacun des postes d'après-midi et de nuit forent et tirent les mines du bosseyement et évacuent les pierres.

Les pierres sont remises dans la basse-taille, à la pelle, par les manœuvres qui édifient également les piles en bordure aval de la voie et les remplissent de pierres.

La pile à l'amont est établie et remblayée par le personnel qui ripe la tête motrice du convoyeur blindé.

Le bosseyement dans le toit à l'explosif est fait par une autre équipe composée d'un ouvrier, deux manœuvres et un serveur. Cette équipe réalise 1,12 m d'avancement par poste, pose du cadre comprise.

Le tableau III résume le calcul du prix de revient d'un mètre de voie en cadres B 12.

Nous ne comptons que 185 F pour le rail de 23 kg parce qu'on en récupère la moitié.

Au point de vue salaires et consommation, le bosseyement dans le mur et le bosseyement dans le toit coûtent tous deux environ 1600 F le mètre.

Le soutènement proprement dit coûte environ 500 F de bois et 2000 F de fer par mètre.

En comptant 334 F pour le peignage des parois, le prix de revient du creusement et soutènement complet d'un mètre de galerie en cadres Recker B 12 est d'environ 6000 F. En cadres B 10, le prix du cadre étant de 1400 F au lieu de 1725 F, le prix de revient est d'environ 5750 F.

TABLEAU III.

Prix de revient par mètre courant d'une voie revêtue de cadres Recker B 12.

Bosseyement dans le mur	Creusement	Main-d'œuvre	ouvriers à marché, serveurs, boute-feu	1465	1632
		Consommation	air comprimé, huile & remeulage, explosifs	167	
Bosseyement dans le toit	Creusement	Main-d'œuvre	ouvriers à marché, serveurs, boute-feu	1459	1596
		Consommation	ouvriers à marché, serveurs, boute-feu	137	
Soutènement		Fer	soutènement provisoire, rail de 23 kg	185	2455
			cadre Recker B 12, rail, semelle	1748	
		Bois	piles de bois	450	
			garnissage	72	
Peignage des parois et nettoyage de la galerie		Main-d'œuvre	334		334
Entretien			0		0
Total (par mètre)					6017
Prix de revient avec cadre Recker B 10					5744

Nous ferons remarquer qu'il est possible dans certains cas d'utiliser le cadre Moll au lieu du cadre Recker, le mode de travail de ces deux soutènements étant identique.

Le cadre Moll utilisé avec longrines coûte moins cher que le Recker.

Le tableau IV donne les prix de revient par mètre comparés du creusement d'une voie en cadres Moll et en cadres Recker. Le travail est identique, seul le prix du soutènement varie. (Le cadre Moll est moins cher, mais il faut tenir compte des trois grosses longrines en bois. Nous les avons évaluées à 200 F par m).

Nous supposons, pour pouvoir comparer, que nous plaçons les cadres Moll tous les 1,12 m comme les Recker.

TABLEAU IV.

Comparaison des prix de revient par mètre courant d'une voie en cadre Moll ou en cadre Recker.

		Cadre Moll	Cadre Recker B 12	Cadre Recker B 10
Creusement et soutènement complet	Salaire + consommation			
	+ amortissement	3226	3226	3226
	Fer	848	1933	1660
	Bois	716	521	521
		4790	5680	5410
Peignage et nettoyage de la voie		334	334	334
		5124	6014	5744

3° *Boulonnage du toit.*

Le travail est identique quel que soit le soutènement employé supplémentairement au boulonnage (fig. 36).

entre les plates-bêles ou les rails (ce travail dure environ 1 h 1/2).

Deux serveurs occupés dans la voie de tête de taille sont comptés sur le bosseyement de la voie

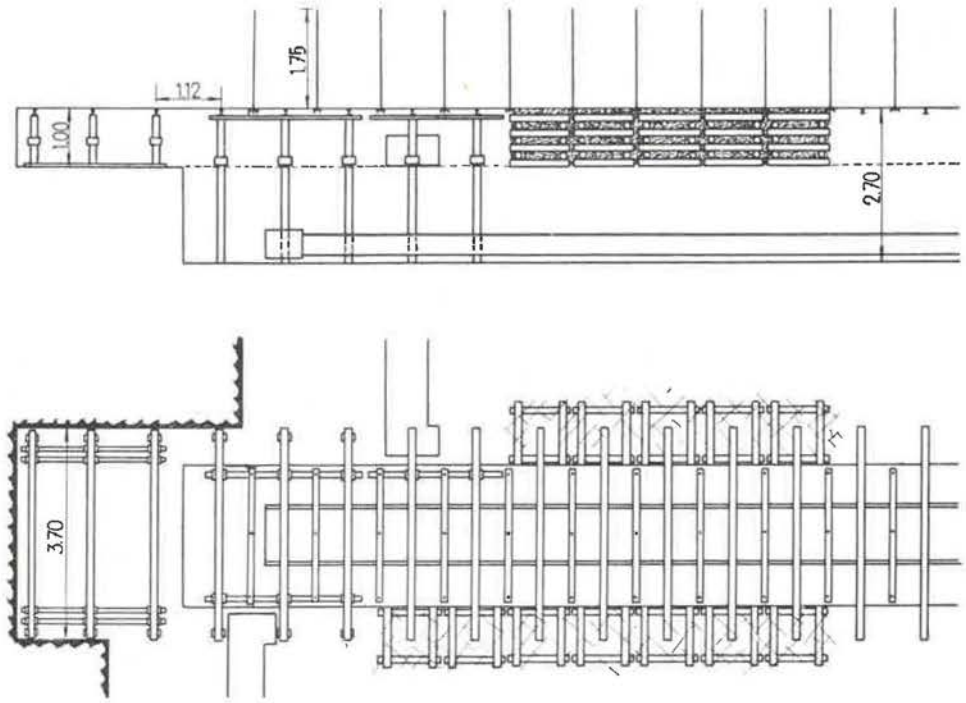


Fig. 36. — Croquis du creusement d'une voie d'exploitation boulonnée.

Au poste du matin, un ouvrier abatteur plus trois manœuvres enlèvent le charbon sur 2,25 m de profondeur et 3,80 m de largeur. Ils posent au toit deux plates-bêles Ougrée ou deux rails de 52 kg, de 3,70 m de longueur et distants de 1,12 m d'axe en axe. Chaque plate-bêle ou rail est soutenu par un étançon placé à chaque extrémité et deux fois, deux étançons de cassage. Une plate-bêle en bois est intercalée entre le mur et les pieds des étançons de cassage. Ils boulonnent au toit deux fers U de 2,50 m de longueur, soit six boulons, intercalés

de base, parce que toutes les marchandises arrivent par la tête de taille. Ils ont à transporter deux bêles ondulées ou deux rails, deux fers U et le bois de pile.

Comme dans le cas du cadre Recker, un ouvrier et trois manœuvres, à chacun des postes d'après-midi et de nuit, forent et tirent les mines du bosseyement et évacuent les pierres.

Les pierres sont remises dans la basse-taille, à la pelle, par les manœuvres qui édifient également les piles en bordure aval de la voie et les remplissent de pierres.

La pile à l'amont est établie et remblayée par le personnel qui ripe la tête motrice du convoyeur blindé.

Le tableau V donne un résumé du calcul du prix de revient par mètre.

TABLEAU V.

Prix de revient par mètre courant d'une voie boulonnée avec bêles ondulées et Fers U.

Bosseyement dans le mur	Main-d'œuvre	ouvriers à marché serveurs boute-feu	1966	
	Consommation	air comprimé huile & remeulage explosifs	172	
				2138
Prix du soutènement	Fer	bêle ondulée fer U boulons, rondelles, etc.	740	
	Bois		448	1188
Peignage des parois et nettoyage de la galerie	Main-d'œuvre		669	669
Entretien				0
Total				3995

Le bosseyement dans le mur revient à 2100 F le m au point de vue salaires et consommation.

Le soutènement fer et bois coûte 1200 F le mètre. Le peignage des parois et le nettoyage de la galerie nécessaires à l'arrière reviennent à environ 650 F le mètre. Le prix de revient total est de l'ordre de 4000 F.

Si nous comparons entre elles au point de vue prix de revient les différentes variantes de soutènement employé avec le boulonnage (tableau VI), nous voyons que le bosseyement à front, le peignage et la consommation de bois sont identiques quel que soit le soutènement appliqué. Le prix du fer employé pour le soutènement change seul.

Le rail de 52 kg/m coûte 860 F, alors que la bêle ondulée ne coûte que 400 F. Rapportée au mètre, la différence est de 411 F.

Dans le cas de la bêle ondulée boulonnée, on ne récupère pas complètement le prix du fer U, c'est-à-dire 168 F, parce qu'il faut compter 15 F pour la perforation de la bêle et 30 F pour trois plaques perforées de 10 × 10, qui ont été placées à chaque boulon entre la bêle et l'écrou, pour permettre un serrage convenable de celui-ci.

Le tout rapporté au mètre de voie, le système avec fer U ne coûte environ que 100 F de plus que le système sans fer U.

Enfin, dans le cas de la bêle ondulée avec plaques boulonnées intercalées, on gagne les 15 F de perforation de la bêle par rapport au cas de la bêle ondulée boulonnée. 15 F pour 1,12 m de voie représentent 13 F pour 1 mètre.

TABLEAU VI.

Comparaison des prix de revient par mètre courant des différents systèmes de boulonnage du toit.

	Bosseyement à front	Peignage	Soutènement		Total
			Bois	Fer	
Rails de 52 kg avec fers U boulonnés	2138	669	448	1151	4406
Bêle ondulée avec fers U boulonnés	2138	669	448	740	3995
Bêle ondulée sans fer U (plaques de 10 × 10 sous bêle ondulée)	2138	669	448	630	3885
Bêle ondulée et plaques boulonnées.	2138	669	448	615	3870

Au point de vue soutènement, la bêle ondulée convient mieux que le rail de 52 kg.

Rail ou bêle servent uniquement de garnissage pour éviter la chute de morceaux de bas toit qui pourraient parfois se fracturer par suite de malfaçon dans la confection des remblais par exemple. A ce point de vue, la bêle ondulée convient mieux que le rail parce qu'elle est plus large (elle couvre une plus grande partie du toit) et parce qu'elle est moins rigide (elle blessera moins le toit). Au point de vue prix de revient, la bêle ondulée coûte 400 F de moins que le rail. La bêle qui pèse 70 kg se mani-

pule et se pose avec beaucoup plus d'aisance que le rail qui pèse 190 kg. Il y a donc tout avantage à employer la bêle plutôt que le rail.

Quant aux derniers systèmes : bêles ondulées boulonnées et bêles ondulées avec intercalation de plaques boulonnées, le toit est sans garnissage sur environ 1 m entre chaque bêle ondulée. On pourrait craindre des chutes de morceaux de bas toit.

Nous concluons donc que, actuellement, le système de boulonnage qui nous semble le meilleur est la bêle ondulée avec fer U boulonné. C'est pour cette raison que nous avons choisi ce système dans le tableau VII où nous comparons les prix de revient des différents modes de soutènement.

TABLEAU VII.

Comparaison des prix de revient par mètre courant des différents modes de soutènement.

		Cadres T.H. posés en avant	Cadres T.H. posés en arrière	Cadres Moll	Cadres Recker B 10	Cadres Recker B 12	Boulonnage
Creusement et soutènement complet	Salaire						
	+ consommation	2652	2952	3226	3226	3226	2138
	+ amortissement	1183	1368	848	1660	1936	740
	Fer	245	580	716	521	521	448
	Bois						
		4080	4900	4790	5410	5683	3326
Peignage des parois et nettoyage de la galerie	Salaire	0	0	334	334	334	669
		4080	4900	5124	5744	6017	3995
Entretien Recarrage	Salaire						
	+ consommation	1391		0	0	0	0
	+ amortissement						
	Fer	672					
	Bois	157					
		2220		0	0	0	0
Total		6300	4900	5124	5744	6017	3995
2e recarrage cadres T. H. en avant		2220	2220				
ou 1er recarrage cadres T. H. en arrière		8520	7120				

Nous distinguons pour chaque soutènement le prix des salaires et des fournitures pour le creusement d'un mètre de voie, puis les frais d'entretien qu'il a nécessités. Le peignage des parois et le nettoyage de la galerie ont été comptés dans le creusement de la voie, considérant qu'il en fait partie intégrante.

Le peignage coûte deux fois plus cher dans le cas du boulonnage que dans le cas des cadres Recker, parce que dans le cas du boulonnage, la brèche de mur est plus importante et la voie plus étroite, ce qui offre plus de difficultés dans l'exécution du travail.

Au point de vue prix de revient, le boulonnage et les cadres T.H. posés en avant du front et sans recarrage coûtent approximativement le même prix : 4000 F. Si pour les cadres T.H. un recarrage est nécessaire, leur prix augmente de 50 % et, si deux recarrages sont nécessaires, le prix initial est plus que doublé (8500 F).

Le cadre T. H. posé en arrière des fronts avec piles de bois et basse taille de 4 à 5 m coûte 200 F de moins que le cadre Moll (4900 F).

Si un recarrage est nécessaire dans les cadres T.H. posés de cette façon, le prix de revient au mètre de voie dépasse alors de 1000 F le prix de revient du plus cher des cadres articulés, le B 12.

Les cadres Recker B 10 et B 12 sont plus chers que tous les autres systèmes, ils coûtent respectivement 5750 et 6000 F le mètre. Les éléments sont plus légers et de pose plus facile que ceux du cadre Moll, ce qui est un avantage en atmosphère très chaude (cas de leur utilisation). Comme on emploie des rails au lieu de longrines en bois, le taux de récupération sera peut-être un peu plus fort.

Dans le tableau VIII, nous comparons les prix de revient, par mètre courant et par mètre carré de section utile au creusement, des divers types de soutènement.

TABLEAU VIII.

Mode de soutènement	Cadres T.H. posés en avant	Cadres T.H. posés en arrière	Cadres Moll	Cadres Recker B 10	Cadres Recker B 12	Boulonnage
Prix de revient par m² de section utile	510	612	569	667	669	666

Enfin, le tableau IX donne les rendements comparés du creusement d'une galerie avec pose des différents soutènements envisagés. Dans ce tableau, le personnel de surveillance et les boute-feux ne sont pas comptés. Dans le cas des cadres Recker et des cadres T.H. posés en arrière des fronts et du boulonnage, le personnel occupé au remblayage de la basse taille est compris dans le creusement de la voie. Le rendement moyen calculé en comptant les journées prestées pour le creusement des 305 m de voie boulonnée est de 20,2 cm/h/poste, alors que le rendement théorique sur lequel on s'est basé pour le calcul du prix de revient du creusement dans le tronçon boulonné est de 20,6 cm/h/poste. Ils sont très proches l'un de l'autre.

TABLEAU IX.

Rendements comparés du creusement d'une galerie avec pose des différents soutènements envisagés.

	Cadres TH placés en avant des fronts		Cadres TH placés en arrière des fronts		Cadre Recker		Boulonnage	
	hommes/poste pour 1 m de voie	η en cm/ homme/poste	homme/poste pour 1 m de voie	η en cm/ homme/poste	hommes/poste pour 1 m de voie	η en cm/ hommes/poste	hommes/poste de voie	η en cm/ homme/poste
Creusement et soutènement	5	20	7	14,3	7,57	13,21	4,85	20,62
Peignage	—	—	—	—	1	100	2	50
Total	5	20	7	14,3	8,57	11,66	6,85	14,60
Recarrage	3,5	28,6			—	—	—	—
Total avec un recarrage pour le T.H.	8,5	11,76			8,57	11,66	6,85	14,60

Remarque.

Tous les prix donnés dans les tableaux I à VIII sont établis sans tenir compte de la récupération possible des soutènements. Ils seront réajustés après dégarnissage en tenant compte du personnel occupé à ces travaux et de la valeur des éléments récupérés.

Des expériences faites jusqu'à présent dans plusieurs charbonnages belges et dans un chantier du Gosson, il apparaît que beaucoup de cadres articulés ne sont pas déformés, qu'ils se récupèrent aisément et peuvent être remployés tels quels sans remonter à la surface. Il n'en est pas de même des éléments des cadres coulissants.

Conclusions.

Des mesures d'affaissements et des calculs de prix de revient, on peut déduire ce qui suit :

1) Dans une voie de chantier d'une couche en plateure, le mouvement général des terrains est un rapprochement des épontes que l'on peut assimiler à un affaissement du massif. Aucun soutènement ne peut s'y opposer; il faut le conduire.

2) Il est hautement recommandable de prendre une basse-taille de façon que les sollicitations soient symétriques par rapport à la galerie.

3) De bons murs de remblai d'une épaisseur suffisante doivent être édifiés de part et d'autre de la voie. Ils diminuent l'affaissement général et retardent la descente du toit. Un affaissement lent et progressif diminue la flexion longitudinale du toit et maintient son intégrité.

4) Il faut éviter le soutènement rigide et les points durs qui blessent la roche. Ce soutènement n'empêche pas l'affaissement général du massif et la fracturation des roches qu'il provoque augmente encore l'affaissement des bancs inférieurs.

5) Quand une grande section est nécessaire dans une voie d'exploitation, deux types de soutènement sont à envisager :
   a) les cadres articulés sur piles de bois, convenant dans tous les cas, même et surtout dans les cas difficiles;
   b) les cadres coulissants lorsque la nature des terrains est telle que la voie tient sans recarrage. Ce type de soutènement est moins coûteux que le premier quand on le pose en avant de la taille. Quand il est posé à 10 ou 20 m en arrière, dans des conditions donc plus favorables, son coût augmente sensible-

ment, mais reste un peu inférieur à celui du cadre articulé le moins cher.

Ces cadres doivent être placés suivant les règles de l'art qui ont été définies plus haut.

6) Quand une section de 5 m² est suffisante, le boulonnage paraît indiqué.

La section réalisée au charbonnage de Gosson, La Haye et Horloz est peut-être un peu faible. Il serait possible de l'élargir de 40 cm en écartant chaque pile de 20 cm. Cet essai n'a pas été tenté parce que le volume des pierres de bosseyement, déjà très important en raison de l'avancement de 2,25 m/j, aurait encore augmenté. Il eut été possible d'élargir de 20 cm de chaque côté au moment du peignage.

7) La tenue des terrains indique que le boulonnage eut été possible avec une largeur de voie de 3,30 m et à la condition de prévoir cinq boulons. On serait ainsi arrivé à une section égale à celle des cadres T.H. L'expérience serait intéressante.

8) Dans le cas du creusement de grandes excavations, bifurcations, salles de pompes, etc., il serait intéressant de boulonner les roches pour maintenir leur cohésion et les faire participer ainsi au soutènement de l'excavation.

9) Les tableaux de prix de revient et les conclusions qui en découlent peuvent être largement influencés par le coût du dégarnissage et la valeur du matériel récupéré, rapportés au mètre de galerie établie. Le dégarnissage est actuellement en cours et ce n'est que dans quelques semaines que des conclusions définitives pourront être apportées.

Les prix de revient finals seront établis par mètre courant de galerie et par mètre carré de section utile.

DISCUSSION

M. VENTER. La récupération des éléments du soutènement n'a pas été envisagée. Dans les calculs de prix de revient, on a compté la totalité de la valeur des cadres placés. Toutefois, le cadre T.H. de recarrage a été compté comme cadre de remploi.

L'étude sera poursuivie en comptant le coût de la main-d'œuvre et la valeur des matériaux de récupération.

Tous les cadres Recker seront vraisemblablement récupérés et en général remployés immédiatement. Aucun rail de la partie boulonnée ne sera récupéré. Les cadres T.H. le seront, mais devront être reconformés. On ne peut encore rien dire concernant les bêles ondulées placées dans la partie boulonnée.

M. GALAND. A quoi faut-il attribuer la grande différence de prix de revient entre le cadre Recker et le cadre Moll ?

M. STASSEN. Il s'agit uniquement du prix du cadre, l'un est en acier traité et équipé de dispositifs spéciaux d'articulation, tandis que l'autre est fabriqué à partir de remploi. Le cadre Moll exige par contre trois grosses longrines en bois que nous avons évaluées à 200 F par mètre. Ce n'est peut-être pas assez.

M. DESSARD. Nous avons employé le cadre Recker dans cette voie pour faciliter le travail des ouvriers. La température était trop élevée et le cadre Recker est plus léger à transporter et à placer. Le cadre Moll demande une main-d'œuvre plus qualifiée pour le placement.

M. HANOT. Quelle était la qualité du mur ? Mettait-on des semelles sous les montants des cadres T.H. ? Ces cadres se sont-ils enfoncés dans le mur ? Le charbon a-t-il été enlevé des deux côtés de la voie sur toute la longueur ? Les photos représentent-elles des endroits particuliers de la voie où, par exemple, le remblai aurait été mal fait ?

Les cadres auraient pu être placés en arrière de la taille.

M. VENTER. Sur le plan du chantier qui a été projeté au début de l'exposé, on a indiqué les longueurs d'aval pendage qui ont été prises. En ce qui concerne la qualité du remblai, nous avons donné des appréciations en cours d'exposé pour la partie boulonnée.

M. STASSEN. En général, le mur est de très bonne qualité, les hautes parois verticales du bosseyement qui se maintiennent sans soutènement dans la partie boulonnée en sont une preuve. C'était donc un cas favorable à l'emploi des cadres T.H. Les montants n'ont pas été posés sur semelles et ils se sont enfoncés dans le mur uniquement là où la présence d'eau a altéré les qualités de la roche.

Les déformations des cadres sont principalement dues au fait qu'ils n'ont pas coulissé de façon adéquate. Dans le tronçon revêtu de cadres T.H., une basse taille a été prise à certains endroits et pas à d'autres (exactement 110 m pour une longueur totale de 278 m). On a recarré deux fois presque tout l'ensemble des 278 m. Le tronçon photographié montrant des cadres déformés n'a été recarré qu'une fois. Il s'agit d'un tronçon où l'on n'a pas pris de basse taille. Les cadres T.H. ont été placés en avant de la taille, ils ont subi l'affaissement maximum. Placés à 10 ou 15 m en arrière, on aurait vraisemblablement évité un recarrage, mais alors le bosseyement aurait coûté plus cher car, dans l'évaluation du prix de revient des cadres Recker et dans la partie boulonnée, nous avons tenu compte du personnel occupé au remblayage de la basse taille.

M. HANOT. La pile de bois ne s'impose pas avec le T.H., mais bien avec le Moll. On n'a pas compté séparément le prix de la pile. L'entaillage du toit est parfois regrettable quand le toit est très bon. Il est préférable alors de poser le cadre T.H. sous le toit mais, dans ce cas, le garnissage doit être particulièrement soigné afin de répartir aussi bien que possible la pression sur les éléments de tête. Les étriers ont-ils été serrés et surveillés ? La surveillance a une très grande importance et il est possible, quand elle est bien faite, de réaliser des longueurs de 500 à 600 mètres sans recarrage; malheureusement, le personnel de surveillance fait souvent défaut. D'ailleurs, en Campine on conduit souvent un panneau d'exploitation jusqu'à 500 ou 600 mètres sans recarrage ou à peu près. Y avait-il des planchettes en bois ?

Il existe des systèmes qui permettent d'écarter le garnissage à l'endroit des carcans de façon à favoriser le coulissement. Mais en tout cas, la surveillance des carcans comprend l'obligation pour le préposé d'écarter autant que possible les entraves au coulissement.

M. STASSEN. Les prix des piles de bois ont été comptés dans le boulonnage et pour les cadres Recker, mais pas pour le cadre T.H. puisqu'on peut le placer sans pile. Si l'on n'avait pas entaillé le toit dans le tronçon de galerie en cadres T.H., on aurait eu des déformations invraisemblables car le cadre T.H., en contact avec la roche par un seul point, travaille très mal. Quand on ne désire pas entailler le toit, il est certainement préférable de pratiquer le boulonnage ou un système de soutènement autre que le cadre cintré en tête.

En ce qui concerne les carcans, il y a très peu de charbonnages en Belgique où l'on surveille le serrage, ainsi que le coulissement normal des éléments dans le garnissage. D'ailleurs le contrôle du coulissement dans le garnissage est illusoire et les dispositifs spéciaux qui existent pour écarter le garnissage sont la plupart du temps inefficaces. Il y avait des planchettes en bois.

M. HANOT. Il existe en Campine des Charbonnages qui utilisent des cadres coulissants et ont organisé un service de surveillance systématique du coulissement. Des Directeurs de Travaux présents pourraient en témoigner.

M. VOLDERS. Le cadre Moll sur piles de bois est employé à Beeringen depuis 1935 à notre grande satisfaction. Nous l'avons adopté parce que nous avons des couches puissantes. Pour des ouvertures inférieures à 1,20 m, le cadre T.H. est peut-être économique dans certains cas. Y a-t-il des exemples où l'utilisation des cadres T.H. ait été économique dans des couches de 2 à 3 m d'ouverture ?

M. DRESEN. Les cadres Moll et T.H. ont été employés en Hollande et abandonnés à cause du prix de revient trop élevé. Actuellement, dans les couches puissantes, on emploie uniquement un soutènement constitué d'une bêle (rail) au toit avec deux montants coulissants. Le toit est parfois entaillé.

M. DESSARD. Nous avons utilisé ce genre de soutènement ou simplement un rail sur pile de bois dans les étages supérieurs, mais les difficultés se sont accrues au fur et à mesure de l'approfondissement de l'exploitation et à 870 et 1000 m il ne résiste pas, du moins dans la plupart des couches.

M. GODEBAUER. Cependant, d'après les diagrammes montrés, l'affaissement est presque terminé à 40 m en arrière du front et ce fait est indépendant de la profondeur. On ne voit donc pas bien l'influence de celle-ci.

M. RITTER. «Wir stellen mit Genugtuung fest, dass sowohl der belgische Bergbau als auch besonders Inichar das Verhalten und die *Bewährung* der verschiedenen Ausbauarten im Grubenbetrieb systematisch erforschen. In der Frage des Ausbaus von *Abbaustrecken* kann man keine *allgemeine Rezepte (Regeln)* festlegen. Jeder Bergbau-Betriebsleiter muss die bei ihm vorliegenden Voraussetzung *planmässig* untersuchen und sich Mühe geben, den bestgeeignetsten Ausbau herauszufinden.

Der nachgiebige und mit Bergen ausgefüllte Holzpfeiler hat in allen Fällen seine Wirksamkeit und Zweckmässigkeit bewiesen. Es ist nicht leicht und *auch nicht ratsam*, auf den Einsatz von *Holzpfeilern überhaupt* zu verzichten.

In *einigen Fällen* haben sich bei dem *Einsatz* des T.H.-Bogens plötzliche Zusammenschiebungen oder gar *totale Brüche der Bogensegmente* ereignet (nicht Senkungen), die auf plötzlich ansteigende Gebirgsdrücke oder -schübe zurückzuführen sind. Im allgemeinen aber ist man im deutschen Bergbau mit dem T.H. - Ausbau zufrieden, vorausgesetzt, dass man Schichten und Lohnkosten dafür aufwendet, eine strenge und laufende Ueberwachung der Ausbauteile durchzuführen.

Auch wir deutschen Bergleute wünschen einen *guten Kontakt* und Meinungsaustausch unter allen Bergleuten der westeuropäischen Nationen. Das gilt nicht zuletzt für planmässige Gebirgsdruckmessungen und Untersuchungen am Grubenausbau im Abbau und in den Abbaustrecken und hier wiederum in erster Linie für den vergleichenden Einsatz der verschiedenartigsten Ausbau-Elemente unter gleichen Bedingungen.

Dankbar wäre ich Ihnen, wenn sinngemäss diese Ausführungen in französischer Sprache wiedergegeben werden könnten ».

Traduction.

Nous constatons avec satisfaction que les mines belges et spécialement Inichar étudient systématiquement le comportement et la tenue des différents types de soutènement minier. Dans la question du revêtement des voies d'exploitation, on ne peut fixer de règles générales. Chaque exploitant doit étudier méthodiquement les conditions qui se présentent à lui et se donner la peine de trouver le soutènement le mieux adapté.

La pile de bois compressible et bourrée de pierres a, dans tous les cas, prouvé son efficacité et son opportunité. Il n'est pas facile et aussi pas à conseiller de vouloir se passer complètement de l'emploi de piles de bois.

Dans quelques cas d'application du cadre T.H., on a observé des coulissements soudains ou même des ruptures complètes des segments cintrés attribuables à des pressions ou à des poussées de terrains subitement amplifiées. Mais en général, dans les mines allemandes, on est satisfait du cadre T.H. à condition de mettre le personnel et de consentir les dépenses nécessaires à une surveillance sévère et continue des éléments du soutènement.

Les mineurs allemands souhaitent un contact étroit et un échange d'idées entre tous les mineurs des nations d'Europe occidentale. Cet échange peut être fructueux en ce qui concerne les mesures méthodiques des pressions de terrains et les recherches relatives au soutènement dans les tailles et les galeries d'exploitation et, en premier lieu, en ce qui concerne le comportement des éléments de différents types de soutènement opérant dans des conditions similaires.

Je vous serais reconnaissant si vous pouviez rendre en français le sens exact de cette intervention.

M. DESSALLES. Nous sommes pleinement d'accord avec M. Ritter. Il serait vraiment désirable que l'expérience qui vient d'être réalisée puisse être renouvelée dans une autre assise comportant des terrains beaucoup plus schisteux et plus compressibles.

Nous avons à deux reprises fait une étude comparative dans trois mines de Campine. La première était en faveur du Moll, mais ces études comportaient des lacunes. Les cadres T.H. peuvent tenir sur 500 mètres de chasse et sont plus économiques dans les petites couches.

M. HUBERLAND. A Noël-Sart-Culpart, nous avons fait du boulonnage dans les terrains de la couche Léopold de 40 à 50 cm d'ouverture et 25 à 30° de pente. Les épontes sont très résistantes. Il n'y avait pas de bêles intermédiaires. La section était plus petite qu'au Gosson. Nous avons seulement mis au toit des profils spéciaux genre T.H. avec deux boulons. Les résultats ont été très bons.

M. PLESSY. Il faut se garder de généralisation hâtive lorsqu'on veut transposer une expérience d'une mine à l'autre. 90 % des voies de la Sarre sont cadrés en T.H. La valeur de chaque système dépend beaucoup de la façon dont il est appliqué. Si le cadre T.H. n'est pas chargé de façon à peu près constante sur toute sa périphérie, il se déforme rapidement. Il s'enfonce facilement dans le mur.

Nous demandons à M. Dessard où il pense situer la nouvelle voie qui va être tracée à l'aval et s'il est fixé sur le choix du soutènement ?

M. DESSARD. Nous essayerons de déterminer la cassure provenant de l'ancienne exploitation et de placer la nouvelle voie en dehors de cette cassure.

Pour choisir le soutènement à employer, il ne suffit pas d'envisager la tenue de la voie mais la section au creusement doit être suffisante pour assurer une bonne ventilation compte tenu de la température du chantier. Nous pensons démarrer les voies de tête et de pied en cadres Recker et terminer par une section boulonnée à cinq boulons.

Le boulonnage est très intéressant à faible et moyenne profondeur parce que les sections de voie peuvent être moindres.

Un essai de boulonnage dans la même couche, réalisée sans prendre de basse taille, a été un insuccès. Dans ce chantier cependant, l'ouverture de la veine était supérieure à 2 m et l'affaissement de plus de 1 m. La roche, même boulonnée, ne pouvait supporter des sollicitations aussi dissymétriques.

M. HUBERLAND. Quest-ce qui a déterminé le choix du boulon Colinet ?

M. DESSARD. Manquant d'expérience, nous avons choisi celui qui a donné satisfaction à un grand nombre d'exploitants.

M. de CROMBRUGGHE. Certains boulons sont tout à fait desserrés. A-t-on des données sur la tension supportée par les boulons ?

M. HAUSMAN. Les boulons du côté amont sont presque tous desserrés. M. Graebsch, dans un article paru dans la revue Glückauf d'octobre 1953 (1). explique que les bancs du toit ont toujours tendance à glisser vers le massif déhouillé, donc dans ce cas à se déporter vers l'amont. Les bancs inférieurs glissent plus que les supérieurs et les boulons inclinés vers l'amont ont tendance à se redresser et deviennent trop longs.

L'auteur estime qu'il serait préférable de placer les boulons inclinés vers l'aval ou du moins perpendiculairement aux strates.

Ce n'est pas parce que les boulons sont desserrés qu'ils ne travaillent pas.

M. HUBERLAND. Nous estimons qu'avec les boulons perpendiculaires aux bancs, les cassures amont et aval se feront à l'aplomb des parois amont et aval et il y a danger d'éboulement de la voie.

M. DESSARD. Les piles reportent la cassure à l'amont et à l'aval de la voie.

M. HUBERLAND. Le principe du boulonnage est de conserver au terrain découvert sa situation de précontrainte originelle. Il faut boulonner le plus tôt possible. Si l'on ne se rattache pas à un bon terrain, le boulonnage cède.

Nous avons mesuré des tensions de 6 t dans les boulons. Nous avons fait des travaux de consolidation de parois de puits avec boulons.

M. STASSEN. Pour boulonner, il faut que le terrain ait une certaine cohésion, mais nous ne pensons pas qu'il soit nécessaire d'accrocher le bas-toit à un haut-toit résistant. Le boulonnage a pour effet de maintenir la cohésion de la roche et de faire d'un empilage de bancs minces un banc assez épais pour se soutenir sur la largeur du vide de la voie. Dans les trous de sonde forés dans les terrains boulonnés, on observe toujours un glissement des bancs l'un par rapport à l'autre. En limitant forte-

(1) « Neuere Erkenntnisse über die Gebirgbewegungen beim Ankerausbau in Abbaustrecken » par le Dr.-Ing. Walter Graebsch, Glückauf 10 oct. 1953, p. 1037 à 1048.

ment ce glissement relatif, le boulonnage maintient la cohésion de la roche et empêche la flexion des bancs.

M. DELVAUX. Plusieurs essais de boulonnage sont en cours à Charleroi, entre autres au Gouffre et au Boubier. Nous avons connu une exploitation par taille rabattante à 1060 m de profondeur. La partie de la voie boulonnée est restée intacte, l'autre partie revêtue de cadres T.H. s'est complètement écrasée. On a dû interrompre l'exploitation.

M. THUILLIER. Nous aurions, nous semble-t-il, pris cette exploitation en rabattant avec un soutènement très léger. Dans les prix de revient, le métal intervient pour beaucoup et nous aurions essayé d'en utiliser le moins possible.

M. DESSARD. Un essai d'eexploitation rabattante dans la couche Malgarnie, à épontes de nature assez comparable, a été un échec. Le soufflage du mur au pied de taille dû à une double fracturation du mur (aller et retour) était tel que la méthode a dû être abandonnée.

M. COCHET. En très mauvais terrain, nous avons associé le revêtement en cadres T.H. avec le boulonnage. L'essai a été fait dans la couche Marengo (Dix Paumes) de 1,40 m à 1,50 m d'ouverture.

Les cadres étaient placés tangentiellement au toit avec un bon garnissage; distance entre chaque cadre : 1,10 m.

Des plats de 100/10 étaient boulonnés préalablement tous les 0,50 m avec trois boulons. Il y avait une pile de bois massive du côté amont; il n'y avait pas de basse taille côté aval. Le résultat a été excellent. Nous n'avons dû recarrer que deux fois au lieu de quatre sans boulonnage.

M. MASQUELIER. Est-il possible de conduire un traçage de reconnaissance boulonné dans une couche de 40 cm, avec 3 m de remblai à l'amont et à l'aval, et qui puisse servir à une exploitation future ?

M. BINDELLE. Au siège José des charbonnages de Wérister, les voies de base dans une couche de 40 à 50 cm sont chassées 200 m en avant avec une basse taille de 3 m de longueur. Le charbon n'est pas enlevé à l'amont. La voie est revêtue de cadres T.H. Le toit est entaillé en forme de couronne pour placer le cadre. Ceux-ci étaient primitivement placés à 1,17 m d'axe en axe. Il fallait recarrer après le passage de la taille amont. Pour éviter ce recarrage, nous avons doublé les cadres immédiatement après le passage de la taille. Ensuite, afin de diminuer la consommation de cadres, nous avons placé au creusement les cadres à 1,37 m d'axe en axe et nous avons boulonné dans les intervalles. Nous avons placé trois boulons reliés par de vieux câbles d'extraction. Les voies tiennent très bien sans recarrage, même après le passage de l'exploitation.

Les voies d'aérage sont soutenues de la même manière. Elles se tiennent parfaitement après le passage de la taille aval, mais lorsque cette même voie sert de desserte pour une taille à l'amont, elle doit être recarrée après passage de cette dernière. A ce moment, la voie a subi trois sollicitations successives, un premier affaissement du toit après le passage de la taille à l'aval, une pression dynamique en avant de la taille amont, puis un deuxième affaissement du toit après le passage de la taille amont.

P. STASSEN. On a cité hier un cas dans le bassin de Charleroi où l'on avait tenté une exploitation rabattante. Un tronçon de la voie de base était soutenu par cadres T.H. et un autre par boulons. La partie boulonnée a très bien tenu alors que l'autre a été complètement détruite. Cet essai a été fait à la profondeur de 1060 m. La pression dynamique en avant de la taille peut créer des surcharges telles que les revêtements les plus solides sont détruits. Jusqu'à présent, nous n'avons que peu d'expérience à ce sujet.

M. VENTER. La question posée par M. Masquelier se ramène à savoir si l'onde qui précède la taille ne détériore pas la voie boulonnée poussée en avant. Personne ne peut répondre catégoriquement. Il est infiniment probable que le boulonnage améliorerait, à cet égard la tenue des terrains. Nous ignorons l'importance chiffrée des pressions et personne ne peut dire si le boulonnage suffit pour éviter toute dislocation à cet endroit. Il y a cependant un point de comparaison dans ce que nous avons vu ce matin. Vous avez constaté qu'une partie boulonnée tenait parfaitement devant un recarrage toujours précédé, lui aussi, d'une zone à plus forte pression.

M. WARZEE. Nous avons fait un essai d'exploitation rabattante dans la couche Malgarnie et nous avons dû abandonner, non pas à cause d'une mauvaise tenue du toit de la galerie, mais à cause du soufflage du mur au pied de taille. Si le mur de la couche ne souffle pas trop, on peut avoir des chances de réussir.

M. HAUSMAN. Dans la littérature allemande, on décrit plusieurs cas d'application où des voies de base boulonnées poussées 40 et 50 m en avant de la taille tiennent parfaitement.

M. COCHET. Ce sont certainement des cas d'espèce. Un chassage en ferme de 70 m dans la couche Gros Pierre, identique à Stenaye, avait été boulonné. Il a tenu pendant des mois mais, au démarrage de la taille, il s'est effondré en masse.

M. LEMOINE. Lorsqu'on a placé les cadres T.H., prévoyait-on déjà de faire des essais avec différents modes de soutènement ? N'a-t-on pas apporté plus de soin à l'exécution des autres modes de revêtement ?

M. VENTER. La décision de faire cette étude n'a été prise qu'à la fin du creusement du tronçon Recker. Considérez que le même soin a été apporté à l'exécution des différents modes de soutènement. Ce matin on a projeté des vues de zones à bon et mauvais remblai dans les parties boulonnées où cependant le travail était suivi de près puisque l'essai était en cours.

M. LEMOINE. Les parties à mauvais remblai n'ont pas tenu.

M. STASSEN rectifie cette appréciation. Dans le cas de mauvais remblai dans la zone boulonnée, le bas-toit s'est fracturé et on constate des chutes de pierres, mais on ne peut pas dire que la voie ne tient pas puisqu'elle n'a pas dû être recarrée. Les parties moins belles sont celles qui n'ont pas été boulonnées.

M. WARZEE. Si nous avions placé les cadres T.H. 15 à 20 mètres en arrière des fronts et mieux soigné les piles et le remblai, on aurait peut-être évité un recarrage. Mais, après le premier recarrage, la voie se trouvait dans une zone où les terrains étaient déjà stabilisés et la charge des roches délitées et fracturées était reportée sur toute la section des cadres. Malgré cela les cadres T.H. n'ont pas tenu.

M. BINDELLE. Nous avons fait récemment des essais d'ancrage de murs à la profondeur de 525 m, qui ont donné toute satisfaction. Avant boulonnage, il y avait un gonflement de mur de l'ordre de 1,20 m.

M. THOMAS. Des essais de boulonnage ont-ils été tentés dans des couches en dressant ?

M. STASSEN. Plusieurs essais fructueux ont été réalisés en Allemagne dans les gisements en dressant. MM. Hoevels et Rolshoven ont publié dans la revue Glückauf les résultats obtenus au siège Consolidation dans un gisement incliné à 70°. Une traduction résumée de cette note est donnée dans ce numéro des Annales des Mines de Belgique, à la suite du compte rendu des Journées des 5 et 6 janvier 1954.

M. WARZEE. Dans le nord de la France le boulonnage en dressant donne de très bons résultats entre autres à la fosse « Vieux-Condé » des Houillères du Bassin du Nord et du Pas-de-Calais.

M. DUMOULIN. Y aurait-il inconvénient, dans un chassage en ferme boulonné, de prendre un banc de toit ?

P. STASSEN. Dans un chassage en ferme, il n'y a pas d'inconvénient à abattre un banc de toit et à boulonner. Plusieurs applications de ce genre ont déjà eu lieu dans les gisements voisins. Dans une voie d'exploitation, la chose est plus difficile car si, outre les boulons, on désire établir, après le passage de la taille qui fissure et casse la roche, un filet protecteur pour éviter la chute brusque d'un grand bloc de toit, on ne dispose pas d'appui pour ce filet. Dans la galerie d'essai du Gosson, le filet protecteur est constitué par des bêles ondulées prenant appui sur des piles de bois édifiées dans l'ouverture de la couche. Nous avons vu que tout soutènement qui ne s'affaissait pas en harmonie avec le toit blessait la roche et nuisait même à sa tenue.

M. DEFECHEREUX. Un article récent de Glückauf a présenté le cas d'un chassage en ferme boulonné avec bosseyement dans le toit (2).

Le chassage a 3,60 m de largeur à la base et, pour reporter la cassure à une certaine distance des parois de la galerie, on enlève 1,20 m de charbon et on place dans ces bandes déhouillées un boulon perpendiculaire aux strates.

M. FRANKIN. Des essais de boulonnage dans une voie sinueuse ont-ils déjà été tentés ? Je crains que l'effet de l'exploitation ne se fasse plus fortement sentir sur le boulonnage dans une voie de niveau que dans une voie creusée en direction.

M. STASSEN. Les sinuosités sont toujours défavorables et constituent des points faibles pour le revêtement des galeries. Les cadres pivotent et se déforment plus dans les tournants. L'action des sinuosités sur les boulons ne doit pas être grande, il suffit de permettre au massif boulonné de s'affaisser régulièrement après le passage de la taille.

M. BINDELLE. Lorsqu'une voie d'aérage est creusée en cadres Recker, comment fait-on passer le charbon au pied de taille lorsqu'on prend la taille amont ?

M. STASSEN. Si l'on a enlevé le charbon sur 2 à 3 mètres en amont de la voie, il faut soit enlever le remblai au passage de la taille amont, soit creuser une nouvelle voie en amont de l'ancienne. C'est presque toujours le cas quand on a affaire à des terrains lourds.

M. LEMOINE. Il nous semble possible d'obtenir un meilleur rendement (centimètre/homme/poste) que celui obtenu dans le creusement en cadres Recker.

M. WARZEE. Compte tenu de la section et de la température de l'air dans la galerie, le rendement était excellent. Les ingénieurs d'Inichar qui ont suivi les travaux de très près en ont toujours convenu.

M. WATHIEU. L'étude n'est pas terminée. Il faut voir ce que va coûter le dégarnissage et ce que vaudront les matériaux récupérés.

M. WARZEE. Nous pensons pouvoir récupérer les bêles ondulées de la section boulonnée en les pliant pour dégager les 25-30 cm qui portent sur les piles. Dans la section en cadres Recker, nous comptons reprendre 10 à 12 cadres par poste.

M. COCHET. Nous appliquons actuellement le boulonnage au soutènement des bouveaux. Nous boulonnons les couronnes de cadres T.H. immédiatement après creusement. Les montants ne sont placés que si les mézières se délitent. Cette façon d'opérer offre une très grande sécurité pour les bouveleurs et jamais le soutènement n'est soufflé par le tir. Nous réalisons des avancements de l'ordre de 5 m/jour.

Les terrains ont une inclinaison comprise entre 20 et 40°. Les boulons ont 1,50 m de longueur et sont placés perpendiculairement à la couronne dans le plan du cadre T.H.

Le même système est appliqué pour les bouveaux montants et parfois même pour les bouveaux chassants.

(2) « Neuere Erkenntnisse über die Gebirgsbewegungen beim Ankerausbau in Abbaustrecken » par le Dr.-Ing. Walter Graebsch, Glückauf 10 octobre 1953, p. 1037 à 1048.

M. DEHEM (1). Il est généralement recommandable de bosseyer en toit en arrière du front et de placer à ce moment le cadre métallique définitif. Trop souvent, des ingénieurs confondent le bosseyement en arrière des fronts avec un travail de recarrage. Le bosseyement en arrière s'exécute en général dans une roche saine et l'abatage de la roche nécessite encore fréquemment l'usage d'explosif. Cette roche a donc, en grande partie, conservé sa cohésion et ses qualités originelles.

Dans une brèche de recarrage, au contraire, la roche du toit est souvent fracturée et déformée. Le cadre nouvellement posé dans ces conditions est immédiatement soumis à des sollicitations plus sévères parce que les roches en contact avec la couronne sont fracturées et pèsent de tout leur poids sur le soutènement. Ces sollicitations peuvent accélérer et accentuer les déformations du cadre nouvellement posé.

En posant le cadre Toussaint-Heintzmann quelques mètres en arrière des fronts, on aurait observé un comportement meilleur du cadre et on aurait peut-être évité tout recarrage.

M. STASSEN (1). Je suis tout à fait d'accord avec M. Dehem sur ce point et c'est la raison pour laquelle, au cours des exposés, quand les cadres sont posés en arrière des fronts, nous avons toujours dénommé ce travail « bosseyement dans le toit » et non « recarrage », de façon à bien marquer la différence entre ces deux travaux.

M. FRENAY, Directeur de la Construction à la S.A. John Cockerill (1). Notre Société n'a pas été avertie que des essais comparatifs des divers modes de soutènement avaient lieu au Charbonnage du Gosson.

En complément aux observation présentées lors de la séance du 5 janvier, nous croyons utile de formuler plus explicitement notre point de vue, comme suit :

Nous trouvons intéressantes les comparaisons faites entre les systèmes de soutènement à condition que chaque système soit expérimenté dans des conditions de départ identiques.

Des trois systèmes de soutènement utilisés dans la galerie du Gosson, les deux derniers ont été appliqués suivant instructions fournies par les initiateurs du système et leur placement a été conseillé et surveillé par des agents techniques de ceux-ci. Il n'en a pas été de même du soutènement Toussaint-Heintzmann, que nous fournissons régulièrement au Charbonnage du Gosson, et nous devons constater que celui-ci n'a été utilisé ni avec la même recherche d'un emploi rationnel, ni avec le même soin. Une basse taille n'existe même pas en certains endroits et les remblayages ont été déclarés moins soignés. D'autre part, le montage des cadres T.H. s'est fait à front de taille et sans prendre la précaution, lorsque cela se montrait nécessaire, comme dans le cas actuel, d'appuyer les montants sur des appuis suffisants pour éviter leur pénétration dans le sol. Il en résulte que le soutènement T.H. a été soumis à des pressions maxima que n'a pas eu à supporter le soutènement installé postérieurement.

La présentation de la photographie montrant, à la suite l'un de l'autre, les deux systèmes de cadres, prête, à première vue, à confusion, si l'on ne rend pas explicites les remarques précédentes; c'est-à-dire qu'un des systèmes a été placé à 20 mètres du front de taille, avec une basse taille régulière et suffisante et un remblayage soigné, alors que l'autre était placé à front de taille et sans les mêmes soins dans la préparation. D'autre part, cette photographie ne devait servir qu'à illustrer le comportement différent des soutènements placés dans des conditions différentes, car nous sommes autorisés à croire que, placé dans les mêmes meilleures conditions, le cadre T.H. aurait résisté au même titre qu'un autre, et que les recarrages étant éliminés, la comparaison des prix de revient eût eu une autre physionomie.

Un essai comparatif fait dans les conditions égales que nous préconisons, serait certainement intéressant et nos usines seraient heureuses d'avoir l'occasion de collaborer à pareille expérience faite avec toute l'objectivité nécessaire.

J. VENTER (1). Il n'y a pas eu essai comparatif des divers modes de soutènement. L'objectif de la Journée d'études, défini dans l'avant-propos, est d'établir les caractères et le comportement de divers types de soutènement établis suivant les usages dans les mêmes terrains de la mine.

Les cadres articulés et le boulonnage du toit étaient employés pour la toute première fois au Charbonnage de Gosson, La Haye et Horloz; celui-ci a donc jugé désirable de demander l'aide du constructeur en vue d'éduquer le personnel.

Il n'y avait pas lieu de réclamer une aide analogue de la part du constructeur du cadre T.H., car le Charbonnage a une pratique approfondie de ce mode de soutènement qu'il place en général avec soin.

Il n'y avait pas de basse taille sur les 3/5 environ de la longueur revêtue en cadres T.H. Au point de vue de l'étude, c'est une circonstance intéressante qui montre l'influence de ce facteur. L'opportunité d'une basse taille est d'ailleurs controversée par les exploitants qui utilisent le cadre T.H.; certains en sont adversaires dans tous les cas.

Des malfaçons se sont produites ailleurs que dans la zone en cadres T.H., et notamment dans la partie boulonnée qui était cependant surveillée de près. Elles ont été relevées et une relation de cause à effet a été établie entre ces malfaçons et le comportement de la voie.

La pose des cadres T.H. à front de voie est de règle dans tous les charbonnages belges, sauf deux qui y dérogent partiellement. Les ingénieurs allemands de la Firme T.H. ont d'ailleurs déclaré, au cours des échanges de vues ultérieurs, qu'il y avait lieu de les placer à front.

La pose sur semelles est recommandable, mais elle était assez peu indiquée dans ce cas où le mur était

(1) Intervention a posteriori.

(1) Intervention a posteriori.

gréseux et particulièrement résistant. Le coulissement s'est effectué dans de bonnes conditions. En beaucoup d'endroits, les deux montants se sont rejoints en couronne et ont même coulissé l'un sur l'autre, ce qui implique un excellent fonctionnement du dispositif de cédage.

Les explications contenues dans le texte du rapport et indiquées en légende au bas des photographies précisent les conditions d'emploi. Le cadre T.H., placé avec un bon remblai de part et d'autre et en arrière des fronts dans une zone reposée, aurait sans doute donné lieu à un comportement bien meilleur. Tout cela est exposé in extenso dans les rapports et les conclusions. L'un des prix de revient est calculé dans ces hypothèses.

Suivant toutes les règles de l'art, il conviendrait de placer les cadres T.H. sur semelles, de prévoir un garnissage complet répartissant la pression sur le métal, de couper la roche suivant la forme du cintre et d'établir de part et d'autre un bon remblai maintenu à distance des montants. Il faut aussi que le coulissement soit assuré et que le serrage des boulons soit vérifié à intervalles réguliers. Certaines de ces prescriptions sont difficiles à faire observer eu égard aux conditions du travail.

Elles enlèveraient d'ailleurs au cadre T.H. la réputation d'être facile à poser, généralement invoquée en sa faveur. Dans cet ordre d'idées, le cadre articulé sur piles de bois est sans doute d'un placement assez difficile, mais il est à peu près impossible de le mal placer.

CONCLUSIONS

J. VENTER,
Directeur d'Inichar.

Il est toujours recommandable de donner des conclusions, fussent-elles provisoires. Dans ce cas, quelques considérations essentielles paraissent se dégager des observations recueillies et des discussions auxquelles elles ont donné lieu.

1) Le comportement des terrains encaissant une couche en exploitation faiblement inclinée, est différent de celui des terrains entourant une excavation creusée en ferme ou dans des terrains ayant repris leur équilibre.

2) Dans le cas des excavations creusées en ferme ou en terrains ayant repris leur équilibre, les poussées s'exercent dans des directions variées, plus ou moins centripètes. Le soutènement adéquat doit résister dans tous les sens. Un cédage relatif du soutènement est inéluctable et nécessaire. Il permet la détente des terrains vers l'intérieur de l'excavation et c'est l'enveloppe de terrains détendus qui constitue la véritable protection.

3) Le soutènement idéal doit donc être plus ou moins rétractile dans tous les sens. Si l'on emploie des cadres métalliques, la préférence doit aller au cadre rétractile cintré et même circulaire dans certains cas.

5) Dans une voie de chantier, aux abords de celui-ci, la poussée et les mouvements dominants sont unidirectionnels et plus ou moins perpendiculaires à la couche, ceci toujours dans le cas où la pente est faible.
Un rapprochement des épontes d'au moins 40 à 50 % de l'épaisseur de la couche est inéluctable. La philosophie du soutènement doit être basée sur cette conviction.

4) L'art et la science de l'exploitation doivent tendre à permettre aux terrains du toit de la voie de s'affaisser en bloc et en même temps que les terrains adjacents, en gardant leur compacité originelle. Ce résultat est obtenu dans les meilleures conditions en intercalant, entre toit et mur, de part et d'autre de la voie, des supports de même résistance, relativement compressibles et à très large base. Le remblai et les piles de bois remplies de remblais au parement de la galerie conviennent parfaitement. La charge du toit est ainsi également reportée sur le mur, des deux côtés de la voie, sans distorsion latérale. D'une façon générale, une largeur de quelques mètres suffit pour les supports en question, qui constituent au sens propre du terme, le soutènement de la galerie.
Un affaissement de 40 à 50 % est, répétons-le, inéluctable; mais il n'est pas indifférent qu'il se produise en trois jours ou en trois semaines. Dans le premier cas, il donnerait lieu à une inflexion longitudinale très marquée des bancs du toit, provoquant une fracturation perpendiculaire à la galerie. L'affaissement doit donc être lent de façon que la flexion longitudinale inéluctable des bancs du toit soit faible et que ceux-ci conservent leur intégrité, aussi bien dans le sens longitudinal que dans le sens transversal. Le soin apporté à la confection du remblai et des piles bourrées de remblai est donc un élément déterminant de la bonne tenue du toit.

5) Ce soutènement par supports compressibles à large base doit être, dans la grande majorité des cas, complété par d'autres dispositions n'intervenant pas dans le contrôle du mouve-

ment général du toit mais servant de garnissage, c'est-à-dire parant au délitage du terrain et aux mouvements localisés.

6) Dans le cas des cadres articulés en forme d'ogive, on abat la portion du toit qui tend naturellement à s'ébouler. Le terrain subsistant de part et d'autre de l'excavation est stabilisé et transmet la charge du toit vers le mur, à la manière des arcs brisés dans une cathédrale gothique. Le cadre proprement dit doit reposer sur le dessus des piles de bois. Il ne supporte en rien la charge des terrains car il est orienté presque parallèlement à la poussée. Il descend et doit descendre en même temps que les bancs de toit.
Les articulations facilitent la pose et permettent le mouvement relatif des éléments. Le cadre articulé sur piles est donc un système disloqué dont le caractère est de suivre le terrain dans ses divers mouvements sans lui offrir de résistance appréciable.

7) Dans le cas du boulonnage, le toit boulonné se comporte comme une dalle formant linteau au-dessus de la voie. Le boulonnage ne consiste pas ici à accrocher un mauvais toit à un haut-toit consistant. L'effet du boulonnage est de solidariser des bancs qui peuvent être tous médiocres, pour en faire un seul banc solide.
Avec le cadre articulé, on abat la portion de toit qui tend à s'ébouler. Avec le boulonnage, on la rend cohérente pour empêcher l'éboulement. On rejoint ainsi les conditions d'un toit très fort qui tiendrait nu sur les supports latéraux.
Dans les terrains comme ceux qui nous occupent, le boulonnage doit être complété par un revêtement appliqué au toit. Ce seront de préférence des profilés, relativement plats, pincés latéralement entre le toit et les piles de bois bourrées de remblai.

8) Le cadre articulé et le boulonnage sur piles réalisent les conditions optima. Toutefois, tout type de cadre réalisant les conditions voulues de coulissement ou, d'une façon générale de cédage peut également convenir comme garnissage. Il doit être tel qu'il n'y ait jamais de pression unitaire trop forte entre un élément du soutènement et le terrain, ni pénétration dans le mur. Ces phénomènes donnent lieu à une désagrégation de la roche et à de graves désordres. Il faut donc éviter les « points durs ». Les points durs au toit donnent lieu à des affaissements exigeant des recarrages. Les points durs au mur, c'est-à-dire son poinçonnage, donnent lieu aux mêmes effets, un soufflage exigeant une ravalle.

9) C'est souvent une erreur que de remplacer un profil de cadre qui ne tient pas par un profil plus lourd. Si le cadre ne tient pas, c'est qu'il ne cède pas assez. Un cadre plus lourd et plus résistant donnera lieu, toutes choses égales, à des pressions unitaires plus fortes contre le terrain et à des désordres plus graves.
Si un cadre ne tient pas, c'est son cédage qu'il faut étudier pour autant bien entendu que le vrai soutènement au moyen des supports latéraux à large base soit réalisé.

10) Toutes choses égales, il est souvent recommandable de placer un revêtement cédant, en arrière du front de taille, là où l'affaissement est déjà réalisé en grande partie. Cette technique augmente toutefois le coût du creusement et du revêtement.

11) Le terrain houiller répond rapidement au traitement qu'on lui impose. Du jour au lendemain, l'effet d'une attitude bonne ou mauvaise se marque dans le comportement de la roche.

12) En résumé, l'art du soutènement dans les voies de chantier des couches horizontales ou peu inclinées, consiste comme partout ailleurs :
   a) à utiliser les aptitudes naturelles du terrain houiller à absorber lui-même l'énorme pression originelle du massif vierge;
   b) à contenir les poussées inéluctables du terrain par des appuis à large base offrant une résistance réelle et contrôlable et à maintenir l'intégrité de la roche.

Les techniques modernes basées sur ces principes permettent de conduire des voies d'exploitation sans aucun recarrage durant la vie du chantier, même en terrains lourds, pour autant qu'aucune perturbation anormale (accident tectonique, action d'un chantier voisin, irruption d'eau, etc.) ne se produise.

SAMENVATTING

De studie heeft betrekking op de karakteristieken en het gedrag van verschillende typen van ondersteuning bij hun gebruik in vergelijkbare omstandigheden in de mijn.

Het gaat over de voetgalerij van een langspijler in de laag « Stenaye » op 1010 m diepte, in de bedrijfszetel nr. 2 van de kolenmijn Gosson, La Haye et Horloz, te Tilleur. Deze galerij werd eerst verbouwd met inschuifbare bogen, daarna met gearticuleerde ramen op houtstapels.

Het Nationaal Instituut voor de Steenkolennijverheid is op dat ogenblik tussengekomen en er werd met de kolenmijn overeengekomen in dezelfde galerij een proefneming te verrichten met verschillende varianten van « roof bolting ». Vanaf dit ogenblik werden alle vervormingen bestudeerd en gemeten.

Het leek niet zonder belang ook het gedrag van de bestaande galerijgedeelten, ondersteund met inschuifbare en gearticuleerde ramen na te gaan; metingen werden nochtans niet uitgevoerd in die gedeelten.

In principe heeft de studie tot doel zo nauwkeurig mogelijk de karakteristieken van de verschillende gebruikte ondersteuningen, de voorwaarden waarin ze gebruikt werden en de bekomen uitslagen te bepalen. Het economisch aspect werd niet verwaarloosd.

BESLUITEN

Het is steeds aan te bevelen de besluiten te trekken, ook al zouden ze van voorlopige aard zijn. In huidig geval zijn er enkele essentiele beschouwingen af te leiden uit de verrichte waarnemingen en uit de besprekingen waartoe ze aanleiding gaven :

1) Het gedrag van de terreinen rond een in ontginning zijnde laag met geringe helling is verschillend van het gedrag der terreinen rond een uitgraving in onontgonnen gebergte of in terreinen die gezet zijn.

2) In het geval van uitgravingen in ontgonnen terreinen of in gezette terreinen, oefent de gebergtedruk zich in verschillende, min of meer centripetale richtingen uit. Een aangepaste stutting moet in alle richtingen weerstand bieden. Een betrekkelijke toegeefbaarheid van de ondersteuning is nodig en onvermijdelijk. Zij laat de ontspanning toe van de terreinen in de richting van de uitgraving en het is de zone der ontspannen terreinen die de eigenlijke bescherming vormt.

De ideale stutting moet dus min of meer toegeefbaar zijn in alle richtingen. Indien men metalen ramen gebruikt, dient de voorkeur gegeven aan de boogvormige of, in sommige gevallen, cirkelvormige inschuifbare ramen.

3) In een ontginningsgalerij en in haar omgeving oefenen de druk en de dominerende bewegingen zich overwegend in één enkele richting uit, nagenoeg loodrecht op de stratificatie, voor zover de helling klein is.

Een toenadering van dak en muur van minstens 40 à 50 % van de dikte der laag is onvermijdelijk. Het principe van de stutting moet op deze overtuiging gegrondvest zijn.

4) De kunst van de ontginning bestaat er in de dakterreinen van de galerij toe te laten zich in blok en samen met de omringende terreinen te zetten, zonder hun samenhang te verbreken. Dit resultaat bereikt men door langs weerszijden, tussen dak en muur, steunpunten met brede basis en van betrekkelijk grote samendrukbaarheid te plaatsen. De vulling en de houtstapels met steenvulling langs de wanden der galerijen beantwoorden aan dit doel. De last van het hangende wordt aldus langs beide zijden van de galerij op gelijke wijze verdeeld, zonder zijdelingse verwringing. In 't algemeen volstaat een breedte van enkele meters voor de bedoelde steunpunten, die in de eigenlijke zin van het woord, de ondersteuning van de galerij vormen.

Een zakking van 40 à 50 % is, zoals gezegd, onvermijdelijk, maar het is niet onverschillig of deze zich voordoet in de tijdspanne van drie dagen of van drie weken. In het eerste geval zou ze aanleiding geven tot een zeer uitgesproken overlangse buiging van de daklagen, waaruit een fracturatie loodrecht op de galerij zou volgen. De zakking moet dus traag geschieden opdat de overlangse buiging der daklagen gering zou blijven en ze hun integriteit zouden bewaren. De zorg waarmede de vulling en de houtstapels worden uitgevoerd is bijgevolg een element dat het behoud van de galerij beinvloedt.

5) De ondersteuning door middel van samendrukbare steunpunten moet in de meeste gevallen aangevuld worden door andere schikkingen, die niet tussenkomen in de controle van de algemene beweging van het dak, maar uitsluitend als bekleedsel dienen, om de verbrokkeling van het hangende te voorkomen en de plaatselijke bewegingen te vermijden.

6) In het geval van de gearticuleerde ramen in ogiefvorm, snijdt men het gedeelte van het dak uit dat natuurlijkerwijze tot instorting geneigd is. Het terrein dat langs beide zijden van de uitsnijding overblijft wordt gestabiliseerd en brengt de last van het dak op de muur over, naar het voorbeeld van de gebroken bogen in een gothische kathedraal. Het eigenlijke raam moet boven op de houtstapels rusten. Het draagt de last der terreinen niet want het is nagenoeg evenwijdig aan de druk gericht. Het zakt samen met het terrein.

De scharnieren vergemakkelijken de plaatsing en laten de relatieve verplaatsing van de elementen toe. Het gearticuleerde raam op houtstapels is bijgevolg een onderlopend stelsel waarvan de karakteristiek is het terrein te volgen, zonder het een noemenswaardige weerstand te bieden.

7) Bij toepassing van « roof bolting » gedraagt zich het geboutte dak als een plaat die een dorpel vormt boven de galerij. Het bebouten van het dak bestaat hier niet in een slecht dak te verbinden met een stevig hoog dak, maar de verschillende banken, die alle minderwaardig kunnen zjin, te solidariseren ten einde een enkele stevige bank te vormen.

Bij gebruik van gearticuleerde ramen snijdt men het dakgesteente uit dat geneigd is in te storten. Door « roof bolting » maakt men het samenhangend genoeg om de instorting te verhinderen. Men streeft aldus naar de voorwaarden van een onbekleed dak dat uitsluitend op de zijdelingse steunen rust.

In de terreinen waarover het gaat moeten nochtans de dakbouten aangevuld worden door een bekleding van het hangende. Dit geschiedt bij voorkeur door tamelijk platte profielen, zijdelings tussen dak en houtstapels gevat.

8) Het gearticuleerde raam en roof bolting op houtstapels verwezenlijken beide de optima voorwaarden. Nochtans zou ieder raam dat de gestelde vereisten van inschuifbaarheid of in het algemeen, van toegeefbare bekleding vervult eveneens voldoen. De schikking moet een overdreven eenheidsdruk tussen een element van de stutting en het terrein evenals de indringing in de muur verhinderen. Deze verschijnselen geven inderdaad aanleiding tot verbrokkeling van de rots. Men moet dus « harde » punten vermijden. In het dak geven ze aanleiding tot zakkingen die nabraken nodig maken. In de muur veroorzaken ze opkwellingen die nadiepingen vereisen.

9) Het is meestal een vergissing een raamprofiel dat niet houdt, door een zwaarder profiel te vervangen. Indien het raam bezwijkt ligt de oorzaak in een onvoldoende toegeefbaarheid. Een zwaarder profiel zal, alle andere voorwaarden gelijk blijvend, aanleiding geven tot een hogere eenheidsdruk tegen het terrein en tot grotere bezwaren.

Indien een raam bezwijkt, moet zijn toegeefbaarheid onderzocht worden, wel te verstaan voor zover de eigenlijke ondersteuning door middel van zijdelingse steunpunten met brede basis voldoende is.

10) Alle overige voorwaarden dezelfde blijvend, is het dikwijls aan te bevelen een toegeefbare bekleding te plaatsen achter het pijlerfront, waar de zakking reeds grotendeels uitgewerkt is. Deze werkwijze verhoogt nochtans de kosten van delving en bekleding.

11) Het is opvallend vast te stellen hoe spoedig het terrein reageert op de behandeling die men het oplegt. Van dag tot dag is de uitwerking van een juiste of verkeerde handelwijze merkbaar aan het gedrag van de rots.

12) Samenvattend kan gezegd worden dat de kunst van het ondersteunen van het terrein in horizontale of weinig hellende lagen, zoals overal elders, bestaat in :

a) het uitbuiten van de natuurlijke geschiktheid van het kolengebergte om zelf de geweldige oorspronkelijke druk van het maagdelijk massief te schragen;

b) het opvangen van de onvermijdelijke terreindrukkingen door steunpunten met brede basis die een wezenlijke en controleerbare weerstand bieden en het behouden van de samenhang der steenbanken.

De moderne techniek, gegrondvest op deze principen, opent de mogelijkheid de ontginningsgalerijen op zulke wijze uit te voeren dat nabraken tijdens de duur van de werkplaats, zelfs in zwaar terrein, vermeden worden, voor zover er geen abnormale omstandigheden (tektonische storingen, invloed van naburige werken, waterdoorbraken, enz.) voorkomen.

Essais de boulonnage en galerie

Traduction résumée d'un article de MM. HOEVELS et ROLSHOVEN par Inichar [1]

1) Dans un gisement à fort pendage.

Des essais de boulonnage ont eu lieu dans une voie de niveau de la couche « Wilhelm » de 1,43 m de puissance, et inclinée à 70° (siège Consolidation).

Le bosseyement de la voie était exécuté dans le mur de la couche et, avant l'introduction du boulonnage, le soutènement était constitué par des rails de 3 m de longueur (de 35 kg/m) posés contre le toit et maintenus par un support coulissant constitué de deux éléments Toussaint-Heintzmann. Ce support était posé lui-même sur une pile de bois remplie de pierres (fig. 1). Ce soutènement

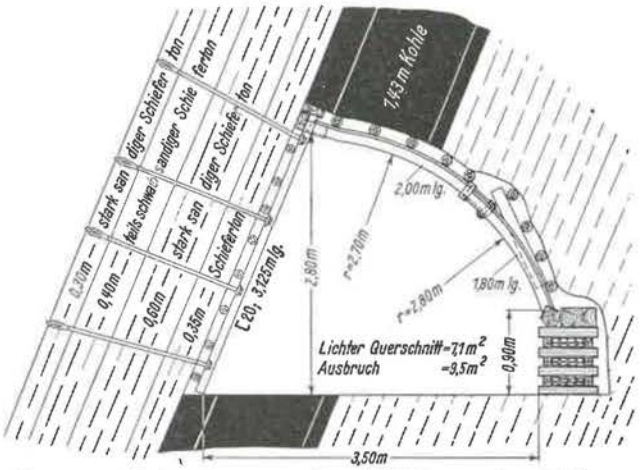


Fig. 1. — Boulonnage en couche « Wilhelm » à fort pendage.

nécessitait fréquemment un retaillage du toit à 30 ou 50 mètres derrière la taille par suite de la flexion du rail qui atteignait 50 à 60 cm.

Pour faire les essais, on a poussé le creusement de la voie à 140 mètres en avant de la taille et on a boulonné le toit sur une longueur de 20 mètres. Le rail de 35 kg/m a été remplacé par un fer U de 19 kg/m, ancré par quatre boulons de 1,70 m de longueur et maintenu par les mêmes éléments de cadres Toussaint-Heintzmann posés sur piles de bois. Au passage de la taille, les fers U subirent une faible déformation et la flèche de flexion maximum s'éleva à 30 cm quand la section de la galerie boulonnée se trouvait à 80 m en arrière de la taille (fig. 2). Le revêtement resta en bon état pendant

Fig. 2. — Couche Wilhelm. Aspect du tronçon boulonné après le passage de la taille. On voit à l'avant plan deux cadres avec rails de 3 mètres non boulonnés. Au delà, les rails ont été remplacés par des fers U boulonnés (la paroi boulonnée est à gauche). Les rails et les premiers fers U à l'avant-plan ont fléchi. Les autres fers U ne sont que faiblement déformés.

six mois jusqu'au déséquipement de la galerie. Lors du retrait du soutènement, on constata que le toit avait conservé sa cohésion et ne s'était pas exfolié (fig. 3). Les boulons étaient faiblement tordus par suite du glissement des bancs suivant la pente. La section boulonnée n'a nécessité aucuns frais d'entretien et donnait lieu à une économie d'environ 8 DM par cadre.

2) Dans un gisement en plateure.

Le deuxième essai eut lieu dans la voie de tête d'un chantier ouvert en veine Hugo 2/ Robert, de 2,05 m d'ouverture et inclinée à 10°. Le bosseyement était exécuté en arrière de la taille fou-

(1) «Betriebsversuche mit Ankerausbau auf dem Steinkohlenbergwerk Consolidation unter Berücksichtigung amerikanischer Erfahrungen » von Bergwerksdirektor Bergrat a.D. Dr.-Ing. W. Hoevels und Betriebsdirektor Bergrat a.D. Dr.-Ing. H. Rolshoven, Gelsenkirchen — Glückauf, 29 mars 1952, p. 281/289.

Fig. 3. — Vue du tronçon boulonné après retrait du soutènement. Le toit a conservé sa cohésion et n'a subi qu'une faible flexion (La prise de vue est inversée — La paroi boulonnée est à droite).

droyée. Un massif de charbon en place existait encore en amont de la galerie.

Avant les essais, le soutènement de la galerie consistait en cadres « Moll » posés sur quelques épaisseurs de bois. Le bosseyement était exécuté partiellement dans le toit et dans le mur (fig. 4 partie droite).

Lors du boulonnage on a opéré de la manière suivante. Aussitôt après l'enlèvement du charbon à front de taille, on pose la pile de bois du côté amont de la galerie et on fore quatre trous de 1,70 m. Les boulons sont mis en place et soutiennent un fer U de 3,20 m de longueur. Par raison de sécurité, ce fer U est supporté provisoirement par deux étançons Alco très légers. Le bosseyement est exécuté uniquement dans le mur et se fait en arrière des fronts au droit de la havée à remblayer (fig. 4 partie gauche).

Du côté taille, on édifie un mur de pierres sèches avec interposition de lits de bois pour assurer une certaine élasticité.

Sur une longueur de 15 mètres, on a d'abord posé alternativement, à 1 mètre de distance, un cadre trapézoïdal (constitué d'une bêle métallique et de deux étançons en bois) suivi d'un fer U suspendu par quatre boulons. Quand le personnel fut familiarisé avec la pose des boulons et eut confiance dans ce nouveau mode de soutènement, on passa au boulonnage intégral.

Pour éviter tout accident, on disposa, à 50 centimètres sous les boulons, des portiques fortement poussardés et entretoisés qui ne supportaient rien mais qui devaient prévenir une chute massive éventuelle (fig. 5). Cette sécurité fut également abandonnée après 50 mètres. On boulonna un tronçon de galerie de 140 mètres de longueur (fig. 6). On observa un affaissement maximum de 50 centimètres, qui fut en général atteint après 40 à 50 jours. A deux endroits on a renforcé le soutènement par des portiques pour deux raisons :

a) on a essayé un type de boulons qui s'est révélé inadéquat;

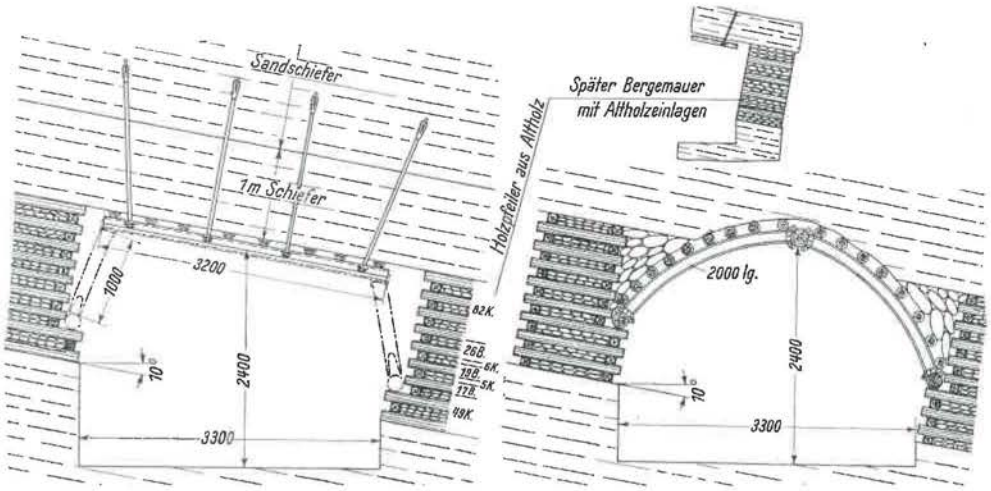


Fig. 4. — Boulonnage dans la voie de tête d'un chantier en couche Hugo 2/Robert.
A gauche : soutènement en cadres Moll (N.d.I.R. : remarquez que les longrines de bois ne sont pas posées au-dessus des piles de bois, ce qui, lors du tassement des remblais, donne nécessairement lieu à une surcharge des cadres).
A droite : section transversale dans le tronçon boulonné (au début, un cadre trapézoïdal alterne avec un fer U tenu par 4 boulons).

Fig. 5. — Vue du tronçon boulonné et du soutènement postiche servant à prévenir une chute massive éventuelle. Le toit s'est affaissé d'environ 50 cm, ce qui a réduit la distance entre les fers U et les portiques à 10 ou 20 cm.

b) les ouvriers n'ont pas respecté les prescriptions qui leur avaient été données.

Dans l'ensemble, le boulonnage a rempli efficacement son rôle de revêtement, il a maintenu la cohésion du toit et a conservé une bonne section à la galerie. On n'a constaté qu'une très petite déformation des fers U. Aucun incident n'est à signaler. Ce dispositif de soutènement est moins coûteux que les cadres. Il a donné lieu à une économie de 30 DM par mètre.

Dans l'essai en plateure, les charges appliquées sur la bêle ne sont plus reportées sur le mur par les étançons, mais sont reprises par le toit à l'aide des boulons d'ancrage.

Fig. 6. Vue du tronçon boulonné après l'abandon du soutènement postiche.

Le boulonnage a été effectué dans des conditions qui ne sont pas favorables à la bonne tenue du toit, puisque d'un côté de la galerie on avait du charbon en place (limite de concession) et de l'autre le toit était foudroyé. Les boulons ont l'avantage d'être mis en place aussitôt après la découverte du toit, ce qui évite tout décollement des bancs.

On peut en conclure que le procédé est avantageusement applicable dans des conditions géologiques identiques. On envisage l'extension du procédé dans les deux autres couches Albert et Blücher.

On peut espérer que le procédé puisse être efficacement appliqué en renfort du soutènement, dans les galeries où les cadres les plus solides se déforment, et éviter des travaux d'entretien coûteux.

Dans certaines galeries, le renforcement dû au boulonnage permettrait d'employer des cadres plus légers ou d'espacer les cadres. Il peut servir comme soutènement provisoire dans le creusement de voies en ferme et faciliter le creusement des grandes excavations.

A propos de la sécurité des compresseurs du fond

par le Dr. WEHNER (Dortmund-Derne).

Traduit de « Glückauf » du 19 décembre 1953 par J. FRIPIAT.
Administrateur-Directeur de l'Institut National des Mines.

SAMENVATTING

De veiligheid van de ondergrondse compressoren hangt in eerste instantie af van de beveiliging tegen ontploffingen van oliedampen. Door de uitslagen der opsporingen die in het buitenland verricht werden te vergelijken met de in Duitsland geldende voorschriften voor de bovengrondse compressoren, komt de auteur tot de gevolgtrekking dat deze voorschriften voldoende waarborgen verlenen, zowel voor de ondergrondse, als voor de bovengrondse inrichtingen.

RESUME

La sécurité des compresseurs souterrains dépend en ordre principal des mesures de protection contre les explosions de vapeurs d'huile. En comparant les résultats de recherches effectuées à l'étranger aux mesures en vigueur en Allemagne pour les compresseurs de surface, l'auteur estime que les secondes donnent une garantie suffisante pour toutes les installations, tant de surface que du fond.

Pour faire face aux grandes consommations d'air comprimé, les compagnies minières sont amenées à installer des compresseurs dans le fond.

Cette innovation soulève des questions de sécurité suggérées par des incidents bien connus : inflammations de vapeurs d'huile dans les réservoirs, dans les canalisations, production d'oxyde de carbone.

Ceux-ci ont fait l'objet de longues études dans les pays étrangers et il en est résulté des directives de construction et d'exploitation.

La question s'est posée de savoir si les prescriptions allemandes devaient ou non être revisées.

Rappel des prescriptions allemandes.

D'après les spécifications commerciales en usage en Allemagne, le point éclair (Flammpunkt) des matières lubrifiantes ne peut être inférieur à :

175° ou 200° pour les huiles de compresseurs à pistons suivant que la viscosité est inférieure ou supérieure à 6° Engler,

200° pour les huiles de compresseurs à haute pression,

175° pour les huiles de turbo-compresseurs.

Le règlement de police de l'Oberbergamt (1935) de Dortmund est allé cependant plus loin en exigeant, pour le graissage des compresseurs à pistons, des huiles minérales pures ayant un point éclair de 200° au moins, mais supérieur de 40° à la température de l'air comprimé.

Le but de cette prescription est d'empêcher que les vapeurs d'huile n'atteignent la concentration dangereuse.

Le même règlement impose l'examen et, éventuellement, le nettoyage du compresseur et de ses accessoires après 5.000 heures de marche.

Ultérieurement, c'est-à-dire en 1939, de nouvelles ordonnances furent mises en vigueur; nous les résumons brièvement ci-après.

La protection contre les explosions des vapeurs d'huile sera assurée par une réfrigération continue et efficace. La température ne pourra nulle part dépasser 140°.

Chaque étage de compression sera pourvu d'un manomètre et d'un dispositif de sûreté contre les surpressions.

Incidents survenus à l'étranger. — Prescriptions.

Angleterre. D'après le Rapport de 1950 de l'Inspecteur en Chef des Mines, il y a eu, dans la période 1940-1950, 32 explosions.

L'une d'elles s'est produite dans une installation de deux compresseurs à la surface (112 et 70 m^3 d'air aspiré à la minute).

L'explosion fissura plusieurs tuyaux enfouis dans le sol, alluma de petits incendies aux points de rupture et un incendie plus important à un réservoir. L'installation n'était pourvue d'aucun appareil de contrôle thermique.

Après l'explosion, on constata que la valve de refoulement d'un cylindre à haute pression était

avariée et que le dispositif de sûreté contre les surpressions n'était pas en ordre.

A propos de cet accident, le rapport anglais émet les considérations suivantes :

L'air aspiré doit être aussi frais que possible et passer par un épurateur qui retienne les poussières nuisibles au fonctionnement des soupapes, des pistons et segments. Il faut que l'installation soit pourvue d'appareils indicateurs de la température de l'air et de l'eau, combinés avec des relais qui arrêtent le moteur de commande avant que la température au refoulement n'atteigne une valeur limite nettement inférieure au point éclair de l'huile.

Ces appareils doivent actionner un dispositif d'alarme permettant au personnel d'intervenir en temps utile.

Le compresseur devrait être relié à un réservoir de volume suffisant pour amortir les pulsations. Il faut aussi que les points bas des canalisations et des réservoirs soient pourvus de robinets pour évacuation (une par poste de travail) des dépôts d'huile.

Le risque d'inflammation des vapeurs d'huile a été évoqué à la VIIme Conférence internationale des Directeurs des Stations d'essais, tenue à Buxton en 1952 (communications de MM. Barclay, Walker, Shepherd et Jones).

Une inflammation produite dans un coupleur hydraulique a été imputée à un bouchon fusible défectueux. Barclay et Walker font observer à ce sujet que, si la machine n'a pas sa provision normale d'huile, celle-ci peut s'échauffer exagérément et, dans le cas d'un fonctionnement correct du bouchon fusible, s'échapper à l'extérieur en fines gouttelettes à température élevée.

Vu le développement toujours croissant des machines souterraines commandées par pression d'huile, il s'impose que les constructeurs apportent le maximum de soin à la réalisation de raccords étanches. Une perte d'huile n'est pas toujours une cause immédiate d'incendie, mais il est bien établi que le mélange huile-charbon est beaucoup plus inflammable que le charbon sec.

L'accident rappelé ci-avant a mis en doute l'efficacité des bouchons fusibles. Ceux-ci sont faits d'un alliage de cadmium, bismuth et plomb fondant normalement à 85°, c'est-à-dire bien en dessous des températures d'ébullition et d'inflammation spontanée de l'huile.

On a constaté cependant que si l'alliage est au cours de fabrication maintenu un certain temps au voisinage de son point de fusion, il se produit une migration des constituants et que celle-ci reporte à 269° la température à laquelle le bouchon entre en fusion.

France (Nord et Pas-de-Calais). Deux explosions extrêmement graves se sont produites à Courrières en 1948 et à Béthune en 1949.

A Courrières, la canalisation de 250 mm de diamètre fut, à la surface, déplacée sur 70 m de longueur, et dans le puits, déchirée à 22 endroits entre les niveaux de 66 et 383 m. Après l'explosion, des flammes furent aperçues s'échappant de la soupape de sûreté placée sur la conduite de refoulement d'un des compresseurs. On découvrit à divers endroits de l'étage haute pression, des dépôts de matière asphaltique et de coke.

A Béthune, plusieurs ruptures furent constatées à partir du compresseur jusqu'à 306 m de profondeur dans le puits, soit sur une longueur totale de 396 m. Là aussi, on constata la présence de matières grasses et de coke dans le réservoir et dans les canalisations. La température de l'air comprimé était en régime normal de 120°.

D'autres incidents analogues mais moins graves furent observés ultérieurement dans les mines françaises.

Le Centre d'Etudes et Recherches des Charbonnages de France fut amené ainsi à entreprendre l'étude des phénomènes d'oxydation des huiles de graissage.

Les résultats obtenus ont fait l'objet de plusieurs notes de MM. Audibert et Loison.

Ces expérimentateurs étudièrent d'abord l'action d'un courant d'oxygène chaud traversant, à faible vitesse et à la pression atmosphérique, une masse de rouille ou d'hydrate ferrique imprégnée d'huile.

Lorsque la température du gaz atteignait 150° pour l'hydrate ferrique, 160° pour la rouille, l'huile se décomposait en formant des fumées blanches qui s'allumaient spontanément.

L'emploi d'oxygène au lieu d'air se justifiait par le fait que les phénomènes d'oxydation dans l'air sont déterminés par la pression partielle de l'oxygène; un résultat analogue aurait été obtenu avec de l'air sous la pression de 5 atm.

Des expériences ont cependant été réalisées avec de l'air comprimé à 7 kg, qui à la vitesse de 5 m/sec, traversait la masse imprégnée d'huile.

On observa alors que la température critique (celle conduisant à l'inflammation) était d'autant plus basse que le débit d'air était plus faible. Les températures critiques les plus basses (entre 151° et 175°) furent enregistrées avec l'hydrate ferrique lors d'un rétablissement du débit d'air après un arrêt d'une durée inférieure à une minute.

Il fut procédé également à des essais d'explosion de vapeurs d'huile dans de longues canalisations munies ou non d'un dispositif coupe-flamme (empilage de lamelles), et aussi à des mesures de température sur des installations en service normal.

Dans l'ensemble, ces recherches conduisirent aux conclusions suivantes.

Dans un réseau de production et de distribution d'air comprimé, une inflammation peut se produire, s'il y règne une température comprise entre 150 et 200° et s'il s'y trouve des accumulations de rouille et d'huile ou d'autres substances carbonées.

Un ralentissement brusque du débit est favorable à l'inflammation.

Puisque les compresseurs, même en bon état, fonctionnent à un régime voisin de l'échauffement critique, la surveillance de l'installation doit porter tout spécialement sur tout ce qui peut concourir à l'accroissement de la température finale : température de l'air à l'aspiration et au refoulement, température de l'eau de réfrigération.

L'entretien doit comporter des nettoyages périodiques des clapets, des canalisations et des réservoirs.

France (Lorraine). L'auteur donne à titre d'exemple, les caractéristiques d'un compresseur souterrain d'un débit de 480 m³/h d'air aspiré, actionné par un moteur électrique. Cette machine est pourvue de dispositifs contrôlant la température et la pression de l'air refoulé; des relais coupent l'alimentation du moteur en cas de dérangement.

Le refroidissement est réalisé sans apport d'eau fraîche, par circulation dans un radiateur d'auto. La canalisation de 50 m de longueur réunissant le compresseur au réservoir est pourvue d'une chemise d'eau. La température de l'air comprimé ne dépasse pas ainsi 90°.

Belgique. : L'auteur relate, d'après le Rapport annuel des travaux de 1935, les recherches que nous avons faites à l'Institut National des Mines à la suite d'une inflammation de grisou.

Le réducteur de vitesse d'un moteur à air comprimé qu'on avait lubrifié inconsidérément avec de l'huile pour marteaux, s'était calé par suite d'échauffement et grippage.

Lorsqu'on retira le bouchon pour introduire la graisse convenable, c'est-à-dire de la cylindrine, les vapeurs d'huile s'enflammèrent au contact de l'air, allumant du grisou qui stagnait au-dessus de la machine.

Cas spécial des compresseurs souterrains.

L'auteur envisage le cas où l'air aspiré renfermerait du grisou. Pour apprécier le risque pouvant en résulter, il faut savoir dans quelle mesure l'inflammabilité des mélanges air-méthane varie avec la température et la pression initiales.

Les renseignements dont on dispose à ce sujet ne sont pas toujours concordants du fait qu'ils ont été établis par des procédés différents. Comme ils sont généralement peu connus, nous estimons utile de les rapporter tels qu'ils figurent dans la note.

Les limites d'inflammabilité varient avec :

1) la pression initiale

1 atm	limites :	6,6 et 12,7	%
21 atm		7,5 et 12,0	%
400 atm		5,2 et 46,0	%

2) la température initiale (pression 1 atm)

17°C	limites :	6,3 et 12,9	%
100°C		5,95 et 13,7	%
200°C		5,50 et 14,6	%
400°C		4,80 et 16,6	%

La température d'inflammation varie avec la pression initiale :

1 atm	température d'inflammation	728°C
3 atm		695°C
5 atm		666°C
7 atm		644°C

Dans le cas d'une compression adiabatique effectuée sur un mélange présentant la teneur en méthane la plus favorable à l'inflammation, celle-ci d'après Dixon, se produirait pour un rapport de compression supérieur à 11.

Sans qu'il en résulte d'incident, on a pu d'ailleurs comprimer à 200 atm, pendant 12 heures, le mélange tonnant ($2H_2 + O_2$) dans un compresseur à trois étages.

Le risque du grisou dans un compresseur à étages multiples et avec réfrigérant intermédiaire, est donc extrêmement réduit.

Conclusion.

En ce qui concerne les compresseurs de fond, il ne faut donc tenir compte que du risque d'inflammation des vapeurs d'huile.

L'auteur estime que les prescriptions indiquées pour les compresseurs de surface garantissent également la sécurité des machines du fond (compresseurs, coupleurs hydrauliques).

Les huiles doivent avoir un point d'inflammation suffisamment élevé ou du moins approprié à leur utilisation, mais le problème essentiel est d'éviter les échauffements anormaux.

L'auteur reprend alors les mesures déjà indiquées précédemment :

— filtration de l'air aspiré, réfrigération efficace,

— contrôle des températures (140° au maximum) et de la consommation d'huile, élimination des dépôts d'huile et de rouille par des dispositifs de purge judicieusement placés, et des nettoyages périodiques.

Matériel minier

Notes rassemblées par INICHAR

LE TREPAN ANDERSON BOYES (1)

Dans la conception de cette machine, le constructeur a abandonné l'idée de découper le massif de charbon au moyen de chaînes de havage. La machine travaille par brèche montante et attaque le massif au moyen d'une tête coupante composée de trois bras disposés, en forme de pinces, à l'avant d'un plateau support (fig. 1).

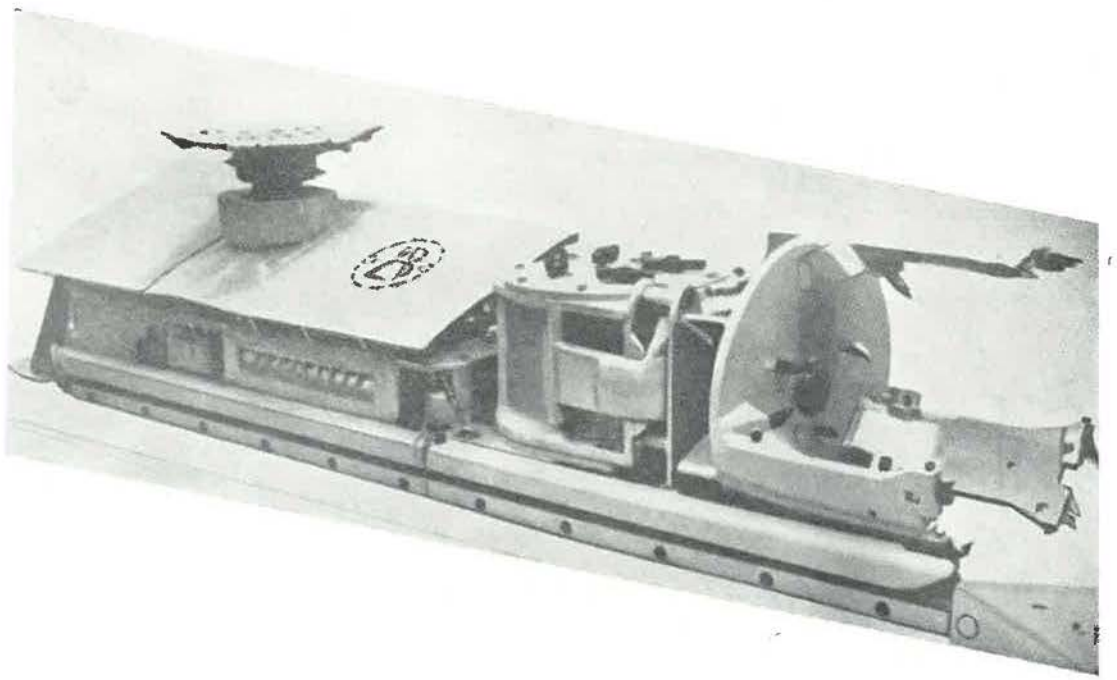


Fig. 1. — Trépan Anderson Boyes

A l'avant, les bras sont armés de pics qui découpent une saignée cylindrique. Le débitage de la carotte de charbon ainsi découpée est achevé par des couteaux latéraux fixés à la naissance des bras et des couteaux centraux fixés sur le plateau vertical.

La largeur de la brèche montante est déterminée par le diamètre de la tête tournante. Il semble que le trépan soit applicable dans des ouvertures de 75 cm à 1,05 m.

La machine se déplace à côté du convoyeur et le chargement du charbon abattu est assuré par le mouvement de rotation des bras qui brassent le charbon abattu et le déverse dans le convoyeur.

Le charbon adhérant au toit est détaché par un disque coupant, ajustable en hauteur et installé à l'arrière sur la partie motrice de l'appareil. Une tôle inclinée recouvrant les moteurs assure le glissement vers le convoyeur du charbon découpé par le disque.

Le prototype actuel est destiné à expérimenter les principes d'abatage et de chargement et il est prématuré de parler des performances de la machine. Les résultats sont cependant très encourageants.

Dans la conception définitive, la machine comportera un trépan à chaque extrémité pour abattre à l'aller et au retour.

(1) Extrait de « Present day trend in longwall power loading » par R. B. Dunn. — Sheffield University Mining Magazine, 1953.

LE RABOT ACTIVE HUWOOD (1)

La firme Huwood construit actuellement un nouveau rabot activé (fig. 2). Ce rabot est destiné à enlever des tranches de charbon d'environ 30 cm d'épaisseur à une vitesse variant de 6 à 12 m à la minute. Les couteaux reçoivent 5 secousses à la seconde.

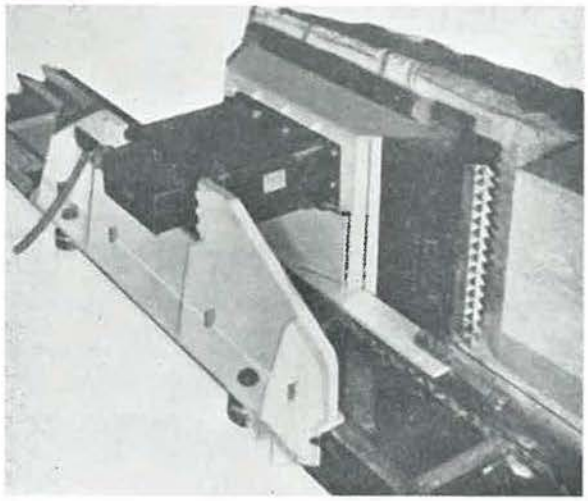


Fig. 2. — Rabot activé Huwood.

L'engin est destiné à se déplacer sur un convoyeur à raclettes blindé; il est halé dans les deux sens, le long du front, par une chaîne sans fin. Le rabot est équipé de deux tranchants de façon à pouvoir travailler en montant et en descendant. Deux moteurs jumelés, faisant partie du rabot et placés au-dessus du convoyeur, impriment les secousses aux tranchants.

Il est prématuré de parler de l'efficacité de l'engin et de ses applications possibles. Dans sa forme actuelle, le rabot n'est pas adapté aux petites couches; il ne peut être employé maintenant que dans des couches qui ont au moins 1,15 m d'ouverture minimum.

LA NOMOGRAPHIE APPLIQUEE A L'ABATAGE PAR RABOTS RAPIDES

(Par le Dipl. Ing. Keck, Essen (2).

Le calcul graphique est entré dans les mœurs de beaucoup d'usines métallurgiques, chimiques et autres où l'on doit faire très souvent les mêmes opérations dans lesquelles entrent deux grandeurs fonction l'une de l'autre. Cela fait gagner beaucoup de temps et les résultats ont une précision suffisante. Dans l'exploitation des mines, on ne fait qu'un emploi très restreint des nomogrammes, bien qu'ils soient susceptibles d'applications plus étendues, notamment en topographie souterraine. Dans le présent article, on traite de l'abatage du charbon par rabots rapides et l'on montre la possibilité de représenter les rapports fonctionnels et la manière d'exécuter les calculs.

L'organisation et la forme des chantiers où l'on doit travailler au rabot dépendent de plusieurs facteurs. Du point de vue production, il y a d'abord le convoyeur de taille et le transport en galerie assujettis de telle façon qu'il n'y ait ni surcharge, ni interruption du service. La production journalière d'une taille dépend du temps de marche du rabot et de la largeur de l'entaille. Toutes ces grandeurs sont solidaires l'une de l'autre. La fixation de l'une d'elles, vu l'imperceptibilité des influences simultanées, entraîne un calcul compliqué et à recommencer pour chaque cas particulier. Mais dans la nomographie, ces équations et ces formules sont représentées d'une façon imagée, de telle manière qu'on puisse calculer simplement et rapidement.

Disons d'abord quelques mots de la construction des nomogrammes.

Un nomogramme diffère d'un simple diagramme en ce qu'il constitue une table de calculs qui exprime les relations entre plusieurs variables. Il n'est possible que si les rapports de causes à effets peuvent être rendus par une formule algébrique connue. Une relation analytique de l'espèce est de la forme $f(x, y, z, \alpha, \beta) = o$.

Le procédé consiste à décomposer une fonction de l'espèce en plusieurs fonctions simples dans lesquelles il n'y a que deux grandeurs. On trace les diagrammes de chacune de ces fonctions simples et, par superposition ou combinaison, on les réunit en un abaque. La clef du système est donnée par une série de lignes numérotées et les résultats par les coordonnées des points d'intersection par rapport à un système d'axes de référence.

Pour représenter des phénomènes en séries, il y a plusieurs possibilités. On distingue le système des lignes directrices et celui des réseaux. Le premier exige l'emploi d'une règle et n'est pas indiqué dans le cas présent où le nomogramme est destiné à un porion et à être transporté dans les travaux du fond. Le système du réseau est beaucoup plus pratique. On se sert de papier millimétré et de coordonnées rectangulaires numérotées et il suffit d'un crayon à main libre pour trouver un résultat. En outre, les rapports entre deux variables apparaissent d'une façon beaucoup plus claire et mieux adaptée à l'intelligence moyenne de l'homme.

En coordonnées cartésiennes, une droite est représentée par l'équation $y = mx + b$ et $m = tg\ \alpha$, α étant l'inclinaison de la droite sur l'axe des x.

Si $b = o$ et si l'on fait varier m, on obtient un faisceau de lignes partant de l'origine et répondant chacune à une valeur particulière de m, cotée, et pouvant représenter dans le cas actuel, soit la puissance de la couche, soit la longueur du front, soit l'entaille. Passons maintenant au cas concret de la figure 3.

Le nomogramme correspond à la formule :

$$Q = 1{,}25\ m.a.h \qquad (1)$$

(1) Extrait de « Present day trend in longwall power loading » par R. B. Dunn. — Sheffield University Mining Magazine, 1953.

(2) Extrait de Glückauf, 1953, oct. p. 1103.

où Q est la production journalière de la taille en t
m puissance de la couche en m
a avancement journalier en m
h la longueur du front
1,25 poids spécifique du charbon.

Sur le champ n° 1, les abscisses sont les valeurs de a multipliées par

$$u = \alpha.a.h \qquad (2)$$

Sur le champ n° 2, les abscisses sont

$$Q = \beta.m.u \qquad (3)$$

et représentent la production journalière inscrite sur l'axe horizontal, u ayant la valeur (2). On voit donc que

$Q = \beta m.\ \alpha.a.h. = 1{,}25\ m.a.h$ c'est-à-dire $\alpha\beta = 1{,}25$
α est un coefficient choisi de telle sorte que, dans le faisceau, deux lignes voisines ne coupent pas sous un angle trop aigu les échelles numérotées sur les axes. Ici, $\alpha = 1{,}05$ et $\beta = 1{,}19$. u n'est pas représenté dans le dessin parce qu'on n'en a pas besoin pour le calcul.

Le champ n° 3 est établi d'après les mêmes principes. Le temps du rabotage se déduit de l'équation :

$$u = \gamma.t.s = \frac{1}{100}\ \frac{Q}{\gamma.\beta.m.s}$$

On a admis 0,38/sec pour la vitesse de translation de la chaîne et 15 % pour le temps du déplacement, ce qui donne $\gamma = 11{,}9$.

Supposons que l'on ait $h = 250$ m $a = 2{,}65$ m $m = 1{,}20$, on lira sur le nomogramme $a = 1.000$ t et le temps du havage sera de 5 heures 50' pour une largeur de coupe de 10 cm.

A l'aide de ce graphique, on peut trouver l'une quelconque des six variables.

Le nomogramme fig. 3 ne donne pas de solution générale pour tous les cas de la pratique, puisqu'il repose sur certaines données de base; or d'une mine à l'autre, il y a des variations, par exemple dans la densité du charbon, l'importance des temps perdus, les vitesses d'attaque du rabot. Il faut donc opérer des ajustements.

Supposons, par exemple, que la durée du rabotage soit de 4 h. 50' au lieu de 5 h. 50', il n'est pas nécessaire de transformer tout le nomogramme. Nous introduirons un champ n° 4 dans lequel le coefficient de réduction se lira sur une droite inclinée, passant par l'origine en un point connu.

Plus le nomogramme est simple et facile à lire, mieux il atteint son but. Il apporte une aide appréciable au géomètre et à l'ingénieur. Tout ingénieur et conducteur de travaux devraient avoir les connaissances nécessaires pour construire de tels abaques.

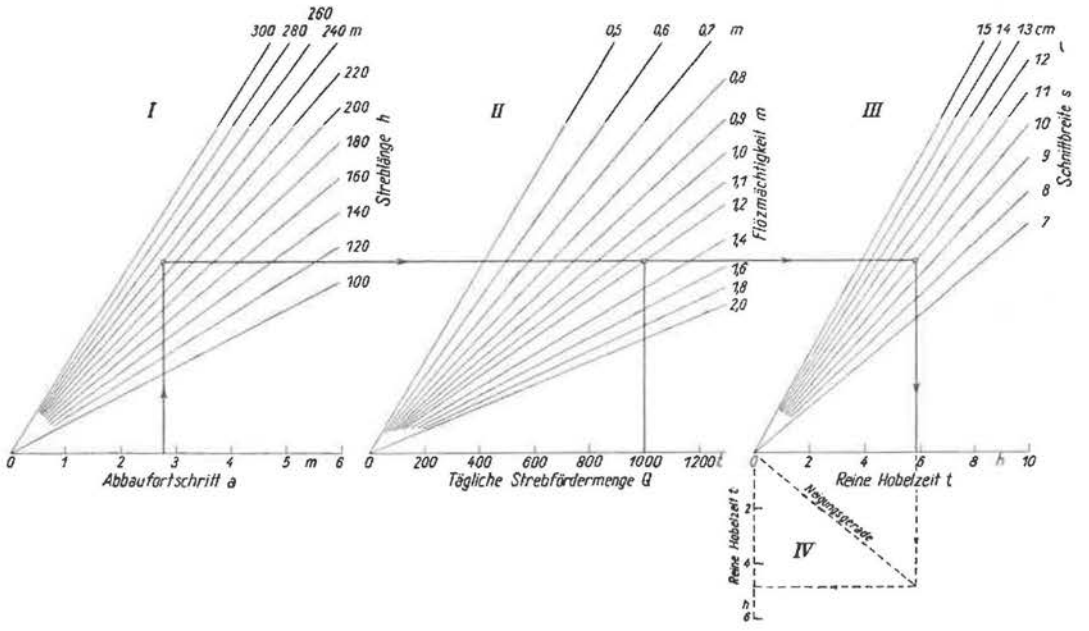


Fig. 3. — Nomogramme pour exploitation avec rabot rapide

Abbaufortschritt a	=	Avancement a
Tägliche Strebfördermenge Q	=	Production/jour Q
Reine Hobelzeit/t	=	Temps effectif du rabotage t
Streblange h	=	Longueur du front h
Flözmächtigkeit m	=	Puissance de la couche m
Neigungsgerade	=	Ligne d'ajustement
Schnittbreite s	=	Largeur de la coupe s

LE MONTAGE D'UNE INSTALLATION DE CONVOYEUR BLINDE OU DE RABOT RAPIDE EN TAILLE (3)

Le nombre de journées de travail nécessaires au transport, au montage et au démontage d'installation de rabot rapide est considérable et il est bien connu qu'il faut disposer d'un panneau suffisamment long et régulier pour que l'économie de postes réalisée par l'emploi du rabot ne soit pas perdue par ces travaux, comme cela arrive lors des changements fréquents.

L'amenée à pied d'œuvre du matériel doit se faire par la galerie qui offre le meilleur accès. Les couloirs et les tubes guides des chaînes sont assemblés dans la voie et tirés en taille au moyen d'un treuil à air comprimé dont la force au crochet peut être de 4 à 6 tonnes.

Le treuil est installé à l'entrée de la taille; il est équipé d'un câble de 13 à 16 mm de diamètre, d'une longueur égale au double de la taille. A l'autre extrémité de la taille, on dispose une poulie de renvoi. Pour enfiler le brin de retour de la chaîne du convoyeur et du rabot, on utilise deux autres câbles de 10 mm (fig. 4). Le premier de ceux-ci est

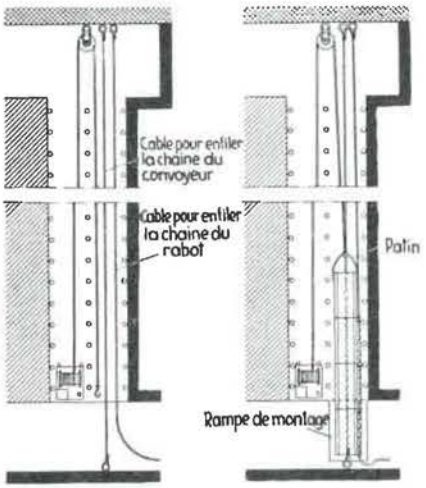


Fig. 4. — Montage d'une installation de rabot rapide.

ancré aux deux extrémités de la taille, tandis que l'autre doit rester libre au bout où s'effectue le montage. En effet, il faut l'enfiler dans chaque tube à mesure de l'assemblage de ceux-ci.

L'assemblage peut être effectué dans la galerie en face du pied de taille. En tête du premier couloir, on fixe un patin muni de deux barres de guidages cintrées, pour éviter d'accrocher le mur et le soutènement. Le câble du treuil est fixé à ce patin guide.

Les éléments assemblés sont halés en taille à mesure de leur assemblage. Quand 30 à 40 éléments sont assemblés, il est bon de les monter jusqu'en tête de taille, puis de redescendre le câble et le patin et de recommencer un nouveau tronçon.

Tous les accessoires comme les cylindres pousseurs, les supports de lampes, les haussettes, etc., sont déposés dans les couloirs à mesure du montage et entraînés sur place avec eux. Grâce à ce procédé de montage, 4 hommes entraînés peuvent assembler et mettre en place 30 à 40 éléments de couloir en un poste.

Quand les couloirs sont en place, on enfile le brin de retour de la chaîne à raclettes et la chaîne du rabot en accrochant successivement les deux câbles au câble de halage du treuil.

Ce procédé de montage, employé au siège n° 4 de la Rheinpreussen A.G. (Ruhr), a permis de réduire de 45 % le nombre de journées affectées à un travail de ce genre.

(3) Glückauf 1953, 9 mai, p. 475-476.

POUSSEURS GLUCKAUF (4)

L'usine Glückauf de Gelsenkirchen fabrique actuellement une série de pousseurs en alliage léger et a mis au point une nouvelle béquille de calage.

Dans certains chantiers mécanisés, il est indispensable que les convoyeurs de taille, les bacs de scraper, les rabots etc... soient maintenus contre les fronts par des engins à pression. Ceux-ci doivent avoir en même temps une élasticité suffisante pour céder en cas de surcharge. On utilise généralement des cylindres fixés aux convoyeurs.

Ces cylindres, assez volumineux, diminuent la hauteur libre dans l'allée de passage, le long du convoyeur, et en couche mince peuvent rendre la circulation très difficile et parfois impossible. La figure 5 montre l'encombrement d'un pousseur dans une taille.

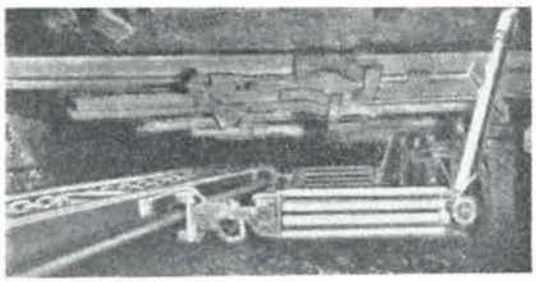


Fig. 5. — Pousseur dans une taille.

Les deux types standard couramment employés ont une hauteur totale de 27 cm. Dans une couche de 90 cm et plus, la circulation au-dessus de ces cylindres n'offre pas de difficultés. Il n'en est plus de même lorsque l'ouverture diminue et des cylindres moins encombrants ont été construits pour obvier à cet inconvénient.

La figure 6 représente les deux types de cylindre LV 130D/400 et LV 130D/800 d'une hauteur totale de 15,50 cm. Le ressort de rappel est remplacé par un ressort en spirale. Les deux types sont destinés à être employés avec des convoyeurs légers dans des couches minces. Ils peuvent être utilisés avec des convoyeurs lourds, mais il faut alors en placer un plus grand nombre car ils n'ont que 50 % de la puissance des cylindres habituels.

(4) Extrait de Colliery Guardian 1953, déc. 10, p. 1953.

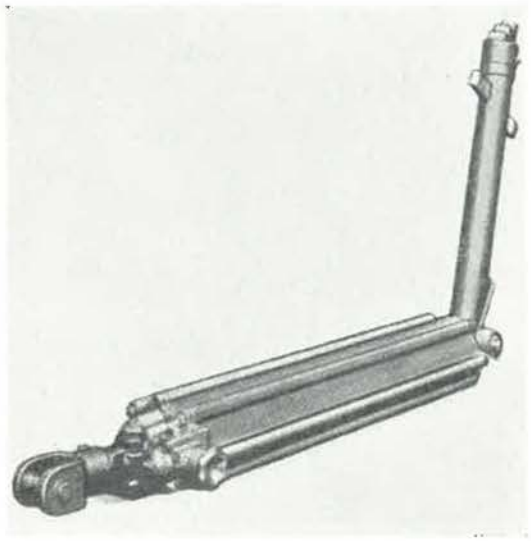


Fig. 6. — Pousseurs LV 130D/400 et LV 130D/800

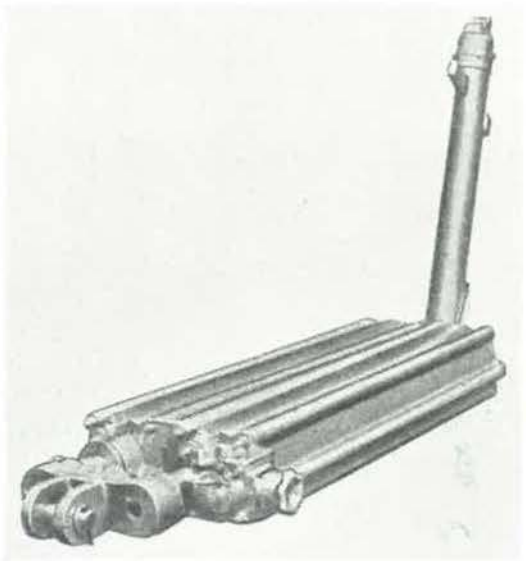


Fig. 7. — Pousseurs ZLV 130D/400 et ZLV 130D/800

La figure 7 montre les pousseurs en métal léger ZLV/130D/400 et ZLV 130D/800,tous deux à cylindres jumelés. Leur hauteur totale est de 15,5 cm. Leur puissance égale 80 % des pousseurs standard et leur poids est légèrement supérieur.

Ces types sont destinés à remplacer les gros cylindres LV 200D/400 et LV 200D/800 dans les couches minces.

La figure 8 montre le dernier pousseur construit en métal léger : le ZLVH 130D/400. Sa course peut être limitée. Il comprend aussi deux cylindres jumelés. Il a une hauteur totale de 24 cm et pèse 52 kg. La course du piston est limitée par une crémaillère, à 12,7 cm, à chaque admission d'air comprimé. Il est d'application dans le charbon tendre. Le pousseur normal opère une pression continue sur le convoyeur ou le rabot. Cette pression continue peut amener l'engin d'abatage à pénétrer trop profondément dans le charbon tendre et le

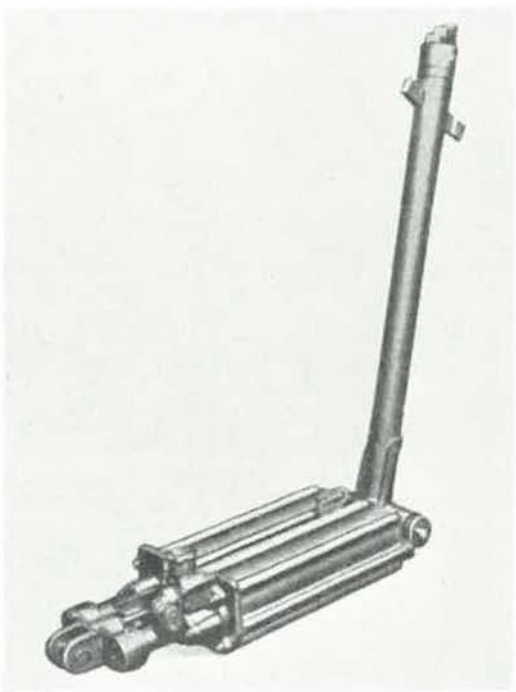


Fig. 8. — Pousseur ZLVH 130D/400

caler. Avec le pousseur ZLVH 130D/400, la pénétration de l'outil est limitée à 12,7 cm parce que le piston du pousseur n'avance lui-même, chaque fois, que de 12,7 cm.

L'appareil peut servir à deux usages car la crémaillère peut être facilement enlevée. Ces pousseurs sont légers et sont éprouvés pour différentes pressions; le profil estampé est nervuré pour augmenter sa résistance.

Béquilles en métal léger.

Une autre innovation est la béquille extensible en métal léger.

Le fût supérieur coulisse dans le fût inférieur. La course est limitée par un coin placé à la main.

Pour fixer la béquille, on libère le coin, on étend le fût supérieur à la main jusque contre le toit et on fixe le coin par coups de marteau. La béquille supporte une charge de 6 à 8 tonnes avant de coulisser.

Complètement rentrée, elle supporte une charge maximum de 8 t. Le but de la béquille coulissante est double :

1) dans le cas d'un coup de charge ou d'un recul brusque du convoyeur, une béquille rigide pourrait se déformer;
2) dans le cas d'un mur tendre, l'étai rigide a tendance à enfoncer l'arrière du cylindre dans le sol. Lors d'un coup de charge, l'enfoncement sera de plus en plus grand, la base du cylindre détériorée et la tige du piston déviée.

La béquille coulissante obvie à tous ces inconvénients.

La gamme des dimensions standard des béquilles coulissantes couvre toutes les ouvertures de couche depuis 60 cm jusque 2,50 cm. Pour de plus

grandes ouvertures, de plus longues béquilles sont fournies sur demande.

Cylindres pousseurs hydrauliques.

Quand il n'y a pas d'air comprimé en taille, la firme fournit des pousseurs hydrauliques actionnés à la main.

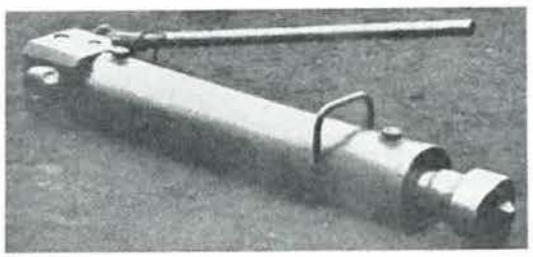


Fig. 9. — Pousseur hydraulique

La figure 9 représente un pousseur hydraulique utilisé avec une béquille extensible. Il est construit en acier avec piston et tête de cylindre en métal léger. Ses dimensions, variables avec l'ouverture de la couche, conditionnent son effort de poussée. Il est absolument autonome et indépendant.

Par l'action du levier horizontal, l'huile contenue dans le fût extérieur est pompée dans la chambre du piston, ce qui provoque l'extension. Si l'on cesse de pomper, le piston garde sa position. Pour le faire rentrer dans le cylindre, il faut actionner un robinet qui court-circuite la pompe et annule la pression sur le piston. La course maximum est de 40 cm.

L'effort pour actionner la pompe est très faible. On atteint une pression de 7 tonnes.

Ce pousseur est d'un transport aisé, il peut aussi servir à redresser sur place des minces barres d'acier et des plats.

LE SOUTENEMENT PAR BELES GLISSANTES L'ETANÇON A COINS JUMELES ET L'ETANÇON DOWTY A TETE SPECIALE (5)

Richard A. Bathgate, de Derby Square à Liverpool, présente un nouveau mode de soutènement de chantier s'appliquant principalement aux tailles à front dégagé.

Connu sous le nom de « Twin wedge », cet étançon utilisé avec une bêle métallique, constituée d'une poutrelle en acier au profil double T, réalise un support continu du toit.

La figure 10 montre l'étançon et la figure 11, le détail de la tête avec les 2 coins de calage *a* et *b*.

Le coin *a* permet le serrage de l'étançon au toit. La bêle métallique se place dans l'échancrure *c* l'étançon et la bêle par rapport au toit.

Les figures 12 (1), 12 (2), 12 (3) représentent les positions relatives que peuvent occuper la tête de l'étançon ei la bêle par rapport au toit.

fig. 12 (1) tête et bêle décalées
fig. 12 (2) tête calée et bêle décalée
fig. 13 (3) tête et bêle calées.

(5) Extrait de Colliery Engineering 1954, janvier, p. 33.

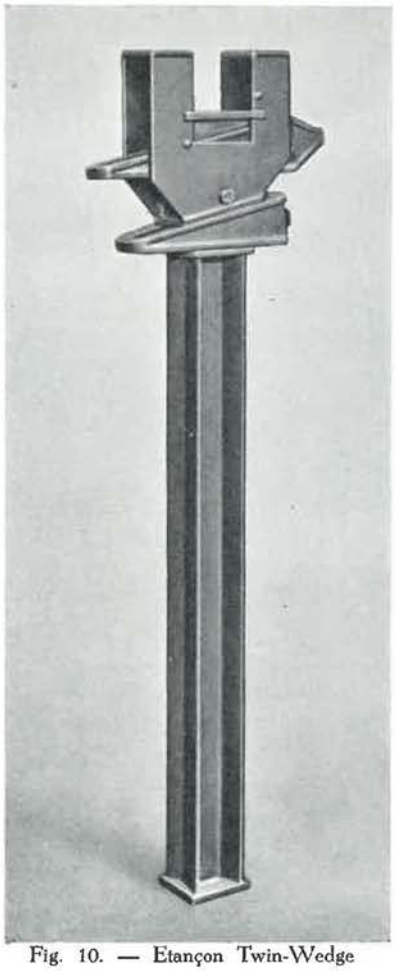


Fig. 10. — Etançon Twin-Wedge

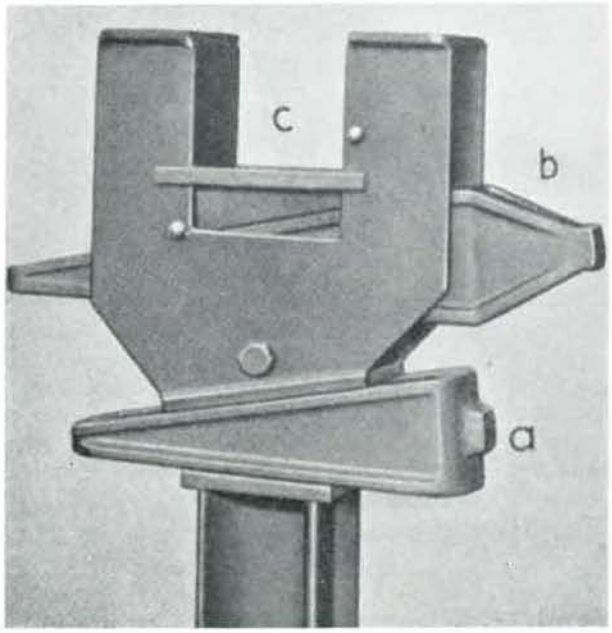


Fig. 11. — Détail de la tête de l'étançon Twin-Wedge

La bêle est ordinairement soutenue par trois étançons, un à chaque extrémité et un au milieu.

Pour glisser la bêle en avant, les cales *b* des des trois têtes d'étançons sont décalées. La bêle

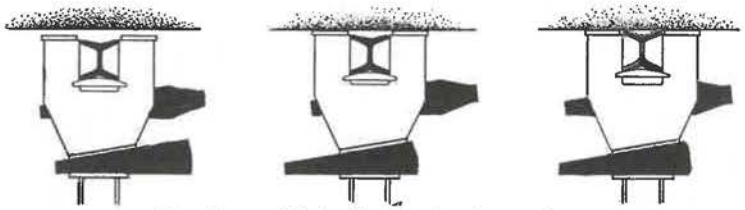


Fig. 12. — Mode d'action des deux coins.

1) Coins a et b retirés. L'étançon et la bêle ne sont pas en contact avec le toit.

2) Coin a enfoncé, coin b retiré. L'étançon est au contact du toit et pas la bêle.

3) Coins a et b enfoncés. L'étançon et la bêle sont au contact du toit.

est libérée du toit et on la glisse en avant. Les cales *b* de l'étançon du milieu et de l'étançon côté front sont recalées.

L'étançon côté remblai qui ne supporte plus de bêle est récupéré en frappant un coup de marteau sur la cale *a* et replacé sous l'extrémité de la bêle côté front.

Il existe deux modèles d'étançons « Twin wedge ». Un modèle d'une section de 9 × 9 cm² (20 kg/m) et l'autre de 8 × 7,5 cm² (15 kg/m). La force portante varie entre 35 et 60 t. Dans le plus petit modèle, la tête qui mesure 33 cm pèse 15 kg. Une charge initiale de 5 t peut être appliquée.

Il peut être utilisé avec différents types de bêle, mais il est spécialement étudié pour être utilisé avec la bêle « Twin-Trof » qui pèse 17 kg au mètre.

Dans ce système, la bêle est d'une pièce, il n'y a ni articulation, ni charnière. L'avancement de la taille est indépendant de la longueur des bêles. Le travail de l'ouvrier est allégé, une fois la bêle posée. Pour l'avancer, il suffit de décaler les coins qui la calent au toit et de la faire glisser sur la tête des étançons. Pendant ce temps, le toit est toujours soutenu par l'étançon. Quand la bêle est recalée au toit, on peut déplacer les étançons l'un après l'autre. A aucun moment, l'ouvrier ne doit se placer sous la partie non soutenue du toit, il se trouve dans l'allée protégée pour avancer la bêle.

L'étançon est simple et peu coûteux, Il a cependant l'inconvénient d'être rigide et de mal s'adapter aux variations d'ouverture, même peu importantes, des couches.

La firme Dowty a paré à ce grave inconvénient en adaptant cette tête à son étançon hydraulique extensible et coulissant. (Fig. 13).

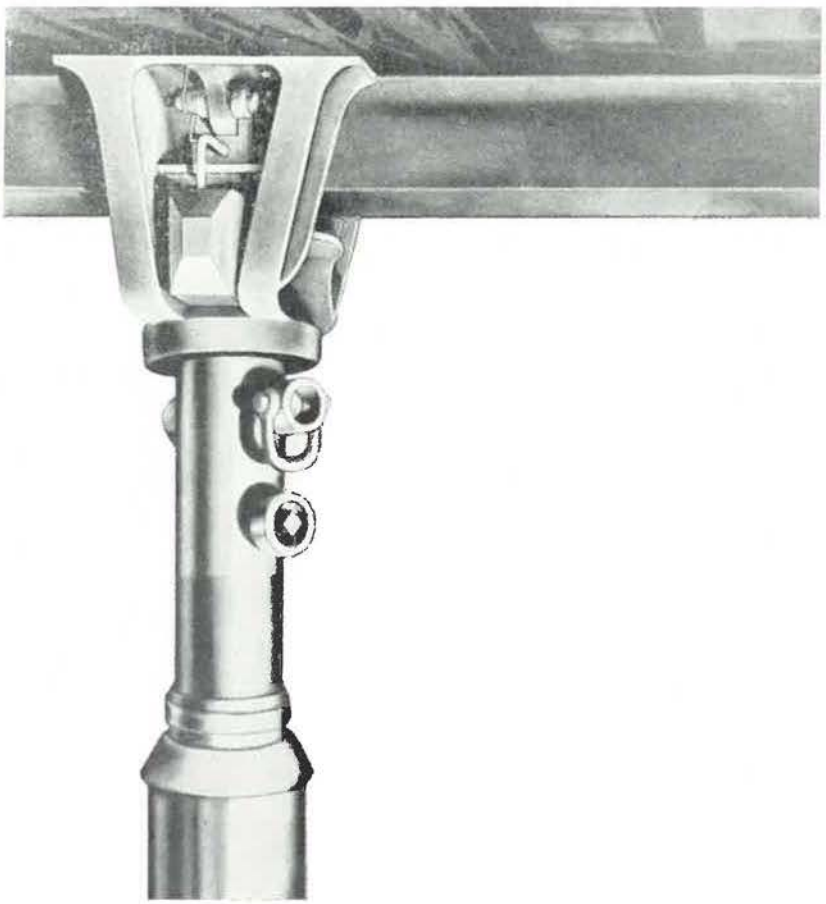


Fig. 13. — Etançon Dowty avec tête pour bêle glissante.

La méthode de travail est identique. Dans la tête Dowty, (fig. 14) la cale *a* est supprimée. L'extension de l'étançon est donnée par la pompe à main qui permet aussi d'appliquer une charge initiale de 5 t.

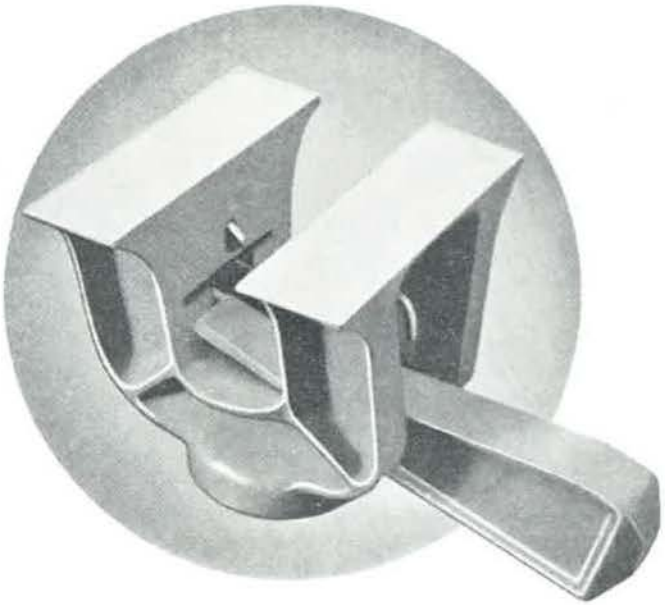


Fig. 14. — Tête Dowty pour bêles glissantes.

BOULONS RECUPERABLES POUR LE ROOF-BOLTING (6)

La firme Rawlplug a mis au point un boulon récupérable. Ce boulon se compose (fig. 15 et fig. 16):

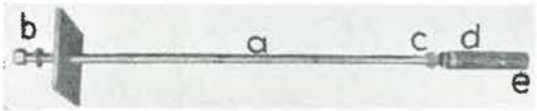


Fig. 15. — Boulon récupérable Rawlplug.

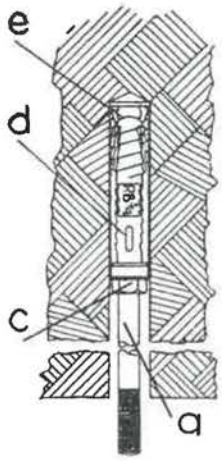


Fig. 16. — Mode de fixation du boulon dans le fond du trou.

(6) Extrait de Colliery Guardian, 1953, 15 oct. p. 493, et de Mining Journal, 1953, 13 nov. p. 563.

d'une tige de boulon filetée à ses deux extrémités (a)
d'un plateau et d'un écrou (b)
d'un écrou et d'une rondelle (c) supports de coquilles
de coquilles à expansion (d) percées de 2 fenêtres latérales
d'une noix conique filetée intérieurement (e) placée à l'intérieur des coquilles et qui provoque leur écartement en pénétrant dedans.

Pour placer le boulon, on visse l'écrou et la rondelle *c* à fond de filet. On enfile les coquilles *d* avec la noix *e* à l'extrémité de la tige et on introduit le tout jusqu'au fond du trou.

En tournant la tige à la main, l'extrémité filetée qui passe dans les coquilles se visse dans la noix *e*. Celle-ci descend, élargit les coquilles et fixe le tout au terrain. Il suffit alors de placer le plateau et l'écrou *b*.

Pour récupérer le boulon, on se sert d'un outil extracteur fig. 17, muni de deux tenons (f), maintenus ouverts par des ressorts. On enlève le boulon et la plaque *b*. On dévisse la tige *a*, on la retire et on fixe l'outil extracteur.

Fig. 17. — Extracteur.

Le tout est de nouveau introduit dans le trou. L'extrémité de l'outil extracteur non filetée venant buter sur la noix *e*, la refoule vers l'extrémité du trou (fig. 18), ce qui permet aux coquilles de se rapprocher et de se libérer du terrain. Les deux tenons effacés lors de la pénétration dans le trou entrent dans les fenêtres des coquilles. Une traction sur la tige de boulon permet la récupération des coquilles.

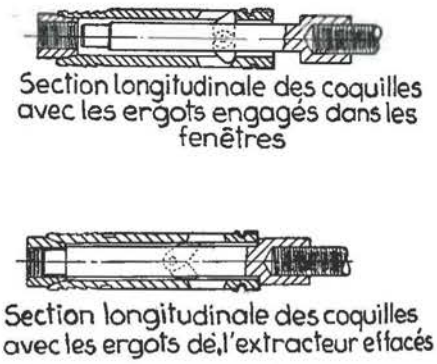


Fig. 18. Mode de travail de l'extracteur.

Il existe deux diamètres différents de boulons : 3/4" et 1". Pour les 3/4", il faut forer des trous de 1 7/16" à 1 1/2" et, pour les 1", il faut des trous de 1 3/4 à 1 13/16".

BOULON VICTOR

Le boulon Victor est un boulon à coquille à expansion. La coquille est constituée de deux pièces demi-cylindriques maintenues ensemble, pendant la mise en place, par un simple cône en caoutchouc. Les deux pièces sont suspendues sur la tête conique de la tige du boulon (fig. 19).

Quand on introduit le boulon dans le trou, il reste en place sans aucune intervention manuelle quelle que soit la profondeur à laquelle il se trouve, grâce au cône en caoutchouc. Il est toujours possible d'enfoncer la tige plus loin dans le trou, mais il est impossible de la retirer. En serrant l'écrou, on réalise l'ancrage à l'emplacement voulu.

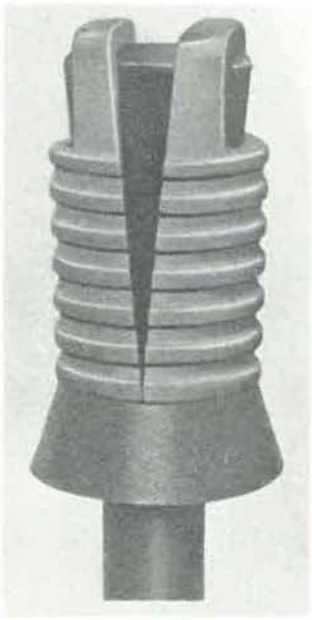


Fig. 19. — Boulon Victor.

En effet, le caoutchouc s'agrippe à la roche et la descente de la tête conique de la tige du boulon serre les deux parties de la coquille contre les parois du trou.

LE SUPER-MARTEAU INGERSOLL RAND (7)

La foration de longs trous de grand diamètre en terrains durs, abrasifs ou hétérogènes, est un problème difficile et qui n'a pas encore trouvé de solution définitive.

La firme Ingersoll Rand construit actuellement des « super-marteaux » et un outillage DHD, qui apportent une solution dans les conditions définies plus loin.

Le perforateur de 20 ou 25 kg ne pouvait pas donner une solution intéressante du problème, parce que sa puissance est insuffisante pour conserver une bonne vitesse de foration dès que la profondeur des trous dépasse 6 à 7 mètres.

Jusqu'à ces derniers temps, du fait même de la grande puissance des gros super-marteaux, les tiges allonges et raccords qu'on avait dû réaliser ne donnaient pas, en général, une sécurité suffisante pour leur utilisation systématique par un personnel non qualifié.

L'outillage D.H.D. permet maintenant la perforation au super-marteau de trous de 50 à 55 mm de diamètre, jusqu'à une profondeur atteignant normalement 30 à 35 mètres, et ce en toutes directions (fig. 20).

(7) Extrait de la « Revue de l'Industrie Minérale », No 15. décembre 1953, No 603, p. 1148/1151.

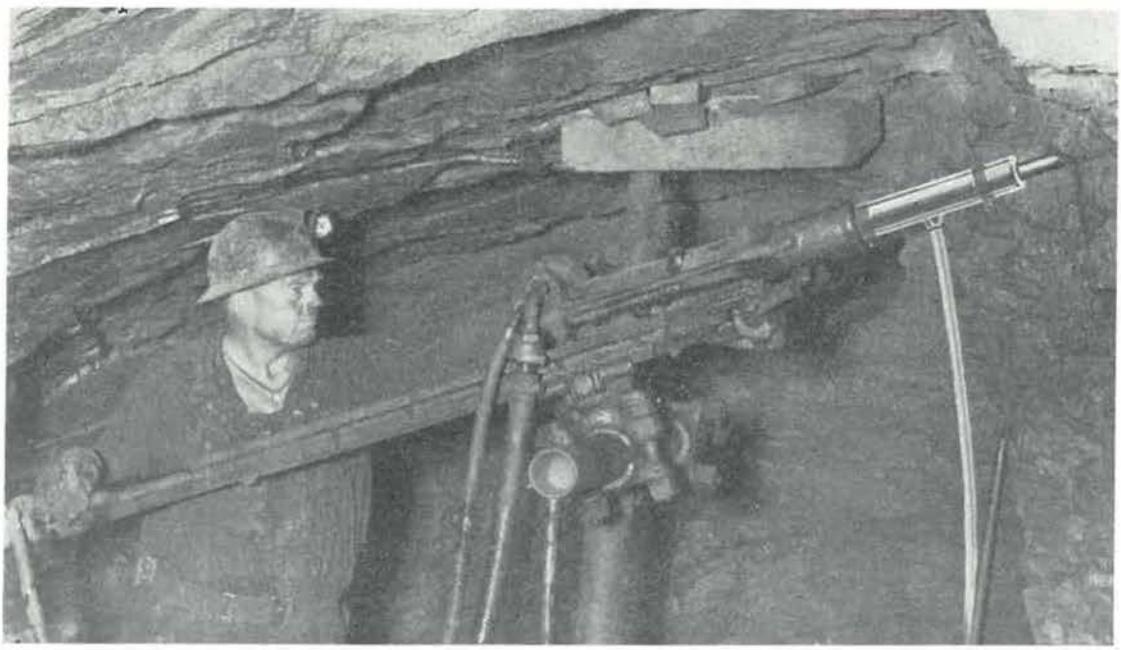


Fig. 20. — Supermarteau Ingersoll-Rand équipé pour la foration de trous de reconnaissance

Fig. 21. — Equipement DHD pour la foration de trous profonds au super-marteau

Avec ce nouvel outillage, dans une exploitation des Pyrénées, dans un terrain très dur, on a pu forer des trous de cimentation de 55 mm de diamètre et 29 m de profondeur en 3 h à 3 h 1/2, temps de foration, soit une vitesse de foration de l'ordre de 9 m/heure. Le temps industriel comprenant l'installation du super-marteau et toutes les manœuvres était de 5 heures environ.

L'usure des tiges, manchons, tête d'adduction, etc. est très faible.

L'équipement est représenté sur la figure 21. Alors que précédemment on cherchait à réaliser des tiges rigides de forte section, l'outillage D.H.D. est constitué par des tiges allonges en acier spécial de section relativement faible pour assurer le maximum d'élasticité. La jonction des tiges entre elles est réalisée au moyen de manchons raccords d'un diamètre très voisin de celui du trou à forer; ces raccords assurent à la fois une liaison positive en même temps qu'une flexion suffisante qui s'ajoute à l'élasticité des tiges pour éviter les risques de rupture. On peut alors utiliser sans crainte toute la puissance du super-marteau, qui est intégralement transmise au taillant et permet d'obtenir les grandes vitesses de perforation.

La tête d'adduction légère et efficace que comporte l'outillage D.H.D. permet indifféremment l'utilisation de l'air comprimé ou de l'eau sous pression pour le nettoyage du trou. Malgré leur faible diamètre extérieur, les tiges allonges sont percées d'un trou central qui laisse passer le fluide utilisé au nettoyage du trou. Le débit de ce fluide est largement suffisant pour que, compte tenu du diamètre du trou à forer, les débris puissent être évacués à grande vitesse.

On doit utiliser les taillants en métal dur, résistant parfaitement aux chocs puissants du piston des super-marteaux. Les taillants Carset d'Ingersoll-Rand forent plusieurs centaines de mètres avant usure, même en terrain dur, sans aucune rupture de plaquettes.

Si l'on doit forer des trous de dégazage, de cimentation ou de sécurité pour lesquels l'échantillonnage des terrains est sans objet, on peut indifféremment utiliser l'eau sous pression ou l'air comprimé pour le nettoyage du trou, suivant les conditions locales. Si l'on utilise l'air comprimé, les poussières devront être captées afin d'assurer la salubrité du chantier. Si les trous sont forés en vue de la prospection des terrains, il y aura intérêt, pour autant que ceux-ci ne soient pas trop humides, à procéder par soufflage d'air pour faciliter la récupération des débris de forage. Ceux-ci sont aspirés par un capteur de poussières dans des sacs, aux fins d'examen et d'analyse (fig. 22). Les sacs sont changés après foration de 90 cm de trou.

Fig. 22. — Capteur de poussières Ingersoll-Rand spécial pour reconnaissance au super-marteau.

Le Bureau de la Recherche Géologique des Etats-Unis a fait des mesures systématiques au cours

d'une campagne de forage au super-marteau portant sur un total de 2100 m de trous, au diamètre de 55 mm, dans des schistes et grès durs. Chaque trou avait une longueur de 30 à 35 mètres.

On obtient les résultats suivants :

1) Vitesse moyenne industrielle de forage — 40 mètres par poste de 8 heures contre 9 mètres/poste pour le carottage à la sondeuse des mêmes terrains à même profondeur.
2) Récupération de 96 % des débris de forage contre 90 % avec le procédé de carottage.
3) Prix de revient pour une reconnaissance de 30 m = 89.91 $ contre 283.83 $ avec le procédé de carottage.

NOUVELLES ATTACHES POUR CABLES D'ACIER [8]

Deux nouveaux types d'attache pour câbles sont actuellement construits par E.H. Bontall & Co Ltd of Maldon, Essex :

Le type A pour l'attache le long du câble.
Le type B pour l'attache sur bout.

Le constructeur affirme que chaque toron du câble est soutenu séparément, également et sûrement. Chaque toron est serré dans une mâchoire en forme de spirale et la pression en chaque point est radiale à l'axe du câble.

Il est prouvé expérimentalement que la vie du câble est doublée avec cette attache. L'attache du type A est représentée figure 23; on la voit ouverte pour examen après un essai de traction.

L'âme du câble est renforcée par des segments métalliques rainurés en forme de spirales où les torons s'incrustent.

Les faces internes des parties externes de l'attache sont également cannelées en forme de spirale de façon à s'adapter sur les torons du câble.

Une fois les différentes parties assemblées sur le câble au point voulu, une pression axiale est appliquée et chaque toron est serré entre les parties internes et externes de l'attache.

Extérieurement, cette attache peut avoir toutes les formes nécessitées pour chaque cas d'application. La forme du double cône est très pratique.

La figure 24 représente l'attache du type B dans sa forme la plus simple.

Elle consiste en :

a) une broche centrale (a)
b) des segments en spirale pour chaque toron (b)
c) habituellement une douille métallique (c).

La broche centrale est introduite dans l'extrémité du câble. Elle porte des cannelures en forme de spirale pour s'adapter parfaitement aux torons. Elle possède une tête qui vient buter contre l'extrémité du câble. Les segments sont aussi rainurés et épousent la forme des torons. Le tout assemblé sur le câble forme un tronc de cône. Ce cône est introduit dans la douille métallique également alésée en forme de cône.

(8) Extrait de Colliery Engineering 1954 janvier p. 34.

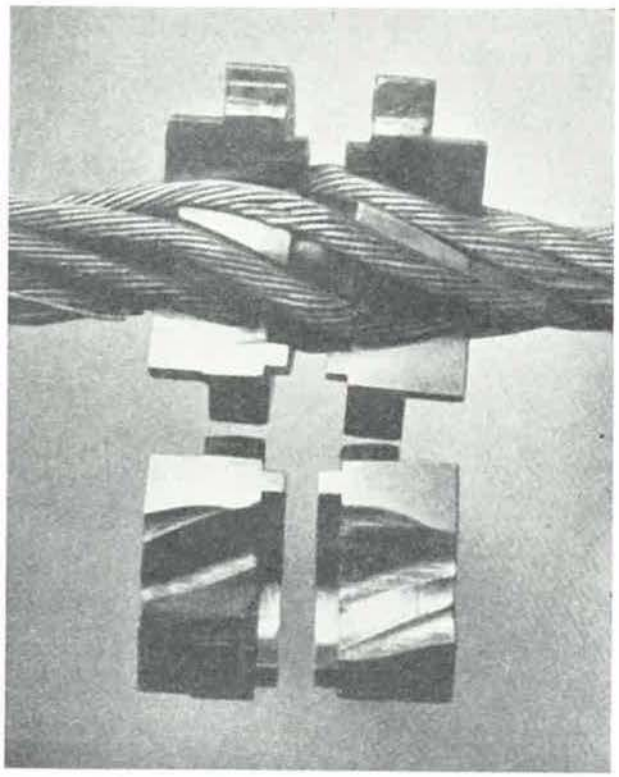


Fig. 23. — Attache de câble type A.

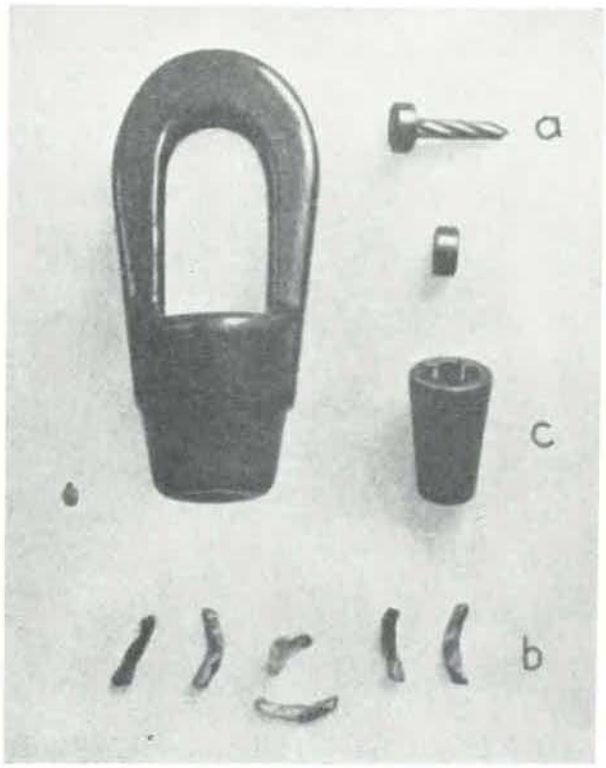


Fig. 24. — Attache de câble type B.

Si la pièce à laquelle le câble doit être attaché peut être forée de façon à recevoir l'assemblage conique, la douille peut être supprimée.

En se servant des deux types d'attache sur un câble, on peut réaliser toutes les combinaisons désirables.

Les figures 25 a et 25 b donnent les proportions à adopter pour le cas d'attaches sur un câble de scraper.

Il est généralement admis que, pour être sûre, une attache ordinaire doit se faire sur une longueur égale à 12 fois le diamètre du câble. Dans le cas de l'attache type B, elle se fait sur une longueur égale à 2 2/3 fois le diamètre du câble.

En plus de l'essai statique à l'extension, les attaches ont été éprouvées à un essai dynamique qui consiste à appliquer une charge de façon brusque et répétée.

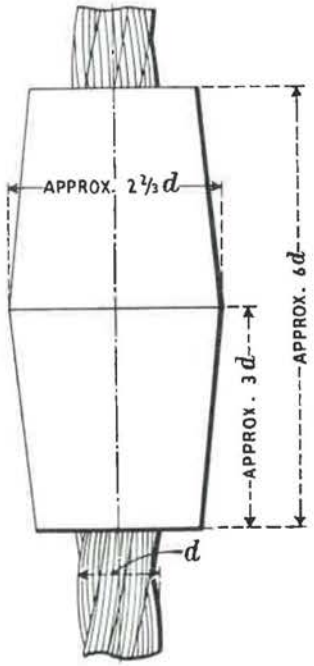


Fig. 25a. — Attaches de scraper.

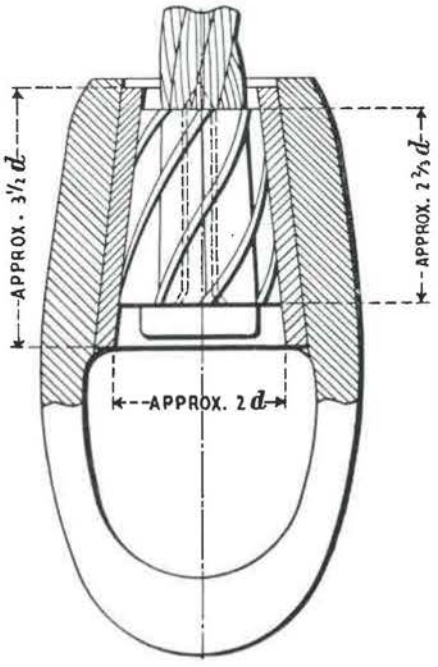


Fig. 25 b. — Attaches de scraper.

ACCOUPLEMENTS AUTOMATIQUES DE BERLINES (9)

La « English Steel Corporation » recherche depuis de nombreuses années un accouplement automatique pour berlines.

30 à 40 accouplements différents ont été essayés. Les meilleurs résultats ont été obtenus avec les accouplements Willison, ASF et Alliance. Les trois types sont livrés avec ou sans ressorts amortisseurs de chocs.

Il sont articulés dans le plan horizontal et s'adaptent ainsi à tous les rayons de courbure des voies. Leur mobilité dans le sens vertical est telle qu'une différence de niveau entre deux berlines (créée par exemple par un chargement différent de deux berlines à ressort) n'a pas d'importance. Les berlines peuvent être accouplées en courbe. L'ensemble du mécanisme est réalisé pour supporter un effort de traction de 10 tonnes avec un coefficient de sécurité de 8.

Le découplement des berlines s'opère au moyen d'un levier placé sur le côté à environ 70 cm de hauteur.

Les pièces d'usure sont faites en acier ou manganèse. Ces accouplements sont employés dans plusieurs mines et il est remarquable que, après leur mise en service, les accidents dus aux découplements de berlines ont été très rares.

La figure 26a représente l'accouplement Willison avec et sans ressort et la figure 26b, l'accouplement ASF.

Fig. 26 a. — Accouplement Willison avec et sans ressort.

Fig. 26 b. — Accouplement ASF avec et sans ressort.

(9) Extrait de « Iron and Coal T.R. », No 4, 26 juin 1953, page 446.

LE MONTAVOX

Appareil de téléphonie H.F. pour les mines.

Les liaisons entre le fond et la surface et le long des galeries de transport d'une mine se font à l'heure actuelle sans aucune difficulté au moyen d'appareils téléphoniques agréés (antigrisouteux) avec microphones et écouteurs à bobine mobile.

Lorsqu'il s'agit de communiquer entre deux points d'une taille, la liaison se fait en général par signaux lumineux (lampes électriques qui s'allument et s'éteignent suivant un code déterminé) ou par signaux acoustiques (sonnettes).

L'installation du téléphone avec fils est très onéreuse et parfois difficile, du fait de l'avancement journalier de la taille. Le fil téléphonique placé de façon plus ou moins provisoire, puisque destiné à être déplacé, risque d'être détérioré.

Les communications entre les cages du puits et la surface ou le fond pendant la translation sont impossibles au moyen du téléphone avec fil.

Dans certaines opérations de sauvetage, il y aurait aussi grand intérêt à pouvoir établir une liaison rapide et sûre entre sauveteurs et poste de secours, sans devoir placer une ligne téléphonique.

D'autres moyens de liaison tels que la téléphonie par le sol et la téléphonie par rayons lumineux ne sont pas développés parce que trop influencés par la nature des roches. L'appareillage n'est d'ailleurs pas adapté à la mine.

Transmission par H.F.

Fritsch et Burgholz ont entrepris des travaux en vue de l'installation de la téléphonie à H.F. dans les mines.

Fritsch a trouvé que la propagation d'un champ H.F. est possible dans la mine, mais que cette propagation était très influencée par la nature géologique des roches, le degré d'humidité du sol, etc.

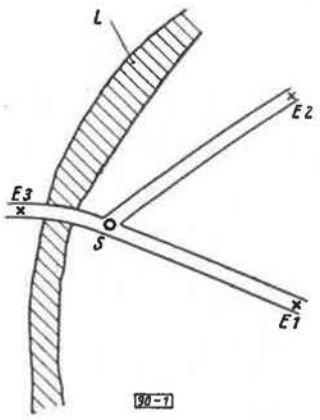


Fig. 27. S, émetteur; E_1 E_2 E_3 récepteurs; L, couche absorbante.

L'émetteur S (fig. 27) qui pouvait encore être convenablement reçu aux stations E_1 et E_2 à une distance de plusieurs centaines de mètres, n'était plus recevable en E_3 malgré la distance relativement réduite et un soutènement identique des galeries. La présence d'un banc de roche L, bon conducteur et dès lors absorbant, perpendiculaire à la direction désirée du rayonnement, a diminué considérablement la portée.

Les portées accessibles dépendent aussi dans une grande mesure des différents degrés d'humidité du sol. Le tableau 1 montre comment la portée dépend de la teneur en solution aqueuse d'un conducteur géologique déterminé.

TABLEAU I.
(suivant Fritsch).

Volumes des pores occupés en %	1	0,5	0,1	0,05
Portée en mètre	400	620	4.150	6.300

Une autre difficulté provient de l'antenne. A cause du soutènement métallique, il ne peut être utilisé que des longueurs d'onde supérieures à 300 m. Les antennes nécessaires pour cela ont, malgré le raccourcissement dû à la constante diélectrique de la roche, une longueur telle qu'elles ne peuvent être installées qu'au prix de grosses difficultés. En pratique, ce problème ne peut être résolu qu'en prévoyant des antennes relativement trop courtes et en les adaptant à la longueur d'onde employée au moyen de bobines. Comme en ce cas, une partie seulement de l'énergie est rayonnée, il est nécessaire d'augmenter de façon correspondante la puissance d'émission.

Cette puissance d'émission (environ 10 à 100 watts) relativement grande, a comme conséquence, vu la nécessité de la protection contre le grisou, un accroissement des dimensions des appareils qui en rend l'utilisation dans les tailles beaucoup plus difficile.

Transmission par H.F. dirigée par fil.

Burgholz étudie la possibilité, signalée par Fritsch, de conduire des champs H.F. le long de conducteurs métalliques (câbles, conduits tubulaires, etc.) se trouvant dans la mine.

Burgholz en arrive ainsi à un système de transmission représenté figure 28. L'appareil est couplé

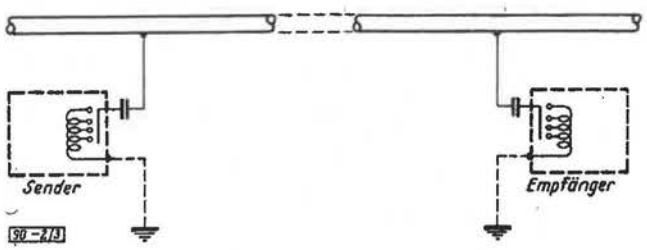


Fig. 28. — Transmission H.F. par conducteur (selon Burgholz).

capacitivement aux conduites métalliques. Il faut alors adapter, au moyen de selfs, la sortie de l'émetteur et l'entrée du récepteur à la résistance de rayonnement existante.

Ce système de transmission ne nécessite plus qu'une fraction de la puissance nécessaire à un libre rayonnement de l'énergie. Des transmissions

réussissent déjà sur les distances requises avec une puissance d'émission de 1 watt. Seulement, si la résistance R (fig. 29) qui représente la déviation par mauvais isolement du conducteur est trop petite, aucune transmission n'est possible. C'est le cas des mines humides. De plus, avec ces installations, aucune communication n'est possible avec la cage en mouvement.

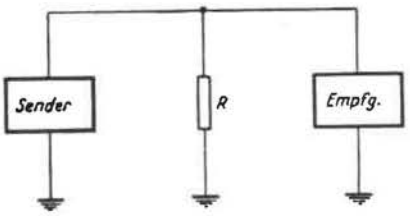


Fig. 29. — Schéma de principe.

La firme Telefunken a fait des recherches concernant la technique de la transmission dirigée par conducteurs, dans la région de la Ruhr. Elle conclut :

1) Aux endroits où, par suite du mauvais isolement du conducteur (fig. 29), l'appareil avec conducteur monopolaire ne permettait plus aucune liaison, l'intelligibilité de la parole et une compréhension correcte des signaux restaient encore possibles avec un couplage inductif. La liaison entre conducteurs et appareils se faisait par bobine de couplage ou capteur d'onde à cadre. La figure 30 montre le schéma de ce genre de transmission.

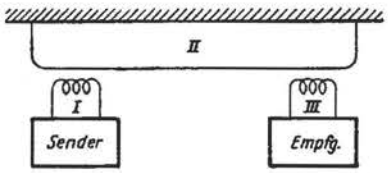


Fig. 30. — Schéma de principe.

Les bobines I et III représentent ici les cadres des appareils (émetteur et récepteur), tandis que la boucle II représente le conducteur servant à la transmission et les points de mise à terre. Avec ce genre de couplage, une liaison radio est possible avec la cage en mouvement par l'intermédiaire du câble d'extraction.

2) Si on se limite à des distances d'environ 200 à 1000 m, une puissance d'émission de 0,1 à 0,2 watt est suffisante.

C'est sur la base de ces recherches que l'appareil de radio-communications pour mines « Montavox » a été réalisé.

L'appareil de radio-communications pour mines « Montavox » Telefunken.

Le « Montavox » est un émetteur-récepteur pour communication par H.F. dirigée par conducteur (conduites, câbles, etc.). Il permet, selon les convenances, des conversations ou la transmission de signaux lumineux à des distances de 1000 m et plus. Le couplage aux conducteurs se fait par un câble spécial, constituant simultanément la self-induction du circuit d'entrée du récepteur et du circuit de sortie de l'émetteur (fig. 31). La fréquence de travail est d'environ 200 K.Hz.

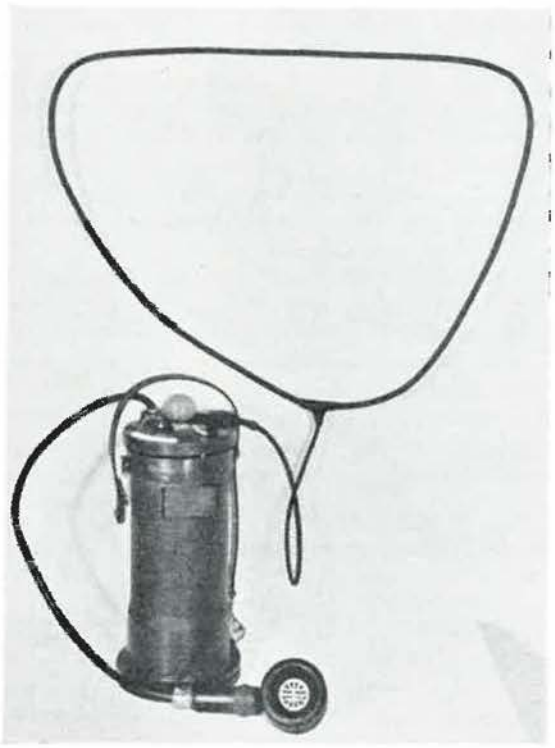


Fig. 31. — Appareil « Montavox » complet.

Lors de la construction de l'appareil, on a veillé à une utilisation aussi complète que possible de tout l'espace disponible de l'appareil. Chaque partie constitutive est réalisée sous forme cylindrique. La figure 32 représente le châssis émission-réception.

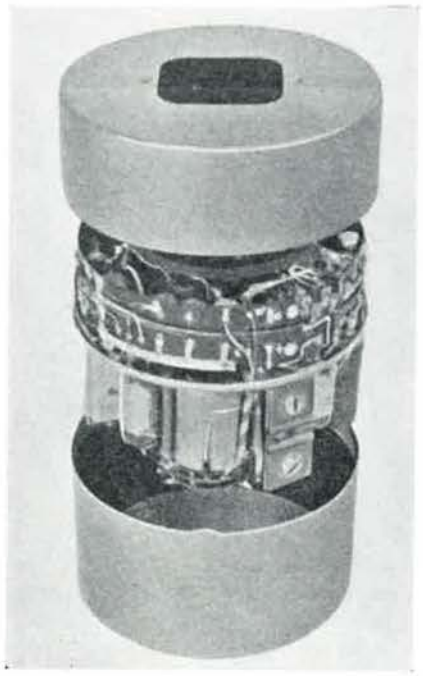


Fig. 32. — Partie « Emission, Réception ».

Toutes les parties sont protégées contre les intempéries et les chocs par une enveloppe cylindrique.

La liaison en taille est parfaite pour une distance de 250 m et, à environ 1000 m, la compréhension est encore suffisante. La liaison cage en mouvement et surface s'établit de façon intelligible jusque 1000 m de distance.

La figure 33 montre l'utilisation de l'appareil en taille.

Fig. 33. — Le montavox en taille.

UN GRISOUMETRE ACOUSTIQUE AUTOMATIQUE

par L. E. Lawley (10).

L'auteur décrit le principe, la construction et la pratique d'un nouvel instrument pour l'enregistrement continu et dans de larges limites d'un courant grisouteux.

Le méthane est extrait par sondages dans les chantiers et envoyé par des tuyauteries à la surface au charbonnage Haig Co, Whitehaven, Cumberland. Le gaz sert entre autres à alimenter les chaudières. Il y a danger d'explosion en cas d'inétanchéité des tuyauteries si la teneur en air devient élevée. Il existe de nombreux détecteurs du méthane dans l'air mais, dans ce cas particulier, on exige un appareil : a) qui donne instantanément et d'une façon nette les proportions de gaz et d'air; b) qui alerte la vue et l'ouïe quand la teneur en air atteint 50 %. L'instrument doit être placé à la surface au point d'arrivée du courant gazeux. A la demande du Dr. Jones, Conseiller Scientifique du N.C.B., division Nord, un instrument répondant à ces exigences a été conçu par l'auteur et construit par le laboratoire de Recherches Physiques de King's College, Newcastle/u.T.

(10) Extrait de « Colliery Engineering », 1953, p. 499.

Principe de l'instrument.

L'instrument mesure les changements de vitesse du son dans un mélange gazeux. La vitesse du son dans l'air est de 330 m/sec à 8° C et, dans le méthane pur, elle est de 480 m; par conséquent, dans un mélange, elle varie entre ces deux limites.

Un cornet de téléphone produit dans l'instrument un son qui est capté à une certaine distance par un microphone. Le gaz circule entre la source du son et le microphone et on observe des changements de vitesses si la composition du mélange varie, en mesurant la différence entre la phase de l'onde sonore au microphone et celle de la source. En d'autres termes, on mesure les différences de temps dans le trajet d'un point particulier de l'onde sonore depuis la source jusqu'au microphone.

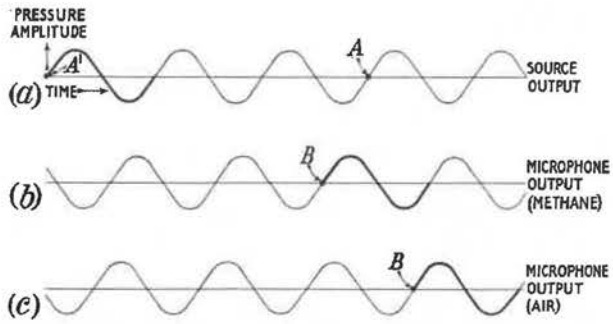


Fig. 34. — Représentation graphique des ondes sonores sinusoïdales dans le méthane et dans l'air.

Supposons que la source émette une onde représentée fig. 34a. La partie de l'onde figurée en trait fort fig. 34b arrive plus tard dans le cas du méthane et encore plus tard, comme à la fig. 34c, si elle voyage dans l'air. Ainsi si nous marquons un certain point d'une onde, par exemple : A', à son origine, il apparaîtra au microphone en B (fig. b) dans le méthane et en B (fig. c) dans l'air. Si nous avions un chronomètre (tel qu'un tube à rayons cathodiques) et que nous puissions marquer A' et B, nous pourrions déduire la teneur en air de la mesure des temps entre A' et B. Comme variante, et pour augmenter la sensibilité, nous pourrions simplement indiquer la marque B et une marque correspondant à un point A' en retard de quelques longueurs d'onde sur le point A. Ainsi, si l'indicateur développe une échelle des temps en demi-longueurs d'onde de part et d'autre de A, nous pourrons voir les marques A et B telles qu'elles sont figurées fig. 35 a et fig. 35 b. Si ces marques

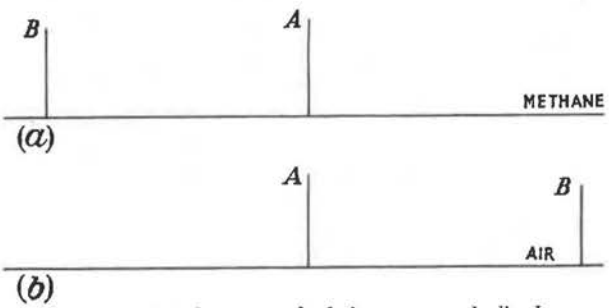


Fig. 35. — Déplacement relatif des marques de l'onde.

sont produites au même moment de chaque onde et si le diagramme répète chacune des périodes de l'onde, nous aurons un diagramme continu et un contrôle de la composition du mélange dans chaque période (ordinairement plusieurs milliers de fois par seconde).

La grandeur de ces changements dans la forme de l'onde dépend de trois facteurs : la vitesse du son (air ou méthane), la distance entre la source et le microphone et la fréquence de l'onde sonore. Il faut que ce changement relatif soit assez grand, en vue de la sensibilité, mais pas trop grand parce qu'alors le déplacement de la marque sera plus grand qu'une longueur d'onde et il en résultera de la confusion dans le diagramme. Ceci exige que la différence des phases relatives soit à peu près égale à 2π. Avec cette condition limite, on obtient la relation :

$$d = \frac{V_m \times V_a}{f\,(V_M - V_A)} \qquad (1)$$

d = distance entre la source et le microphone.
f = fréquence de la source sonore.
V_M et V_A = vitesses du son dans le méthane et dans l'air.

Description de l'appareil.

Un premier appareil basé sur ces principes a été construit. On dispose d'un tube à rayons cathodiques développant une échelle qui peut être calibrée en pourcentage de gaz. En plus, et complètement indépendant du développement, il existe un système d'alarme qui fonctionne quand la teneur en air atteint 50 %. L'appareil fig. 36 se compose de trois parties : un indicateur, un tube acoustique et une source d'énergie. Le système est automatique, les seules commandes essentielles étant les conduites, l'interrupteur de l'indicateur et un bouton d'arrêt de l'alarme.

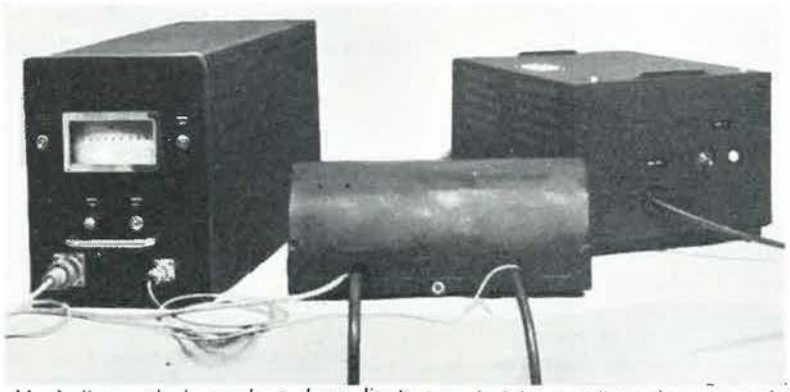


Fig. 36. — Vue d'ensemble de l'appareil, de gauche à droite, l'indicateur, le tube acoustique dans son carter et la source d'énergie.

a) La *source d'énergie* est contenue dans une boîte rectangulaire de 30 × 35 × 22,5 cm³. Elle fournit un voltage stabilisé à l'indicateur et au tube cathodique.

b) Le *tube acoustique*. Le mélange gazeux est débité par un tube en cuivre de 5 cm de diamètre et 30 cm de longueur. Ce tube est enfermé dans une gaine que l'on voit fermée (fig. 36) et ouverte (fig. 37). La source du son est un cornet de téléphone ordinaire, monté à une extrémité du tube, et un petit cristal de microphone est monté à l'autre extrémité. La figure 38 montre le tube seul, avec à gauche, la source du son démontée, et à droite, le microphone. On voit également les conducteurs électriques aboutissant à chaque partie, ainsi que les tuyaux de caoutchouc qui amènent le gaz. La source et le microphone sont mis à l'abri des vibration par des montures en caoutchouc et rendus imperméables aux gaz par un enduit à base de caoutchouc qui obstrue tous les pores. Les parois du tube sont également revêtues de ce même produit. Pour pouvoir régler la distance d conformément à l'équation (1), le tube est fait en deux parties télescopiques. Après ajustement, cette partie du tube est scellée et rendue étanche au gaz et le tube est alors fixé dans sa boîte par des pinces en bois.

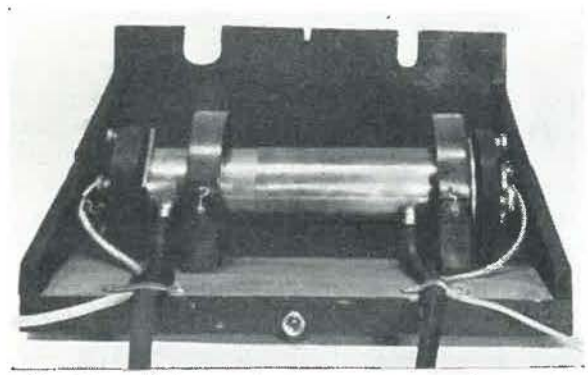


Fig. 37. — Tube acoustique dans son carter de protection.

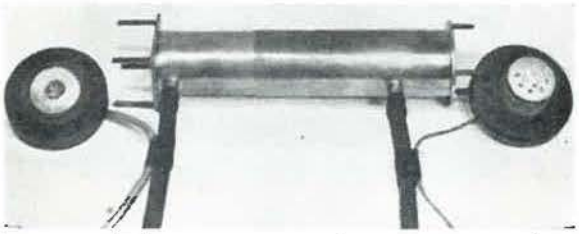


Fig. 38. — Tube acoustique avec la source sonore et le microphone séparé.

Fig. 39. — Vue de l'indicateur montrant les différents contrôles.

c) *Indicateur.* Le tube cathodique et tout l'appareillage sont contenus dans une boîte de 52 × 22 × 30 cm représentée fig. 39. Les câbles que l'on voit sont ceux de la source et du microphone. La première pièce de l'appareil est un vibrateur qui actionne la source du son à la fréquence simple de 3500 cycles par seconde. Bien que cette source soit alimentée en courant alternatif sinusoïdal, une partie du courant est dérivée et transformée en courant électronique. Elle apparaît d'abord sous la forme fig. 40a, puis est convertie en onde carrée (40b) et, par après, en une série de pointes positives ou négatives (40c) qui sont les marques caractéristiques mentionnées au début de l'article.

Maintenant, le voltage sinusoïdal du microphone est traité exactement de la même manière que celui de la source, de sorte que nous avons une série de marques analogues à celles de la fig. 40c, mais elles sont décalées d'une certaine longueur dépendant de la composition du gaz dans le tube (fig. 40a). Il reste deux opérations à effectuer. D'abord, les marques négatives x dans la fig. 40c servent à déterminer l'échelle des temps dans le tube cathodique par la distance entre deux x consécutifs. Ensuite, les marques négatives en 40c et 40d sont retournées et on obtient une suite de deux marques positives A et B (fig. 40e). Puisque le tube à rayons cathodiques a une échelle des temps dont l'origine est sur une pointe négative, nous obtiendrons une image fig. 40 f avec la marque positive 8 au milieu de la trace et une autre B qui est celle du microphone et qui dépend de la composition du gaz.

L'image se répète 3500 fois par seconde de sorte qu'on obtient un diagramme continu, la marque du microphone se mouvant entre deux traits limites. Une échelle gravée sur perplex et graduée en

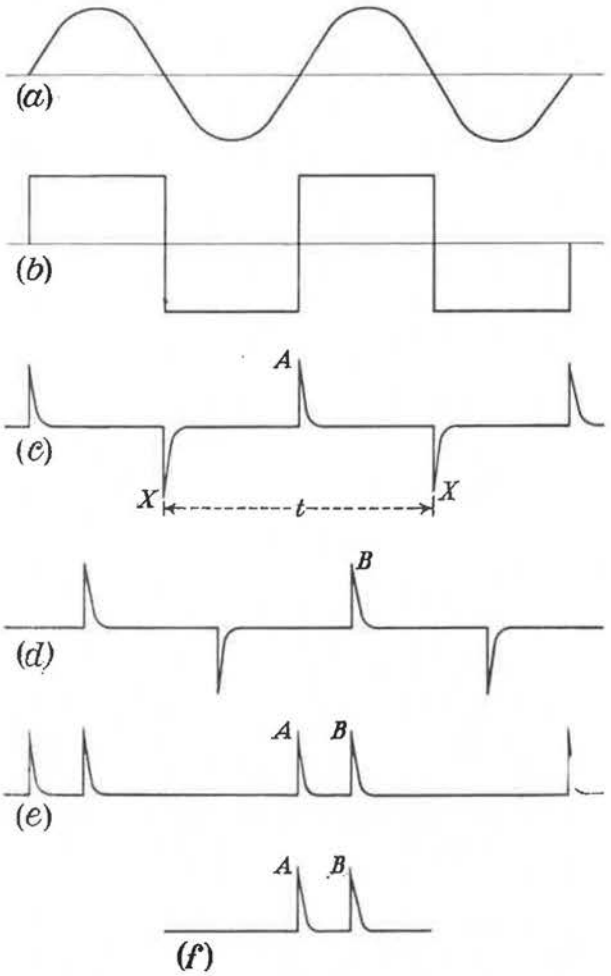


Fig. 40. — Changement de l'onde sinusoïdale en une série de « tops ».

pourcent du mélange est fixée à la face de l'appareil et peut se lire directement.

L'appareil d'alarme est actionné par une des ondes de la figure 40. Il est disposé de telle sorte que, si la marque du microphone est à gauche de l'origine A, il n'y a pas d'alerte, mais si la marque avance vers la droite, l'alerte est déclenchée. La marque A correspond à 50 % (fig. 41). L'appareillage consiste en une lampe rouge qui s'allume sur la face de la boîte de l'indicateur (fig. 39) et en un bourdon à l'intérieur, ainsi que dans les relais à contact qui peuvent manœuvrer à distance les vannes de la conduite de gaz. L'alarme une fois déclenchée persiste jusqu'à ce que l'on presse sur un bouton et alors elle cesse, mais seulement si le gaz est sûr. Pour vérifier l'alarme, il y a une aiguille permettant de faire glisser à volonté la marque jusque dans la zone au delà des 50 %. Cette vérification peut se faire à n'importe quel moment. Cette aiguille est montée sur ressort et, par conséquent, revient automatiquement à sa position normale.

Enfin, le tube à rayons cathodiques peut être mis hors circuit, sans préjudice pour le système d'alerte. Dans ce cas, lorsque l'alarme fonctionne, elle remet automatiquement l'indicateur en ordre.

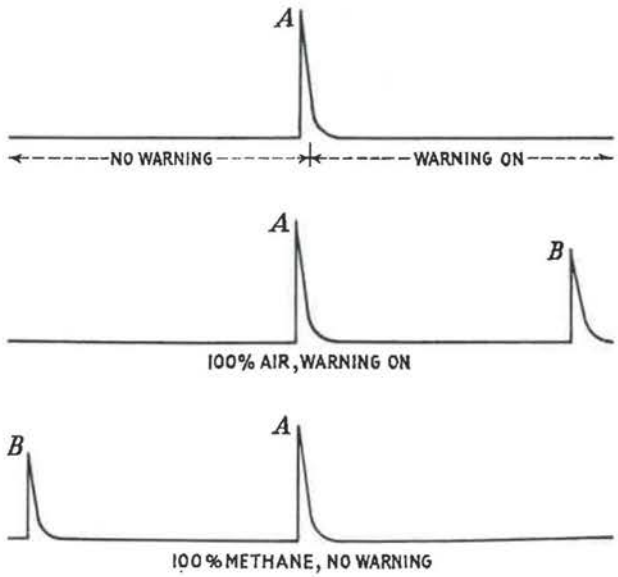


Fig. 41. — Avertisseur lorsque l'air dépasse 50 %

On voit donc que l'appareil donne bien la composition du gaz et l'alerte à partir de 50 % d'air. Il y a lieu de remarquer, en outre, qu'il ne comporte aucun contact qui puisse donner lieu à des indications incorrectes ou à une fausse alerte quand l'appareil est abandonné sans surveillance.

Un premier spécimen de cet instrument a été installé à Whitehaven; il a fonctionné 24 heures par jour pendant plusieurs mois sans demander ni service, ni entretien. On a fait des lectures toutes les heures et on n'a pas constaté de divergences.

Le système n'est pas affecté par les bruits de l'extérieur, on peut même marteler le tube acoustique sans troubler les indications de l'appareil. L'indicateur et l'alerte fonctionnent immédiatement, il n'est pas nécessaire d'attendre que les gaz soient intimement mélangés. Les effets de l'humidité de l'air sont négligeables, mais la température a une influence. Le déplacement de la marque B s'accroît de 1 % quand la température monte de 5°C. Il est possible de compenser cette cause d'erreur et ce sera fait dans un nouveau modèle.

Possibilités d'avenir.

L'appareil actuel fait dériver le courant gazeux sur un petit tube spécial. Cependant, il paraît possible d'insérer le tube acoustique dans la canalisation même. La seule condition, c'est que l'on puisse placer la source sonore et le microphone à la distance voulue, et en travers du courant de gaz. On évite ici la prise d'échantillons du gaz qui est nécessaire dans les autres procédés. Les voltages et l'énergie électrique de la source et du microphone sont très faibles, de sorte qu'il n'y a aucun danger.

Comme extension du procédé, on peut imaginer l'introduction de la source et du microphone dans les sondages de captage et il serait possible de les relier électriquement à un indicateur placé à la surface.

Une autre modification envisagée est la suppression du tube cathodique qui serait remplacé par un autre appareil de mesure donnant directement la lecture du pourcentage. Sans altérer en rien le principe de la méthode, cela conduirait à une notable économie et à la réduction de l'encombrement et permettrait l'enregistrement continu si on le désire.

Enfin, vu le succès obtenu avec cet instrument, on peut se demander s'il ne serait pas possible de créer un petit modèle portatif capable de déceler les petites quantités de méthane dans l'atmosphère des mines. En principe, il n'y a pas d'impossibilité, mais il faut examiner quelques questions qui rendent la solution pratique douteuse. Une unité de cette sorte devrait être extrêmement sensible puisque V_M et V_A, les vitesses du son dans cette atmosphère, ne varieraient que très peu. On voit qu'alors pour satisfaire à l'équation (1), il faudrait augmenter considérablement soit d, soit f. Mais si l'instrument doit être portatif, d doit être encore plus petit que les 30 cm actuels, ce serait donc f qui devrait pénétrer dans la région hypersonique jusqu'à atteindre environ 500.000 cycles par seconde. Ce ne serait pas absolument impossible, mais il faudrait une source et un microphone particulièrement robustes et adaptés à de telles fréquences. Il n'y aurait naturellement plus de tubes, les deux instruments étant plongés dans l'air de la mine. Sous sa forme actuelle, l'instrument est dangereux, mais en remplaçant le tube cathodique par un autre compteur avec une enveloppe protectrice, il pourrait être encore léger et compact. Les variations de températures peuvent être compensées facilement, mais il reste encore deux difficultés.

La première résulte des variations de l'humidité dans l'air; dans un instrument où les différences entre les vitesses du son sont si faibles, elles ne seraient pas négligeables et il faudrait éliminer cette cause d'erreur, ce qui n'est pas impossible.

La seconde difficulté est inhérente à la méthode et inévitable. L'instrument mesure des vitesses de propagation du son. On sait que, dans l'air des mines, les deux principaux gaz sont l'air et le méthane, mais il y en a plusieurs autres qui tous contribuent à la vitesse résultante du son. L'anhydride carbonique, par exemple, en petite quantité, compense par son ralentissement l'accélération due au méthane et peut conduire à une vitesse résultante égale à celle de l'air pur. A part l'absorption par voie chimique des gaz indésirables, il n'y a pas de solution à ce problème. Cependant, il est permis de penser que, par l'expérience, on arrive à connaître l'influence de ces gaz dans l'atmosphère particulière de la mine et que la difficulté n'ait pas d'importance en pratique.

Les avantages qu'aurait un petit instrument portatif donnant des indications continuelles et une alarme pour une teneur donnée, justifient de plus amples recherches de laboratoire.

L'appareil fait l'objet d'une revendication de brevet et les renseignements d'ordre commercial doivent être adressés à « National Research Development Corporation, 1, Tilney Street, London, W.1. ».

CHARNIERES FLEXCO

Attaches de courroie.

Par suite d'une erreur de cliché, la figure 8 de l'article « Matériel minier » paru dans le numéro du mois de janvier des Annales des Mines de Belgique, représente non le détail des pièces constituant l'attache, comme indiqué, mais le détail des pièces d'agrafes destinées à réparer une déchirure de courroie. La figure 42 donne le détail des pièces constituant l'attache Flexco.

Fig. 42. — Pièces détachées de l'attache Flexco.

STATISTIQUE

GOUVERNEMENT GENERAL DU CONGO BELGE

4e D.G./3e Dir.

SERVICE DES MINES

RAPPORT ANNUEL

L'Industrie Minière du Congo Belge et du Ruanda-Urundi en 1952

par A. VAES,

Directeur-Chef de Service à la Direction des Mines.

INLEIDING

Huidig verslag is opgesteld volgens dezelfde regels als dit van de vorige jaren.

Het herneemt de opsomming van de mijnontginningen, hun verspreiding in de verschillende provincies en geeft de voortbrengst gedurende het jaar 1952 van de verschillende producten. Diagramma's geven de vergelijking dezer gegevens met deze der voorgaande jaren.

De oorzaken van de schommelingen in de voortbrengst wordt zoveel mogelijk aangegeven. Het dient aangestipt dat de productie over het algemeen stijgend verloopt, namelijk voor wat betreft koper, kobalt, cassiteriet, zink, diamant, mangaanerts, kolen, tungsteenerts en bastnaesiet.

Het verslag geeft vervolgens, met bijbehorend diagramma, het verloop der koersen van de verschillende producten in de loop van het jaar 1952 aan.

De waarde van de voortbrengst der mijnbedrijven van Belgisch Kongo voor 1952 overtreft deze van 1951 met meer dan 2 miljard frank. Voor Ruanda-Urundi bedraagt de stijging 15 miljoen frank. De raming van de totale waarde der voortbrengst van 1952 is eveneens aangeduid. Het koper komt hierin tussen voor ongeveer 52 %.

Het verbruik van springstoffen van de klas der dynamieten nam toe met ongeveer 35 %; de helft van dit verbruik wordt gedekt door de plaatselijke voortbrengst.

Het verslag geeft verder beschouwingen, gegevens en tabellen betreffende de werkkrachten, hun verspreiding en hun productiviteit. De lezer gelieve, in de aflevering van Maart 1953, de beide kaarten te raadplegen die de verspreiding aanduiden van de ontgonnen producten en van de inlandse werkkrachten.

AVANT-PROPOS

Ce rapport est établi suivant les règles adoptées pour les années précédentes.

Il reprend l'énumération des exploitations minières et leur répartition dans les différentes provinces, et donne les quantités extraites des divers produits au cours de l'année 1952. Un tableau permet de comparer ces productions avec celles de l'année précédente. Les diagrammes reprennent ces comparaisons pour les années antérieures.

Les raisons des variations de production sont partiellement exposées. Il est à noter que la production est généralement en augmentation, notamment en ce qui concerne le cuivre, la cassitérite, le cobalt, le zinc, les diamants, le minerai de manganèse, le charbon, le minerai de tungstène et la bastnaesite.

Le rapport donne ensuite les cours des divers produits durant l'année 1952 et y joint un diagramme. La valeur de la production minière du Congo belge en 1952 est en augmentation de plus de 2 milliards de francs sur la production minière de 1951; au Ruanda-Urundi, elle est en augmentation de 15 millions de francs. La valeur totale estimée de la production de 1952 est également renseignée. Le cuivre intervient pour près de 52 % dans cette valeur.

La consommation des explosifs de la classe des dynamites a augmenté de près de 35 %; la moitié de cette consommation est couverte par la production locale.

Le rapport comporte des considérations et des tableaux relatifs à la main-d'œuvre, à sa répartition et à sa productivité. Les lecteurs sont priés de consulter, dans la livraison de mars 1953, les deux cartes donnant la répartition des produits extraits et de la main-d'œuvre indigène.

TABLE DES MATIERES

CHAPITRE I.

Pages

I. — Nomenclature des exploitations minières 250

II. — Répartition des exploitations minières par provinces et par substances 250

III. — Aperçu sur la production minière du Congo belge et du Ruanda-Urundi 253

IV. — Evolution de la production des principaux minerais 254

V. — Cours des métaux 257

VI. — Valeur de la production minière 259

VII. — Valeur de la production minière du Congo Belge en 1952 259

VIII.— Valeur de la production minière du Ruanda-Urundi en 1952 260

IX. — Situation des exportations 261

CHAPITRE II.

Usines de traitement 263

CHAPITRE III.

Carrières 265

CHAPITRE IV.

Explosifs 266

CHAPITRE V.

Main-d'œuvre. - Situation 266

Productivité de la main-d'œuvre 268

CHAPITRE I.

PRODUCTION MINIERE

I. — NOMENCLATURE DES EXPLOITATIONS MINIERES

Par rapport à l'année 1951, il n'y a pas de changement important à signaler et la liste des exploitations s'établit comme suit :

1°) *Les exploitations aurifères au nord-est de la Colonie comprenant :*
- les Mines d'Or de Kilo-Moto (K.-M.);
- la Société Minière de la Tele (Fo);
- la Société Minière de l'Aruwimi-Ituri (AI);
- la Société Minière de la Surongo (Sur);
- La Mincobel (Minc);
- la Sominor (Sr);
- la Somibi;
- la Somiba.

2°) *Les exploitations aurifères et stannifères de l'est de la Colonie comprenant :*

AU MANIEMA :
- la Symétain (Sy);
- la Cobelmin (Cb) (exploitant pour compte de ses commettants Belgikaor, Kinorétain, Miluba, Minerga, Belgikaétain, Arema et Sorekat);
- la Cololacs (Col);
- la Société Minière de Nyngwen;
- les colons : Mme Paye-Monjoie et MM. Lopes, Mackels.

AU KIVU :
- la M.G.L.;
- la Cominor (Co);
- le Comité National du Kivu (C.N.Ki.)

et au sud : la Simor et la Syluma (Syl).

AU RUANDA-URUNDI :
- la Somuki (Som);
- la Minétain (Min);
- la Minafor (Mina);
- la Mirudi (Mir);
- la Géoruanda (Geo);
- la Corem;
- et les colons : MMmes Marchal, Enthoven, Bisman, MM. Bervoets, Cardinael, Chantrenne, de Borchgrave, Dubois, Flament, Gengoux, Goethals, Henrion, Huberty, Lens, Loufs, Luyten, Marchal, Marti, Mibulera (Alhadeff), Ortmans, Pirotte, Ryckx, Steffens, Stinglhamber, van Ruymbeke.

3°) *Les exploitations stannifères de la Géomines (Géo) à Manono-Kitotolo.*

4°) *Les exploitations stannifères de la Sermikat (Ser) à Mitwaba.*

5°) *Les exploitations diamantifères et aurifères du groupe de la Forminière (Fo) au Kasaï.*

6°) *Les exploitations du groupe du cuivre au Katanga (U.M.H.-K. et sa filiale Sudkat).*

7°) *Les charbonnages de la Luena et de Greinerville..*

8°) *Les exploitations de minerai de manganèse par la Beceka Manganèse dans le Katanga.*

9°) *Les exploitations de roches bitumineuses par la Forminière dans le Bas-Congo.*

II. — REPARTITION DES EXPLOITATIONS MINIERES PAR PROVINCES ET PAR SUBSTANCES

Les exploitations minières en activité se répartissent comme suit, dans les différentes provinces :

Province du Kasaï

Concessionnaires	Situation dans la province	Production
Forminière	S.-O.	Diamant du Kasaï
E.K.L.	S.-O.	Diamant du Kasaï
Beceka Luebo	S.-O.	Diamant du Kasaï
Beceka	S.-E.	Diamant du Lubilash
Beceka	S.-E.	Au filonien

Province du Katanga

Concessionnaires	Situation dans la province	Production
U.M.H.-K.	S.	Cu - Co - Au - Ag - Zn - Cd
Salines de Nguba	S.	NaCl
Sud-Kat.	S.	MnO_2
Syluma	N.-E.	Au
Sorekat	N.-E.	Au
Géomines	Centre	SnO_2 - Ta_2O_5 - Nb_2O_5
Sermikat	Centre	SnO_2-Fonte, Ferro-Mang.
Luena	Centre	Charbon
Beceka Mn	S.-O.	MnO_2

Province du Kivu

Concessionnaires	Situation dans la province	Production
M.G.L. Nord	N.-E.	Au, Ta_2O_5, Nb_2O_5, WO_3
M.G.L. Centre	E.	SnO_2, mixtes : SnO_2-Ta_2O_5, SnO_2-WO_3
M.G.L. Sud	E.	SnO_2, Au, Bi, WO_3
C.N.Ki.	E.	SnO_2, Au
Symétain Nord	N.-O.	WO_3, SnO_2, Ta_2O_5, Monazite
Symétain Sud	Centre	Ta_2O_5, SnO_2, WO_3
Symor	S.-E.	Au
Arema	S.	SnO_2, mixtes : SnO_2-Cb
Belgikaor	N.-O. et S.-O.	Au, SnO_2, Mixtes : SnO_2-Ta_2O_5
Belgikaétain	S.-O.	SnO_2-WO_3
Kinorétain	Centre, S. et S.-O.	SnO_2, Mixtes : SnO_2-WO_3, SnO_2 - Ilménite, Au
Miluba	N.-O. et Centre	SnO_2, Au, mixtes : SnO_2-Ta_2O_5
Minerga	Centre	SnO_2 et mixtes : SnO_2-Ta_2O_5, SnO_2
Minière de Nyangwe	S.-E.	SnO_2
Cololacs	N.	SnO_2
Lopes	S.	Au - SnO_2
Mackels	Centre	SnO_2
Paye-Monjoie	S.-O.	Au

Province Orientale

Concessionnaires	Situation dans la province	Production
Kilo	E.	Au
Moto	E.	Au
C.N.Ki.	S.-E.	Au
M.G.L. Nord	E.	Au, WO_3, Ta_2O_5-Nb_2O_5
Cominor (Tele)	Centre	Au
Mincobel	N.-O.	Au - Diamant
Aruwimi-Ituri (Tele)	Centre	Au
Surongo	Centre	Au - Diamant
Somiba	S.-E.	Au, mixtes : SnO_2-Ta_2O_5
Somibi	N.-O.	Au
Sominor	N.-O.	Au - Diamant
Forminière (Tele)	Centre	Au - Diamant

Ruanda - Urundi

Concessionnaires	Situation dans la province	Production
Minétain	N.-E. Ruanda	SnO_2-Au-Ta_2O_5-Nb_2O_5-WO_3
Minafor	Nord Ruanda	Au-SnO_2-Ta_2O_5-Nb_2O_5
Mirudi	Centre Urundi	Au-SnO_2-mixtes : SnO_2-WO_3, SnO_2-Ta_2O_5-Nb_2O_5
Somuki	N. Ruanda et Urundi	SnO_2-Nb_2O_5 - Bastnaesite
Géoruanda	S.-E. Ruanda	SnO_2
Corem	Centre Ruanda	SnO_2 - WO_3
Dufrane	Nord Urundi	SnO_2
de l'Epine-Charrier	Ouest Ruanda	SnO_2
Chantrenne	S.-E. Ruanda	SnO_2-mixtes : SnO_2-TiO_2-SiO_2
van Ruymbeke	N.-O. Ruanda	WO_3
Huberty	E. Ruanda	SnO_2
Ortmans	N.-O. Ruanda	SnO_2
Alhadeff	N.-O. Ruanda	WO_3
Dubois	S.-E. Ruanda	SnO_2
Gengoux	Centre Ruanda	SnO_2
Goethals	N.-O. Ruanda	SnO_2-Ta_2O_5-Nb_2O_5
Mme Enthoven	Centre Ruanda	SnO_2
Flament	Centre Ruanda	SnO_2
Steffens	Ouest Ruanda	SnO_2
Loufs	S.-E. Ruanda	SnO_2
Luyten	S.-O. Ruanda	SnO_2
Lens	Nord Ruanda	SnO_2-WO_3
Stinglhamber	Nord Ruanda	WO_3
Mme Marchal	Nord Ruanda	WO_3
Bervoets	N.-O. Ruanda	WO_3
Cardinael	Centre Ruanda	SnO_2
de Borchgrave	Est Ruanda	SnO_2
Henrion	Ouest Ruanda	SnO_2, WO_3 - mixtes : SnO_2-WO_3
Marchal	N.-O. Ruanda	WO_3
Marti	Centre Ruanda	SnO_2
Pirotte	Centre Ruanda	SnO_2
Ryckx	Centre Ruanda	SnO_2

III. — APERÇU SUR LA PRODUCTION MINIERE DU CONGO BELGE ET DU RUANDA-URUNDI

En 1952, les mines du Congo belge et du Ruanda-Urundi ont produit les quantités suivantes de minerais et de métaux.

Productions minières en 1952

Substances	Unités	Province de						Total
		Léo.	Orient.	Kivu	Katanga	Kasaï	R.-U.	
Or fin	kg	3	8.695	2.112	228	40	122	11.470
Cuivre	tonnes	—	—	—	205.749	—	—	205.749
Diamants du Lubilash	carats	—	—	—	—	11.013.904	—	11.013.904
Diamants du Kasaï	carats	—	64	—	—	594.860	—	594.924
Cassitérite	tonnes	—	—	10.436	4.367	—	2.645	17.448
Etain contenu dans la cassitérite	»	—	—	7.728	3.076	—	1.930	12.734
Tant.-columbite (55 % X_2O_5)	»	—	6	—	69	—	30	105
Wolframite	»	—	—	164	—	—	466	630
Tungstène contenu d[s] la wolframite	»	—	—	84	—	—	240	324
Mixtes cassitérite-tantalo-columbite	»	—	54	1.195	—	—	27	1.276
Mixtes cassitérite-wolframite	»	—	—	913	—	—	5	918
Etain contenu dans les mixtes	»	—	36	1.226	—	—	20	1.282
Etain des fonderies(*)	»	—	—	—	2.809	—	—	2.809
Bastnaesite	»	—	—	—	—	—	214	214
Charbon	»	—	—	—	252.885	—	—	252.885
Cobalt granulé	»	—	—	—	3.321	—	—	3.321
Alliage cobaltifère	»	—	—	—	7.977	—	—	7.977
Cobalt métal contenu dans l'alliage cobaltifère	»	—	—	—	3.510	—	—	3.510
Concentrés de zinc crus	»	—	—	—	189.388	—	—	189.388
Concentrés de zinc grillés (prov. d'une partie des concentrés de zinc crus)	»	—	—	—	57.905	—	—	57.905
Zinc contenu	»	—	—	—	98.481	—	—	98.481
Cadmium	»	—	—	—	21	—	—	21
Argent	»	—	—	—	147	—	—	147
Sel	»	—	—	—	620	—	—	620
Minerai de manganèse	»	—	—	—	127.978	—	—	127.978
Manganèse contenu	»	—	—	—	63.989	—	—	63.989
Minerai de bismuth	kg	—	—	672	—	—	—	672
Bismuth contenu	»	—	—	470	—	—	—	470
Sables bitumineux (à 12 %)	tonnes	376	—	—	—	—	—	376
Calcaires bitumineux (à 14 %)	»	174	—	—	—	—	—	174
Monazite	»	—	—	14	—	—	—	14

(*) Cet étain ne doit pas être additionné à la production de cassitérite. Il provient d'une partie de celle-ci fondue sur place.

IV. — EVOLUTION DE LA PRODUCTION DES PRINCIPAUX MINERAIS

Par rapport à l'année précédente (1951) et par rapport à l'année 1938 que l'on peut considérer comme dernière année normale de la période précédant la deuxième guerre mondiale, la production minière du Congo belge et du Ruanda-Urundi a atteint les indices donnés au tableau ci-après :

1. — Tableau des indices de la production minière du Congo belge et du Ruanda - Urundi

Substances	Unités	Production en 1951	Production en 1952	Indice de la production en 52-51 = 100	Indice de la production en 52-38 = 100
Or fin	kg	11.470	10.958	104	78
Cuivre	tonnes	205.749	191.959	107	166
Diamants du Lubilash	carats	11.013.904	10.027.015	110	172
Diamants du Kasaï	»	594.924	537.740	111	74
Cassitérite	tonnes	17.448	17.572	99	127
Tantalo-columbite	»	105	96	109	70
Wolframite	»	630	396	159	10.500
Mixtes cassitérite-tantalo-columbite	»	1.276	1.179	108	—
Mixtes cassitérite-wolframite	»	918	549	167	—
Etain des fonderies	»	2.809	3.059	92	155
Charbon	»	252.885	217.900	116	606
Cobalt granulé	»	3.321	2.542	131	—
Alliage cobaltifère	»	7.977	7.498	106	543
Cobalt métal (*)	»	6.831	5.715	120	1.222
Concentrés de zinc crus (**)	»	189.388	172.216	110	1.689
Concentrés de zinc grillés	»	57.905	44.921	129	544
Cadmium	»	21	24	87	—
Argent	»	147	118	124	153
Minerai de manganèse	»	127.978	70.945	180	3.878
Minerai de bismuth	kg	672	322	209	—
Bastnaesite	tonnes	214	124	172	—

(*) Le cobalt métal est la somme du cobalt granulé et du cobalt métal contenu dans l'alliage cobaltifère.

(**) Il s'agit de la production totale de concentrés de zinc crus dont une partie est grillée sur place pour la fabrication d'acide sulfurique.

2. — Commentaires sur la production minière.

Les chiffres du tableau ci-dessus appellent les remarques suivantes :

A. — *Comparaison avec les chiffres de production de 1938.*

Le tableau des indices, particulièrement suggestif, montre comme les années précédentes :

a) Une augmentation particulièrement importante de la production du cobalt, du minerai de manganèse, du minerai de zinc, du minerai de wolfram et du charbon et une augmentation très importante de la production du cuivre, des diamants du Lubilash, de l'étain des fonderies et de l'argent. A part le diamant et les minerais de wolfram, tous ces produits proviennent du Katanga. Il convient de rappeler, comme il a déjà été fait au cours des années précédentes, que le développement continu de la production minière du Katanga a été rendu possible grâce aux facteurs suivants :

1) La présence de gisements primaires importants qui ont été et qui continuent à être méthodiquement inventoriés et systématiquement étudiés;

2) La création de sources d'énergie à bon marché, l'équipement technique très poussé des chantiers et des usines de traitement, l'amélioration des moyens de transport et la formation de la main-d'œuvre indigène. Les progrès obtenus, essentiels au développement économique et social de la contrée, ont pu être réalisés grâce aux capacités techniques et financières des puissantes sociétés qui y sont établies.

Le développement de la production minière dans le sud du Katanga s'accompagne du développement des industries métallurgiques et chimiques, qui assurent la valorisation sur place, toujours plus grande, des produits extraits.

b) Une augmentation moins importante de la production de cassitérite et une diminution de 22 % et de 26 % de la production de l'or et des diamants du Kasaï.

La cassitérite provient, en ordre principal, des régions de l'est ouvertes beaucoup plus tard que le Katanga à l'industrie des mines et où ne s'établissent que fort lentement les conditions favorables qui ont été créées dans cette dernière région. Les pre-

mières réalisations du Plan Décennal font entrevoir que des améliorations dans les domaines des transports, de l'énergie et de l'éducation de la main-d'œuvre se feront jour prochainement.

Pour l'or, qui est surtout extrait dans les régions du nord-est et de l'est, il faut ajouter que les conditions très défavorables du prix de vente ne sont pas modifiées, ce qui porte un coup très dur aux exploitations.

La chute de la production du diamant du Kasaï s'explique par des raisons de gisement.

B. — *Comparaison avec les chiffres de production de 1951.*

a) Cuivre.

Au cours de l'année 1952, la demande pour le cuivre a été très soutenue et les prix du marché ont atteint un niveau très élevé, surtout pendant le second semestre. Disposant d'énergie électrique en quantité suffisante, l'industrie du cuivre du Haut-Katanga a continué à développer ses installations, et a poussé la production au maximum. De ce fait, le chiffre de la production a pu dépasser le cap des 200.000 tonnes et s'établir à 205.749 tonnes, comprenant environ 3.580 tonnes de cuivre contenues dans l'alliage cobaltifère et le minerai de zinc exporté. Par rapport à l'année 1951, il y a une augmentation de la production de près de 14.000 t.

Le marché du cuivre restera, très vraisemblablement, encore assez favorable pendant l'année 1953 et on peut dès lors s'attendre soit au maintien soit à une légère augmentation de la production.

La production totale de cuivre, depuis l'origine atteint 4.089.347 tonnes. En 1952, l'exportation de cuivre du Congo Belge, sous forme de métal, a atteint plus de 204.000 tonnes.

b) Cassitérite et mixtes.

Pour l'ensemble du Congo Belge et du Ruanda-Urundi, la production de cassitérite, au cours de l'année 1952, s'est chiffrée à 17.448 tonnes contre 17.572 tonnes au cours de l'année 1951. La production de mixtes cassitérite-tantalo-columbite et de mixtes cassitérite-wolframite a atteint 2.194 tonnes en 1952 contre 1.728 tonnes en 1951. Il y a donc pour 1952, une augmentation de la production de cassitérite et de mixtes de 332 tonnes. Cette production, tout en constituant un record depuis 1946, est cependant restée encore nettement en dessous du plafond de 24.061 tonnes atteint au cours de l'année 1945.

Quand on étudie le détail des productions, on s'aperçoit que la production congolaise de cassitérite pure a légèrement fléchi, mais que par contre la production du Ruanda-Urundi est en légère augmentation. La chute de la production congolaise est encore imputable à la Géomines qui continue les travaux de mise au point de nouvelles méthodes d'exploitation.

Le volume exporté en 1952 pour le Congo Belge et le Ruanda-Urundi se monte, d'après les statistiques douanières, à 16.036 tonnes de minerai d'étain, 208 tonnes de minerai de tantale-niobium, 2 tonnes de tantalite, 854 tonnes de minerai de tungstène et 2.860 tonnes d'étain métal.

c) Alliage cobaltifère et cobalt granulé.

En 1952, la demande pour le cobalt métal, qui est surtout employé dans les aciers et alliages devant résister à de très hautes températures, s'est encore accrue. De ce fait, les cours ont été très soutenus et la production en a été stimulée. Le chiffre de production en 1952 a atteint un nouveau record de 6.831 tonnes de cobalt métal, dont 3.321 tonnes de cobalt granulé. Par rapport à l'année 1951, il y a une augmentation de production correspondant à 1.116 tonnes de cobalt métal.

La demande de ce produit continue à se développer et il faut s'attendre à une nouvelle augmentation de la production.

D'après les statistiques douanières, il a été exporté, en provenance du Congo Belge, 3.374 tonnes de cobalt granulé et 8.234 tonnes d'alliage blanc.

d) Concentrés de zinc crus et grillés.

Malgré une diminution très importante des prix dans le cours du second semestre de l'année, la production s'est encore accrue de près de 10 % par rapport à l'année 1951. Pour la fabrication d'acide sulfurique, une partie de ces concentrés de zinc crus a été grillée et a donné 57.905 tonnes de concentrés grillés à une teneur de 58,5 % de métal. Pour l'année 1951, la production de ces concentrés grillés avait été de 44.921 tonnes et la différence permet de juger de l'augmentation de la production d'acide sulfurique.

Le métal contenu dans les minerais extraits se chiffre à 98.948 tonnes.

D'après les statistiques douanières, il a été exporté du Congo Belge, au cours de l'année 1952, 92.186 tonnes de concentrés crus de minerai de zinc et 46.842 tonnes de concentrés grillés. Une grosse partie de ces exportations a servi à approvisionner les usines belges fabriquant du zinc.

Une partie de la production a été mise en réserve pour constituer un stock de départ pour l'usine de Métalkat.

Les travaux de construction de cette usine qui doit produire du zinc électrolytique ont été poursuivis normalement et, au mois de mai 1953, les premiers essais de fabrication ont débuté.

e) Or.

Continuant le mouvement amorcé en 1948, la production aurifère continue à s'accroître légèrement et a atteint en 1952 le total de 11.348 kg d'or fin contre 10.958 kg d'or fin en 1951. Malgré cet accroissement, on reste encore nettement en dessous de la production maximum de 19.591 kg d'or brut, obtenue en 1941.

La situation des sociétés minières produisant de l'or ne s'est pas améliorée, mais plutôt aggravée au cours de l'année 1952. En effet le prix de vente légal de l'or est resté fixé à $ 35 l'once, tandis que certains éléments du prix de revient, tel le coût de l'homme-jour par exemple, ont continué à augmenter.

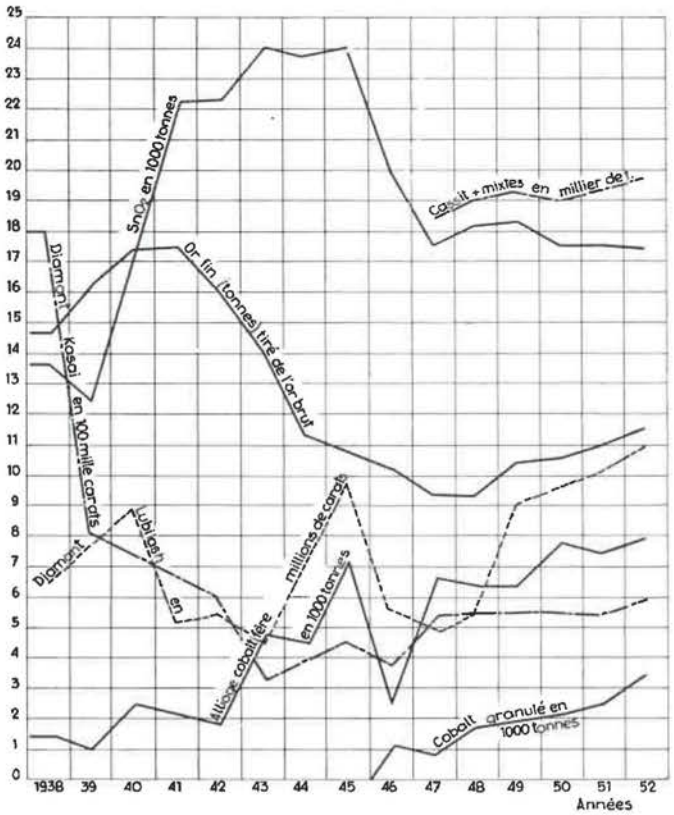


Fig. 1.

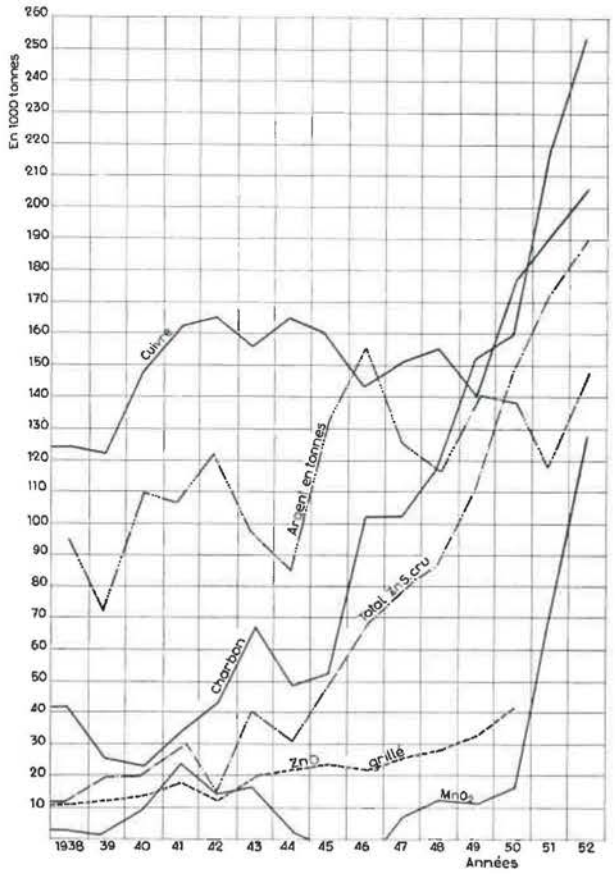


Fig. 2.

Comme en 1951, 60 % de la production aurifère ont été vendus par Congor sur le marché libre. La prime résultant de ces ventes a été moins élevée qu'au cours de l'année 1951, par suite d'une diminution des cours de l'or sur ce marché libre.

Il reste toujours hasardeux de vouloir émettre le moindre pronostic sur l'évolution du marché officiel de l'or. Tant que les prix de vente restent aussi défavorables, il ne faut pas s'attendre à une augmentation importante de la production.

f) Diamants du Lubilash (presque totalement diamants industriels).

La production de l'année 1952 est en augmentation de 10 % sur celle de l'année 1951 et a atteint un nouveau maximum de 11.013.904 carats. Comme l'an passé, la production a été stimulée par une forte demande et par des prix fermes. Si ces conditions perdurent, on peut encore s'attendre à une augmentation de la production en 1953.

D'après les statistiques douanières, il a été exporté en 1952, 10.982.112 carats de diamants du Lubilash.

g) Diamants du Kasaï (en majorité diamant de joaillerie).

Contrairement à ce qui se passait les années précédentes, la production de 1952 est en augmentation et est supérieure de 11 % à la production de 1951, tout en restant nettement en dessous du plafond de 804.005 carats (chiffre rectifié) atteint en 1938. La production a été stimulée par une demande satisfaisante dans la première partie de l'année.

D'après les statistiques douanières, il a été exporté du Congo, en 1952, un total de 530.167 carats de diamants du Kasaï.

h) Minerai de manganèse.

La production qui provient des exploitations de la Beceka-Manganèse et de la Sudkat est en forte augmentation sur la production réalisée en 1951, avec 127.978 tonnes contre 70.945 tonnes. La demande de minerai est restée très soutenue et les difficultés d'évacuation, tout en freinant encore le développement de la production, se sont cependant atténuées tant sur le Bengwéla Railway qu'au port de Lobito. Si cette situation perdure, on peut encore s'attendre à une augmentation de la production.

D'après les statistiques douanières, 127.426 tonnes de minerai de manganèse ont été exportées du Congo en 1952.

i) Charbon.

La production de charbon a atteint le total de 252.885 tonnes contre 217.900 tonnes en 1951. C'est la production la plus élevée, réalisée à ce jour au Congo Belge. Le charbon provient en grande partie des bassins de la Luena et de Kisulu; une petite production a été réalisée vers la fin de l'année, au charbonnage de Greinerville. Comme la demande de charbon s'amplifie, on peut encore s'attendre à un développement de la production.

Les charbons de Greinerville continuent à faire l'objet d'une étude en vue de la création d'une industrie chimique des carburants synthétiques.

j) Etain de fonderies.

Il s'agit de la partie de la production de cassitérite extraite au Congo Belge et au Ruanda-Urundi, qui est traitée à la fonderie de Manono appartenant à la Géomines. La plus grande partie de la cassitérite extraite au Congo Belge et au Ruanda-Urundi est encore envoyée au dehors et surtout en Belgique, pour y subir les opérations de raffinage.

k) Argent.

La production de l'année 1952 s'est élevée à 147 tonnes, en augmentation de 29 tonnes sur la production de 1951.

L'argent du Congo Belge provient en grande partie du cuivre extrait à la mine de Kipushi. Il est exporté dans le cuivre U.M.P.C. de l'Union Minière et récupéré en Belgique aux usines d'Oolen. On récupère également un peu d'argent dans divers minerais aurifères.

l) Minerai de tungstène (wolframite et mixtes, cassitérite-wolframite).

La forte demande pour le tungstène, les prix de réalisation intéressants qui en sont résultés et la mise en valeur de nouveaux gisements, spécialement dans le Ruanda-Urundi, ont amené un développement important de la production. Le volume de cette production, compté en tungstène métal, est passé de 183 tonnes en 1950, à 347 tonnes en 1951 et 454 tonnes en 1952. Dans ce dernier chiffre, la production du Ruanda-Urundi intervient pour près de la moitié. Comme la demande se maintient, il faut encore s'attendre à un développement de l'extraction.

m) Cadmium.

La production de cadmium a atteint 20.506 kg en 1952, en diminution de 3.810 kg par rapport à 1951. Le cadmium accompagne le minerai de zinc et on le récupère dans les fumées de l'usine de Lubumbashi. Les poussières de ces fumées, outre le cadmium, contiennent du plomb et du zinc. Elles sont, en grande partie, stockées en attendant les installations qui doivent les traiter. Lorsque les installations connexes de la Métalkat seront en fonctionnement, on peut s'attendre à un développement important de la production de cadmium.

D'après les statistiques douanières, il a été exporté en 1952, un poids de 19.550 kg de cadmium.

n) Bastnaesite.

Il s'agit d'un minerai riche en cérium. Les débouchés pour ce produit, spécialement sous forme d'addition pour améliorer la qualité de certains aciers, se développent. De ce fait, la production a pu s'accroître et a atteint, en 1952, 214 tonnes contre 124 tonnes en 1951. Il faut s'attendre dans l'avenir à de nouveaux accroissements de la production.

o) Sel.

Le Katanga possède plusieurs sources d'eaux salées, dont l'exploitation se fait toujours par des moyens fort rudimentaires. En 1952, la production des salines de Nugba a été de 620 tonnes.

p) Roches bitumineuses.

Des gisements très importants existent dans le Bas-Congo, sous forme de calcaires ou de sables bitumineux. En 1952, il a été extrait de ces gisements 174 tonnes de calcaires à 14 % de bitume et 376 tonnes de sables à 12 % de bitume. Les produits extraits ont servi à faire des essais de revêtement sur des tronçons de routes. On vient d'entamer la construction d'une usine qui, dans le courant de l'année 1954, permettra la production de bitume pur et d'autres produits de qualité.

V. — COURS DES METAUX

Si l'année 1951 vit un certain déséquilibre entre la production et la consommation des métaux non ferreux, par contre au cours de l'année 1952 se manifeste une normalisation des possibilités d'approvisionnement. Cette normalisation est due notamment à une diminution de la consommation résultant de l'étalement de programmes d'armement, à une réduction des achats pour les stocks stratégiques et à un certain ralentissement de la demande du secteur civil.

Les cours des principaux métaux produits dans la Colonie se sont maintenus à des taux élevés. Par contre, dès mai 1952, on assiste à une baisse des cours du zinc et du plomb.

Examinons quelles furent, pendant l'année écoulée, les variations des cours des métaux produits au Congo Belge.

a) Or.

Le cours officiel de l'or résultant des accords de Bretton Wood reste fixé à § 35 l'once, correspondant à un prix d'achat de F 56,065 le gramme.

Sur les marchés libres, dont beaucoup de cours s'alignent sur les prix de Tanger, les fluctuations ont été peu accentuées. Le prix à Tanger est d'ailleurs passé de $ 38,80 l'once au début de l'année à $ 37,45 en fin d'année, avec un minimum de $ 36,80 à la fin du mois de novembre 1952.

Ces prix du marché libre se rapprochent d'ailleurs des cours officiels, en raison des apports importants des pays producteurs, comme suite à la décision prise par le Fonds Monétaire International de tolérer les ventes avec primes.

b) Cuivre.

Le cours du cuivre s'est maintenu ferme au cours du premier semestre 1952, par suite de l'insuffisance de la production mondiale vis-à-vis des besoins de

la consommation et des nécessités des stocks stratégiques. Le prix à l'importation était resté fixé à New York à un plafond de 27,5 ct la lb.

La dénonciation des accords entre les Etats-Unis et le Chili, qui refusa de poursuivre la vente de sa production à ce prix plafond, entraîna une hausse des cours. Le cuivre passa en juin de 27,5 ct à un cours moyen de 34,90 ct.

Sur le marché intérieur belge, le prix passe de F 31,45 en juin à F 36,45 puis monta en juillet à F 38,10, pour redescendre fin novembre à F 37,77.

Au cours du deuxième semestre se manifeste une amélioration des conditions de l'offre, qui amènera d'ailleurs la Conférence Internationale des Matières Premières à cesser ses allocations trimestrielles à partir du 15 février 1953.

c) **Etain.**

L'étain, qui était descendu à 103 ct la lb au cours des derniers mois de l'année 1951, par suite de la pléthore du métal sur le marché, est remonté à 121,50 ct en janvier, et s'est maintenu pratiquement à ce niveau pendant toute l'année 1952.

Cette hausse résulte d'une décision des Autorités Américaines, en vue de reprendre les achats pour le stock stratégique. Elle entraîna les Etats-Unis d'Amérique à conclure trois accords, dont un avec les producteurs d'étain du Congo Belge et du Ruanda-Urundi, qui se sont engagés à livrer en 24 mois, à partir d'avril 1952, de 14.000 à 18.000 t d'étain.

d) **Wolfram.**

Le wolfram, eu égard à la pénurie de minerai, s'est maintenu à 485 sh par unité longue pendant la quasi totalité du premier semestre.

Toutefois, les conditions du marché s'améliorant, par suite notamment des apports de la Corée du Sud, les cours sont descendus progressivement jusqu'à 370 sh.

La production ayant augmenté de près de 50 % pendant les 18 derniers mois, la Conférence Internationale des Matières Premières a annoncé la suppression des allocations de tungstène.

e) **Cobalt.**

Le marché est demeuré ferme et le cobalt se maintient depuis octobre 1951 à $ 2,40 la lb. Les conditions de fourniture sur le marché s'améliorent néanmoins, et depuis fin 1952, la production de cobalt n'est plus soumise à répartition.

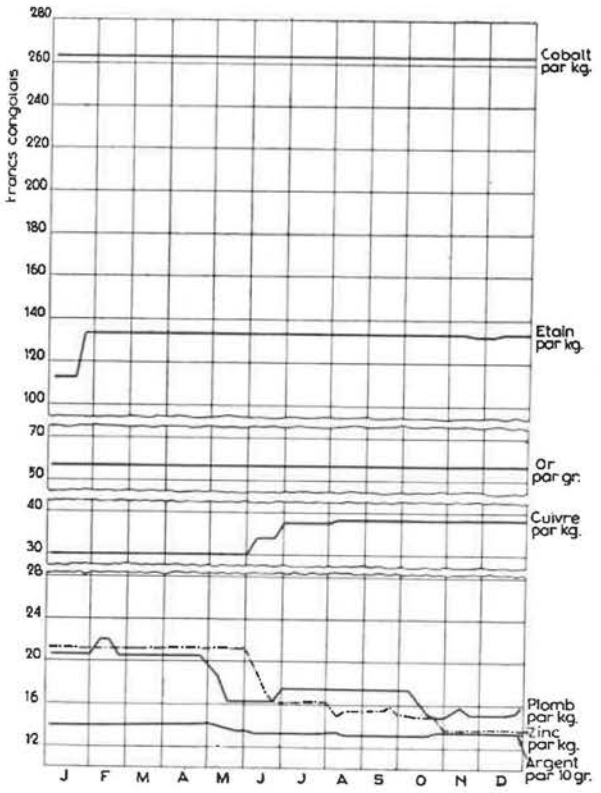


Fig. 3. — Cours des métaux en 1952. — Marché de New York.

f) **Cadmium.**

Le marché du cadmium est resté faible, et les prix de réalisation sont passés de F 280 le kg au cours du premier trimestre à F 170. au cours du quatrième trimestre.

g) **Zinc.**

Le cours du zinc, qui s'était maintenu à 19,5 ct la lb pendant les 5 premiers mois de l'année, est descendu graduellement jusqu'à 12,50 ct en novembre, par suite d'une offre plus abondante sur le marché, dépassant les besoins du secteur civil et des stocks stratégiques.

h) **Plomb.**

Le cours du plomb est descendu de même, à la fin du mois d'avril, de 19 ct la lb jusqu'à 14,75 ct à la fin de décembre.

Ici encore, les disponibilités en plomb sont abondantes, par suite du ralentissement de la demande.

i) **Argent.**

Les marchés ont été généralement stables et les cours ont peu varié.

VI. — VALEUR DE LA PRODUCTION MINIERE

Les valeurs données dans le tableau ci-après sont les valeurs de réalisation obtenues, pour les produits exportés, en multipliant le cours moyen des métaux et minerais, pendant l'année 1952, par le poids de la production. Pour ces produits exportés, il est à remarquer que la valeur de réalisation est différente de la valeur douanière, cette dernière étant égale à la valeur de réalisation moins les frais exposés pour le transport, la manutention et l'assurance des produits depuis la frontière jusqu'au lieu d'utilisation. La différence entre ces deux valeurs est surtout sensible dans le cas de produits représentant une faible valeur à la tonne, tels le minerai de manganèse et le minerai de zinc par exemple.

Pour les produits utilisés dans le pays, comme le charbon, le sel et le bitume, nous avons établi un prix départ mine, compte tenu de la qualité des produits. Pour les diamants, le cours choisi est fort approximatif et tient compte du fait que les diamants de joaillerie extraits au Kasaï, sont de dimensions assez petites.

1. — Valeur des productions minières du Congo belge en 1952

Produits	Unités	Productions (**)	Teneurs moyennes en % (*)	Prix unitaires en F	Valeurs totales en milliers de F
Cuivre	tonnes	201.167	100	35.237	7.088.522
Etain (minerai)	»	14.803	73	95.000	1.406.285
Cobalt granulé	»	3.321	100	264.900	879.733
Alliage cobaltifère	»	7.977	Co 44 Cu 9,6	92.000	733.884
Or fin	kg	11.348	100	61.200	694.498
Zinc (minerai)	tonnes	189.388	52	5.800	1.098.450
Diamants du Kasaï	carats	594.924	100	223	132.668
Diamants du Lubilash	»	11.013.904	100	61	671.848
Argent	kg	147.034	100	1.390	204.377
Charbon	tonnes	252.885	100	360	91.039
Manganèse (minerai)	»	127.978	50	2.830	362.178
Cadmium	kg	20.506	100	226,30	4.641
Tantalo-columbite	tonnes	75,3	55 de X_2O_5	139.785	10.526
Mixte cassit.-tantalo-columbite	»	1.249	9 % des pentoxydes combinés à 55 % et 91 % de SnO_2 à 73 % de Sn	99.000	123.651
Wolframite	»	164	65 % de WO_3 soit 51,55 % W	200.900	32.948
Mixtes cassitérite-wolframite	»	913	33 % de minerai de WO_3 à 65 % d'acide tungstique et 66 % de SnO_2 à 73 % de Sn	129.000	117.777
Etain des fonderies (plus value) (***)	»	2.809	100	2.465	6.924
Sables bitumineux	»	376	12	400	150
Calcaires bitumineux	»	174	14	400	70
Sel	»	620	100	1.700	1.054
Bismuth (minerai)	kg	672	70	140	94
Monazite	tonnes	14	—	20.000	280
					13.661.597

(*) Valeur approximative.

(**) La production totale de cuivre atteint 205.749 t. Dans le chiffre de 201.167 t ne sont pas compris les tonnages de cuivre récupérables dans l'alliage blanc, les boues cuivreuses et les concentrés de zinc expédiés.

(***) Il s'agit d'étain provenant d'une partie de la cassitérite mentionnée plus haut.

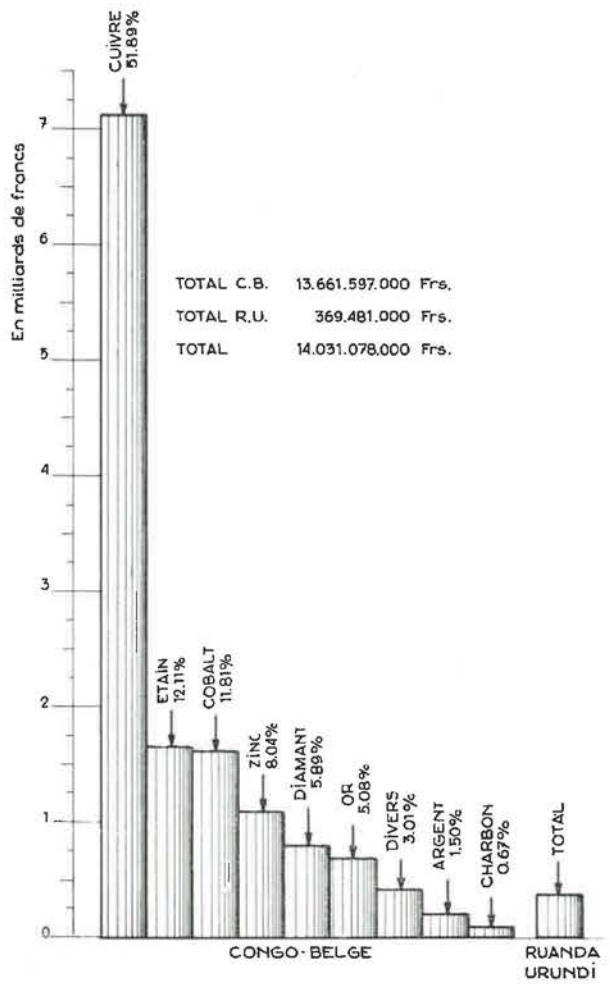


Fig. 4. — Valeur de la production minière en 1952.

On voit à la lecture du tableau et du diagramme figure 4 que la valeur de la production minière du Congo Belge en 1952 est en augmentation de près de 2.219 millions de francs sur la production minière de 1951. Cet accroissement substantiel est dû, d'une part, à l'augmentation presque générale du volume de la production et, d'autre part, à une augmentation des prix de vente pour certains produits principaux.

Par rapport à 1948, où la valeur de réalisation de la production minière s'établissait à 6.392 millions, il y a une augmentation de 7.271 millions ou 112 %.

Le principal produit minier extrait reste le cuivre, dont la valeur de réalisation, au cours de l'année 1952, a atteint plus de 7.088 millions de francs, ce qui représente près de 52 % de la valeur totale des produits miniers extraits.

La valeur de la production de minerai d'étain et de mixtes en 1952 est d'environ 100 millions de francs inférieure à la valeur correspondante de l'année 1951. Cette diminution est due uniquement à une diminution du prix de vente de la cassitérite. Pour l'année 1952, la valeur de la production de cassitérite et de mixtes ne représente plus que 12,1 % de la valeur totale de la production minière, contre 15,3 % en 1951.

La valeur de la production de cobalt est en augmentation de plus de 400 millions de francs sur les chiffres correspondants de 1951. Elle résulte à la fois de l'accroissement du volume de la production et de l'augmentation du prix de vente. L'importance du cobalt grandit d'année en année et il est à prévoir qu'il occupera rapidement le second rang parmi les productions minières congolaises.

Le zinc est également un produit minier, dont l'importance a grandi très rapidement dans l'économie minière congolaise. La valeur de réalisation de ce minerai en 1952 est plus de 6 fois supérieure à la valeur correspondante de 1948.

Au point de vue valeur de réalisation, l'importance de la production de l'or congolais, dont le prix de vente est fixé à un taux très bas, continue à diminuer d'année en année. Cette production n'occupe plus que le sixième rang dans l'échelle des valeurs, la production diamantifère étant passée au cinquième rang.

2. — Valeur de la production minière du Ruanda - Urundi en 1952

Produits	Unités	Productions	Prix unitaires en F	Valeurs totales en milliers de F
Or fin	kg	122	61.200	7.466
Etain (minerai)	tonnes	2.645	95.000	251.275
Mixtes cassit.-tantalo-columbite.	»	27	133.250	3.598
Mixtes cassitérite-wolframite	»	5	153.800	769
Tantalo-columbite	»	30	139.785	4.194
Wolframite	»	466	200.900	93.619
Bastnaesite	»	214	40.000	8.560
				369.481

A l'examen des chiffres du tableau ci-dessus, on s'aperçoit qu'au Ruanda-Urundi la valeur de la production minière de l'année 1952 est en augmentation d'environ 15 millions de francs sur la valeur correspondante de 1951. La production de l'or a continué à diminuer et l'augmentation de la production de cassitérite n'a pas atteint 1,5 %. Par contre, la production de wolframite et de bastnaesite continue à progresser très sérieusement. De 1948 à 1952, la valeur de la production minière du Ruanda-Urundi est passée de 160.016.000 F à 369.481.000 F, soit une augmentation de plus de 130 %.

VII. — SITUATION DES EXPLOITATIONS

a) Exploitations aurifères du nord-est de la Colonie.

L'année 1952 a vu se poursuivre le développement des exploitations aurifères en roches dures. Par rapport à la production totale, le pourcentage de production d'or provenant des gisements primaires se situe à plus de 51 %, contre 44 % en 1951 et 35 % en 1949. Comme je l'ai déjà signalé au cours des années précédentes, cette évolution est rendue nécessaire par l'épuisement progressif des gisements détritiques et par la nécessité d'arrêter l'exploitation des gisements à teneurs trop basses.

Cette évolution a comme corollaires le développement de la consommation d'énergie et la multiplication des usines de broyage et de traitement du minerai. C'est ce qui a amené la Société des Mines d'Or de Kilo-Moto à entreprendre des travaux très importants d'établissement de lignes électriques haute tension et d'accroissement de la puissance installée à sa centrale de Budana, afin de pouvoir fournir l'énergie nécessaire à ses exploitations en gîtes primaires.

Dans le Maniema, les recherches en gîtes primaires de Namoya ont donné de bons résultats et il va falloir passer à la construction d'une centrale hydro-électrique et d'une usine à grande capacité pour le traitement du minerai.

Les méthodes d'exploitation dans les gisements détritiques ont peu changé. Il y a lieu d'attirer l'attention cependant sur les hauts rendements et les prix de revient intéressants que l'on obtient par l'abattage au monitor et le transport à l'éjecteur hydraulique. Ces solutions sont possibles lorsqu'on peut disposer d'eau sous pression et en grande quantité.

Pour la récupération de l'or provenant des gisements détritiques, le sluice reste l'appareil employé presque partout. Vu sa grande densité, l'or lorsqu'il est libéré est aisément récupérable par alluvionnement et les pertes au sluice restent, sauf cas particuliers, assez faibles.

Les exploitations en gîtes primaires vont en se développant, tant en carrières qu'en souterrains. Au sujet de ces gîtes primaires, il paraît utile d'attirer l'attention sur un point. Jusqu'à présent, on a surtout recherché les gîtes primaires d'or dans les filons quartzeux. Il s'avère cependant, au moins pour certaines régions, que les gîtes intéressants peuvent se trouver, non pas dans les filons quartzeux, mais dans les schistes silicifiés. Ces schistes silicifiés se présentent souvent en masses relativement peu minéralisées, mais présentant des cheminées d'enrichissement, affleurant sous forme de lentilles, dont les dimensions peuvent aller de 10 à 15 mètres. Les teneurs dans ces lentilles peuvent quelquefois être très fortes et dépasser 500 g/m³ en certains points. L'enrichissement local de la teneur des schistes silicifiés paraît être lié à un phénomène d'albitisation. Une étude soignée des éluvions est nécessaire pour la découverte des affleurements de ces lentilles.

L'exploitation des gîtes primaires n'est économiquement possible que si l'on peut y affecter des moyens mécaniques suffisants. L'attention a déjà été attirée sur les particularités du problème de la mécanisation en Afrique Centrale. Sans reprendre tout le sujet, il est bon de répéter que les engins importants doivent être utilisés pendant le maximum d'heures possible, sinon l'incidence de la mécanisation sur le prix de revient devient prohibitive.

b) Exploitations stannifères du Maniéma et du Ruanda - Urundi.

Ces exploitations se font encore, en majeure partie, dans les gisements détritiques alluvionnaires et éluvionnaires, la proportion des éluvions mises en valeur s'accroissant progressivement. Les chantiers ouverts dans les gîtes primaires se développent en nombre et en importance, au Congo Belge, mais surtout au Ruanda-Urundi. En 1952, 9 % de la production en cassitérite ont été faits en gîtes primaires, contre 7 % en 1951. Ce développement est beaucoup moins rapide que pour l'or, car les gisements détritiques sont encore fort importants.

Beaucoup d'exploitations stannifères traitant les alluvions et les éluvions sont encore peu mécanisées. Pour de tels gisements, lorsqu'ils sont de peu d'importance et fort dispersés, il est difficile de développer la mécanisation, sauf lorsque l'abattage au monitor et le transport hydraulique sont possibles.

Le développement de la mécanisation postulait d'ailleurs la consommation d'une énergie fournie en quantité suffisante et à bon marché. Dans le Maniéma, un effort important est fait par les sociétés Symétain et Cobelmin pour résoudre ce problème de l'énergie. En 1952, la société Symétain a porté la puissance installée de ses deux centrales hydro-électriques à 7.000 CV, tandis que la Cobelmin réalise ou étudie l'installation de cinq centrales hydro-électriques. Les résultats de cette politique de l'énergie sont déjà très importants à la Symétain.

Pour le Ruanda-Urundi et une partie du Kivu, on attend toujours la construction de la première centrale hydro-électrique de la Ruzizi, dont les travaux n'ont cependant pas encore débuté.

Dans les gisements, la cassitérite est souvent accompagnée de minéraux accessoires tels que tantalo-columbite, wolfram, ilménite, monazite, zircon, grenat, béryl, limonite, etc. Certains minerais qui se vendent actuellement très bien, tels la tantalo-columbite et le minerai de wolfram, sont soigneusement récupérés. Le béryl, dont le prix de vente s'est sérieusement amélioré, mérite d'être aussi récupéré. Des installations métallurgiques permettraient, très vraisemblablement, de valoriser d'autres minerais, tels l'ilménite et la monazite par exemple. Ce problème de la valorisation des minerais accompagnateurs mérite d'être étudié dès à présent, afin de pouvoir passer aux réalisations dès que l'on disposera sur place d'énergie électrique en abondance et à bon marché.

Le sluice est encore très utilisé pour le traitement du gravier stannifère, quoique les laveries fixes se développent en nombre. Par suite d'une densité plus faible que celle de l'or, la récupéra-

tion de la cassitérite est souvent plus malaisée que celle de l'or libre. Aussi, afin de diminuer les pertes, les exploitations du Maniéma ont multiplié les sluices à courants-porteurs. Il est regrettable que cette pratique ne soit pas encore généralisée dans les régions où l'on dispose d'eau en quantité suffisante. Pour la récupération de la fine cassitérite, la table à secousses se rencontre assez fréquemment en queue de l'installation de lavage et cet engin s'avère en général très bien payant. Dans les régions pauvres en eau, l'emploi des pans rotatifs et surtout des pans american jigs continue à se répandre.

c) Exploitations stannifères de Manono-Kitotolo (Géomines).

Tout en faisant la plus grande partie de sa production dans les éluvions et les roches altérées, la Géomines continue ses travaux de mise au point de l'exploitation des roches dures.

Les études pour l'augmentation de la puissance de la centrale hydro-électrique de Piana étant terminées, les travaux viennent de débuter pour augmenter la puissance installée à cette centrale. On s'attend pour 1955 à la mise en service des nouvelles turbines. La ligne haute tension est en voie de transformation pour le transport de l'énergie à 120.000 volts.

d) Groupe du cuivre.

En 1952, l'Union Minière du Haut-Katanga a vigoureusement poursuivi le gros effort, en cours depuis plusieurs années, pour le développement de ses installations et de sa production.

Pendant l'année sous revue, les travaux suivants ont été exécutés :

a) Les travaux d'approfondissement des puits de la mine Prince Léopold à Kipushi ont débuté sous le niveau de 500 m, tandis que les travaux souterrains préparatoires se poursuivent à la mine de Kambove ouest.

b) Aux concentrateurs de la Mine Prince Léopold et de Kolwezi, des travaux sont en voie d'achèvement ou en cours pour l'augmentation de la capacité de broyage.

c) A l'usine de Lubumbashi, un deuxième convertisseur a été mis en service, tandis que la capacité de production du cobalt granulé à l'usine de lixiviation de Shituru a été augmentée.

d) A la fonderie électrique, fabriquant de l'alliage cobaltifère à Panda, un nouveau four triphasé de 2.160 kVA a été mis en service, ainsi qu'un four de préaffinage provenant de Lubumbashi.

e) A Kakontwe les installations de fabrication de la chaux ont été modernisées et un four rotatif installé. La capacité de production atteint plus de 100.000 tonnes de chaux par an.

f) Les travaux de construction de la centrale hydro-électrique Delcommune à N'Zilo ont été terminés et un premier groupe turbo-alternateur de 30.000 kVA a été mis en marche le 15 décembre 1952. Lorsque les quatre groupes de la centrale de N'Zilo seront installés, l'Union Minière disposera dans ses trois centrales hydro-électriques, d'une puissance de 230.700 kVA pouvant produire 1.100 millions de kWh en année moyenne.

g) Les travaux pour l'installation d'une autre centrale hydro-électrique sur le Lualaba, en aval de N'Zilo, ont débuté. Cette centrale, qui pourra normalement commencer à fonctionner en 1957, aura une puissance installée de 280.000 kVA et pourra produire annuellement 1.400 millions de kWh.

h) Pour le compte de Metalkat, les travaux de construction de l'usine devant fabriquer du zinc électrolytique à Kolwezi ont été poursuivis et terminés au mois de mai 1953.

Les travaux entrepris pour le compte de la société « Ciments Métallurgiques de Jadotville » ont été poursuivis et l'usine a commencé à fonctionner au second trimestre de l'année 1953.

e) Charbonnage de la Luena.

La production du gisement de Kisulu, qui est équipé d'une façon très moderne, s'est développée fortement et dépasse maintenant en importance la production du gisement de Luena. Comme la demande locale de charbon s'amplifie, il a été décidé de moderniser l'exploitation du gisement Luena qui sera équipé également d'une grosse dragline pour l'enlèvement du stérile.

f) Exploitations diamantifères du Kasaï.

Aucun changement important n'est à signaler dans les exploitations du secteur de Tshikapa où l'on a cependant étudié la rentabilité du retraitement de certains tailings et la récupération des très petits diamants.

Dans le secteur de Bakwanga, on a achevé les travaux de construction d'une installation devant traiter les concentrés diamantifères par la méthode de sink and float. Cette installation a été mise en service et traite les concentrés à partir de 1 mm. Des essais ont été effectués pour l'utilisation du séparateur électro-statique, mais ils ont dû être abandonnés.

La mécanisation des travaux d'enlèvement du stérile et du gravier et du transport du gravier a encore été développée. Le nombre de pelles mécaniques a été porté à 13 et le nombre de turna-pulls à 14. Une dragline, 7 tourna-dozers, 5 tourna-rockers et 42 camions lourds sont maintenant en service.

Les travaux de construction de la nouvelle centrale hydro-électrique de Tshala ont été menés à bonne fin, et au mois de décembre, le premier groupe turbo-alternateur d'une puissance de 2.500 CV a été mis en marche. La mise en marche de cette centrale va permettre de pousser l'électrification des chantiers et le matériel à moteur Diesel devra progressivement faire place à du matériel électrique.

g) Exploitations de la société Bécéka-Manganèse.

Cette exploitation qui n'a débuté qu'en 1950, s'est encore fortement développée en 1952. Les travaux se font en carrière à ciel ouvert, avec uti-

lisation de pelles mécaniques pour l'enlèvement des produits et transport par benne Euclid jusqu'au quai de chargement en wagons. C'est la capacité d'évacuation par chemin de fer qui n'a pas permis un développement plus important de la production.

Une usine est à l'étude pour la concentration du minerai et il est à prévoir que l'on pourra rapidement passer à sa réalisation.

Un syndicat a été créé pour la fabrication des ferro-alliages et tout particulièrement du ferro-manganèse.

h) Asphaltes du Bas-Congo.

On a continué l'étude du gisement et l'exploitation, à petite échelle, des calcaires et des sables bitumineux. La décision a été prise de construire une usine de traitement des sables bitumineux, afin d'en extraire le bitume pur. Cette usine pourra vraisemblablement commencer à fonctionner dans le courant de l'année 1954.

i) Recherches pour cuivre et accompagnateurs dans le Moyen-Congo.

Ces recherches, qui ont débuté il y a plusieurs années, ont été activement poursuivies dans les régions au sud et au sud-ouest de Léopoldville.

Le gisement est étudié par sondages. Des travaux de recherches superficielles par carrières et par galeries souterraines ont été poursuivis.

CHAPITRE II.

USINES DE TRAITEMENT

A. — OR

Les mines de Kilo comptent sept usines de traitement, une petite usine de traitement supplémentaire ayant été mise en activité en 1952. Aucun changement important n'est intervenu au cours de l'année sous revue dans le mode de travail et d'alimentation de ces usines.

Ces usines sont alimentées en énergie par trois centrales hydro-électriques établies sur la rivière Shari.

Les Mines de Moto comptent neuf usines de traitement.

Le tronçon de Baku-Zani de la ligne haute tension est terminé, le tronçon Mongwalu-Baku est presque terminé et les travaux sont commencés pour le montage du tronçon Baku-Watsa-Durba. L'usine de broyage suivie de cyanuration à Zani est en cours de montage et commencera à fonctionner dans le courant de l'année 1953.

Signalons la mise en activité d'une nouvelle usine à Kalimva, montée avec un ball mill et qui remplace l'ancienne installation fonctionnant avec moulins chiliens.

La construction de deux cellules de cyanuration a été commencé à l'usine de Durba. Cette cyanuration fonctionnera probablement fin 1953.

Minière Tele : Les usines de la Minière de la Tele sont au nombre de six contre cinq en 1951. La plus importante, qui a été mise en activité au cours de l'année sous revue, comprend trois compartiments de broyage. Elle est alimentée en énergie électrique par une machine à vapeur horizontale desservie par des chaudières chauffées au bois. La capacité d'une des autres usines importantes a été triplée.

Mincobel : Aucun changement important n'a été apporté à l'usine de broyage et de traitement de la Société Mincobel au cours de l'année sous revue.

M.G.L. Sud : L'usine de broyage et de traitement de la M.G.L. Sud à Mobale récupère la plus grande partie de l'or directement par amalgamation; la partie restante est comprise dans les concentrés qui sont actuellement traités par cyanuration. L'énergie nécessaire est fournie par une petite centrale hydro-électrique.

Cobelmin : Il existe une usine pilote de broyage et d'amalgamation à Namoya. Les études pour une nouvelle usine sont en cours.

Sorekat : L'usine de traitement définitive est en cours d'installation et sera mise en service dans le courant de 1953.

B. — CASSITERITE

Durant ces dernières années, des locomotives chauffées au bois ou des moteurs diesel ont été utilisés pour la fourniture de l'énergie nécessaire aux petites installations de broyage et de traitement du minerai dur provenant de certaines exploitations filoniennes ou éluvionnaires. Mais ces sources d'énergie coûtent cher et on tend à les remplacer, partout où c'est possible, par l'énergie d'origine hydro-électrique.

Pour le traitement des minerais mixtes, on a fortement développé l'utilisation du séparateur électro-magnétique.

La société *Somuki* dispose d'une petite usine de broyage. Elle est actionnée par moteurs diesel.

La *Minétain*, la *Géoruanda* et l'un ou l'autre colon minier du Ruanda ont mis en service des sections de broyage et des laveries, d'importance fort variable, actionnées par moteurs diesel ou desservies en énergie électrique à partir de moteurs diesel.

La *M.G.L.* Sud, à Nzombe, dispose d'une usine actionnée par un groupe électrogène.

La *M.G.L. Centre* recourt à une petite usine de broyage et de triage des mixtes.

A la *M.G.L. Nord*, une petite usine d'essai a été installée à Lubesa.

A la *Cobelmin*, aucun changement important n'a été apporté à l'usine d'épuration et de séparation électro-magnétique du secteur de Kailo ni à l'usine d'épuration du secteur de Kampene.

Une petite usine, servant à traiter les produits de recherches, a été mise en service par le *C.N.Ki* à son gisement primaire de Belanzovi.

A la *Géomines*, la mise au point des installations de l'importante usine de broyage et de traitement des pegmatites dures a été poursuivie au cours de l'année sous revue. Des essais sont en cours pour augmenter la capacité des broyeurs à barres qui limitent actuellement la production de l'usine.

Dans différentes laveries, on a installé une section de broyage pour le traitement des matériaux pierreux.

C. — GROUPEMENT DE CUIVRE

(Cuivre - cobalt - zinc - argent - cadmium.)

I. — Concentration des minerais.

a) *Usine de concentration des minerais oxydés cuprifères à Jadotville-Panda.*

Ce concentrateur a été arrêté dans le courant de l'année 1951 et n'a pas fonctionné en 1952.

b) *Usine de concentration des minerais oxydés cuprifères et cupro-cobaltifères à Kolwezi.*

Au cours de l'année sous revue, plusieurs extensions de l'usine ont été réalisées, notamment la création de nouvelles aires de stockage pour les différents produits broyés et l'installation de broyeurs à boulets et d'un nouvel appareil à flottation. Des améliorations dans la flottation des minerais sont en cours de réalisation.

c) *Laverie de Ruwe.*

Des travaux sont en cours pour augmenter la capacité de la section de concentration du minerai par gravité, portant principalement sur l'installation de tamis vibrants améliorant le classement et sur des jigs supplémentaires.

d) *Laverie de Kamoto.*

Aucune modification importante n'a été apportée à cette laverie au cours de l'année sous revue.

e) *Laverie de Ruashi.*

Cette laverie traite du minerai en provenance de Lukuni à 5 ou 6 % de cuivre, dont le concentré est destiné aux usines de Lubumbashi. Elle traite aussi du minerai cobaltifère, provenant de stocks anciens de Ruashi, dont les concentrés sont stockés pour traitement ultérieur à Shituru.

2) Métallurgie.

Les minerais et concentrés de minerais de cuivre ou de cobalt fournis par les usines et laveries dont il a été question précédemment sont traités dans les usines ci-après.

a) Usine de convertissage d'Elisabethville-Lubumbashi.

1) *Cuivre U.M.P.C.*

La fabrication de ce cuivre se fait suivant le processus décrit dans le rapport annuel précédent (1).

La mise en marche d'un second convertisseur a eu lieu dans le courant de l'année sous revue. La mécanisation de la manutention aux estacades de concentrés sulfurés a été réalisée.

L'installation d'un second four de coulée est prévue.

2) *Cuivre UMPC désarsénié.*

Ce cuivre est fabriqué suivant le processus décrit dans le rapport annuel précédent.

3) *Cuivre U.M.O. (Union Minière Ordinaire).*

Au cours de l'année sous revue, l'usine de Lubumbashi a encore produit une certaine quantité de ce cuivre destiné à la fabrication des feuilles amorces nécessaires à l'usine de Shituru. La fabrication de cuivre U.M.O. aux fours électriques de Panda ayant été entreprise vers la fin de l'année 1952, l'usine de Lubumbashi n'en produira plus dans un avenir rapproché.

4) *Cuivre U.M.O.S. (Union Minière Ordinaire Spéciale).*

Au cours de l'année 1952, l'usine de Lubumbashi a encore produit la majeure partie de ce cuivre par le traitement au four rotatif « Braeckelsberg » de l'alliage rouge provenant des fours électriques de Panda.

Vers la fin de l'année, le four rotatif a été installé à Panda même, pour le traitement de l'alliage rouge et du cuivre O.M.O. (à 92 % de cuivre environ) provenant des fours électriques.

L'usine de Lubumbashi ne produit donc plus actuellement de cuivre U.M.O.S.

b) Usine de Shituru.

1) Au cours de l'année sous revue, le traitement par lixiviation de minerai pauvre cobaltifère a été installé dans l'usine de Jadotville-Shituru.

Cette usine traite :

a) les concentrés oxydés de cuivre (20 % environ) en provenance du concentrateur de Kolwezi qui passent directement à la lixiviation;

b) les concentrés graveleux (de 20 à 30 % environ) en provenance de la laverie de Ruwe, qui sont préalablement broyés à la finesse requise et sont utilisés pour la purification des solutions;

c) les minerais pauvres cobaltifères (2 % de Co et 4 % de Cu environ) en provenance de Luiswishi et d'autres mines qui, après avoir été

(1) Voir « L'industrie minière du Congo Belge et du Ruanda-Urundi en 1951 » — Annales des Mines de Belgique, mars 1953, p. 276-301.

broyés à la finesse requise, passent dans une section de lixiviation pour cobalt.

Un quatrième four à réverbère est prévu dans l'installation de raffinage des cathodes.

2°) *Usine des fours électriques de Panda.*

Les fours électriques de Jadotville-Panda traitent les minerais de cobalt les plus riches et, depuis la fin de l'année 1952, des concentrés flottés de minerai de cuivre du concentrateur de Kolwezi.

Ces fours électriques ont donné les produits suivants :

Alliage blanc (à 45 % de cobalt en moyenne) provenant des concentrés flottés cobaltifères de Kolwezi (à 12 % de Co environ) et des concentrés de minerai de cobalt de la laverie de Kamoto.

Cet alliage blanc est exporté en Belgique ou aux Etats-Unis pour y subir les opérations de raffinage.

Cuivre U.M.O.S. provenant de l'alliage rouge produit aux fours électriques et traité dans le four rotatif de raffinage « Braeckelsberg » nouvellement installé. Ce cuivre est destiné à la fabrication des feuilles amorces de Shituru.

Cuivre U.M.O. (à 92 % de Cu environ) provenant du traitement aux fours électriques des concentrés oxydés de cuivre de Kolwezi.

Ce cuivre purifié au four « Braeckelsberg », est aussi destiné à la fabrication des feuilles amorces de Shituru.

Plomb d'œuvre. Au cours d'une campagne de quelques semaines, un four électrique a produit du plomb provenant de stocks de minerais de la mine de Kengere. Ce plomb est destiné aux appareils et installations des différentes usines de l'Union Minière.

Il y a actuellement cinq fours électriques en activité :

1 four monophasé de 650 kW.

2 fours monophasés de 720 kW chacun. Ces deux fours seront prochainement remplacés par un seul four triphasé de 2.160 kW.

1 four triphasé de 3.000 kVA.

1 four triphasé de 2.160 kW.

Il existe un four « Braeckelsberg » de préraffinage.

3°) *Usine d'électrolyse du cobalt.*

Des travaux d'extension de cette usine, annexe de l'usine d'électrolyse de cuivre de Shituru, ont été réalisés au cours de l'année sous revue.

La capacité de la salle d'électrolyse a été doublée. Celle-ci comprend actuellement deux circuits de 32 caves chacun.

Un second four électrique de 1.600 kVA pour raffinage du cobalt a été mis en activité.

La construction d'une section de dénickelage des solutions cobaltifères est prévue et des essais industriels, sur échelle réduite, sont en cours.

Zinc. — Les concentrés de zinc riches provenant du concentrateur de Kipushi sont en partie grillés par l'usine à acide sulfurique de la Sogechim. L'installation des fours 9 et 10 est terminée et cinq nouveaux fours de grillage sont en cours de montage.

Les concentrés de zinc crus non traités et les concentrés grillés sont exportés presque entièrement vers la Belgique. Une partie de ceux-ci sera bientôt traitée dans l'usine d'électrolyse de Métalkat à Kolwezi.

Cadmium. — Une petite usine, annexe de l'usine de la Sogechim, produit du cadmium par lixiviation des poussières cadmifères récupérées lors du grillage des concentrés de blende.

Une section « cadmium » est prévue dans les installations de Métalkat. Cette section traitera les sous-produits de la purification, ainsi que ceux du traitement des poussières récupérées par filtrage des gaz de Water-Jackets à l'usine de Lubumbashi.

D. — CHARBONNAGE DE LA LUENA

Les recettes de l'installation triage-lavoir ont été modifiées et un nouvel aménagement de celles-ci permet l'alimentation directe par camion-bennes et wagons.

E. — EXPLOITATIONS DIAMANTIFERES DU KASAI

Les concentrés produits dans les laveries mobiles à pans rotatifs du secteur de Tshikapa sont traités à la Centrale de Tshikapa d'où sort le diamant brut, appelé diamant du Kasaï.

Dans le secteur de Bakwanga, les concentrés provenant des laveries fixes à pans rotatifs passent actuellement, pour les dimensions inférieures à 1 mm, dans une installation de « Sink and Float ». Les concentrés lourds sortant de cette installation passent à la centrale de triage où le diamant est récupéré sur les tables à graisse.

CHAPITRE III.

CARRIERES

En 1952, le Service des Mines a poursuivi son travail d'étude et d'inspection des carrières dans la plus grande partie du territoire congolais.

Le développement de la construction tant pour les indigènes que pour les européens et la mise en œuvre, qui s'est fortement accélérée, des grandes réalisations du Plan Décennal, ont amené une extension très importante de l'industrie des carrières, spécialement dans la région de Léopoldville.

Le développement de la mécanisation des opérations d'abattage et de concassage s'est poursuivi favorablement dans beaucoup de régions. De ce fait la productivité de la main-d'œuvre s'améliore sérieusement et l'on sait se procurer, dans les centres importants, des concassés bien calibrés.

Production : Environ 850.000 tonnes de moellons et de pierrailles destinées à la construction et au ballastage des voies de chemin de fer ont été produites à partir des carrières permanentes.

Il s'agit uniquement de la production commercialisée qui ne tient pas compte d'importants tonnages extraits pour les travaux portuaires, pour la fabrication du ciment, pour les travaux d'aménagement réalisés par les sociétés minières, etc.

Les besoins croissent très rapidement, spécialement dans le Bas et le Moyen Congo et dans le Sud du Katanga, et on peut prévoir un développement très important de la production au cours des prochaines années.

CHAPITRE IV.

EXPLOSIFS

Consommation.

Les consommations d'explosifs, relevées uniquement dans les mines et les carrières ont été en 1952 :

Explosifs de la classe 2 ou des dynamites	2.903	tonnes
Explosifs de la classe 1 ou des poudres	3,5	tonnes
Détonateurs ordinaires	2.951.100	
Détonateurs électriques :		
ordinaires	168.600	
à temps	139.300	
Mèches bickford	6.543.300	mètres
Cordeau détonant	692.000	mètres

Par rapport à l'année 1951, nous constatons un accroissement de près de 35 % de la consommation des explosifs de la classe des dynamites. Les consommations sont particulièrement importantes dans les exploitations minières du Katanga où l'Union Minière intervient à elle seule pour 1.958 tonnes.

Production.

La production au Congo Belge, d'explosifs de la classe des dynamites, à base de chlorate de soude, a atteint 1.690 tonnes en 1952. Cette fabrication est réalisée dans deux usines appartenant à la société Afridex et situées respectivement à Kakontwe et à Manono. La fabrication locale couvre, dès à présent, la moitié de la consommation et cette proportion pourra être augmentée dans l'avenir.

CHAPITRE V.

MAIN-D'ŒUVRE

I. — SITUATION

Les effectifs européens et indigènes, employés au 31 décembre 1952, dans les exploitations minières du Congo belge et du Ruanda-Urundi, se répartissent comme suit :

Provinces	M.O.E.	M.O.I.
Léopoldville	26	736
Kasaï	245	17.310
Katanga	2.021	31.165
Kivu	395	41.133
Province Orientale	219	22.903
Total :		
Congo belge	2.906	113.247
Ruanda-Urundi	176	18.931
Total Congo belge et Ruanda-Urundi	3.082	132.178

La comparaison avec les effectifs employés au 31 décembre 1951, permet de dégager les faits suivants :

a) Dans la province de **Léopoldville**, les effectifs sont en augmentation, tant du côté de la M.O.E. que de la M.O.I. Ce personnel est occupé, en majeure partie, à des travaux de prospection.

b) Dans la province **Orientale,** il y a diminution tant de la M.O.E. que de la M.O.I. Les exploitations minières de cette province sont presque exclusivement aurifères. Comme nous l'avons signalé précédemment, on assiste dans ce secteur à une diminution très importante des exploitations des gisements détritiques au profit des gisements primaires. Comme la production est en notable augmentation en 1952 par rapport à 1951, nous constatons donc une augmentation importante de la productivité de la main-d'œuvre, due en ordre principal à la Société des Mines d'Or de Kilo-Moto.

c) Dans la province du **Kivu,** la M.O.E. et la M.O.I. sont en augmentation. La production y est cependant restée du même ordre de grandeur, avec une diminution de la production de l'or et une augmentation de la production en minerais mixtes de cassitérite. Nous constatons donc une diminution de la productivité de la main-d'œuvre que l'on doit attribuer au fait que la majorité des exploitations détritiques de certaines sociétés sont restées au stade d'exploitation manuelle et que, par suite des prix de vente, exception faite de l'or, on n'a pas été forcé de relever le taux limite d'exploitabilité.

d) Dans la province du **Katanga**, la M.O.E. est en notable augmentation (178 unités, ou près de 10 %) tandis que l'augmentation de la M.O.I. est beaucoup plus faible (478 unités ou 1,5 %). La production de cassitérite est en légère diminution, tandis que les productions du groupe du cuivre et du manganèse sont en sérieux progrès. Nous constatons donc, une fois de plus, une augmentation de la productivité de la main-d'œuvre dans les exploitations minières du Sud-Katanga.

e) Dans la province du **Kasaï,** la M.O.E. et la M.O.I. sont en très légère augmentation. Comme les productions sont en augmentation pour les diamants du Kasaï et pour les diamants du Lubilash, nous constatons donc un accroissement de la productivité de la main-d'œuvre. Ce fait est spécialement bien marqué dans le secteur de Bakwanga, où le développement de la mécanisation se poursuit activement.

f) Dans le **Ruanda-Urundi**, il y a une augmentation de la M.O.E. de 26 unités et une augmentation de la M.O.I. de 3.596 unités. La main-d'œuvre indigène employée s'est accrue beaucoup plus que la production réalisée. Nous constatons donc une diminution de la productivité de cette main-d'œuvre et ce fait est en grande partie attribuable à la multiplication des exploitations minières aux mains des colons.

g) **Pour l'ensemble des mines du Congo belge et du Ruanda-Urundi**, le total des effectifs employés au 31 décembre 1952 marque, par rapport aux effectifs recensés au 31 décembre 1951, une augmentation de la M.O.E. de 195 unités et une augmentation de la M.O.I. de 2.274 unités. Il est à remarquer que, pour le Congo Belge seul, il y a diminution de la main-d'œuvre indigène employée et augmentation de sa productivité.

Comme les années précédentes, on peut constater que la productivité n'augmente plus dans les exploitations qui sont restées au stade manuel. Il paraît bien que, dans ces cas, l'effort physique demandé aux travailleurs ne peut plus être notablement développé. Dès lors, toute augmentation du coût de la main-d'œuvre a sa répercussion directe et dans des proportions importantes sur le prix de revient. Pour peu que les prix de vente stagnent ou viennent à baisser, la marge bénéficiaire s'amenuise ou disparaît et l'exploitation ne peut continuer que dans les parties les plus riches des gisements. On peut donc prévoir que, normalement, l'avenir est assez sombre pour ces exploitations manuelles et qu'elles sont appelées à disparaître dans un laps de temps plus ou moins court.

Par rapport aux travaux effectués, la répartition de la main-d'œuvre occupée dans les mines se présente comme il est indiqué dans le tableau ci-après :

Provinces	Exploitation		Usines trait.		Prospection		Service div.	
	M.O.E.	M.O.I.	M.O.E.	M.O.I.	M.O.E.	M.O.I.	M.O.E.	M.O.I.
Léopoldville	—	—	—	—	24	613	2	123
Kasaï	170	13.831	—	—	21	1.621	54	1.858
Katanga	859	20.920	540	5.637	80	1.497	542	3.381
Kivu	236	31.849	4	307	48	2.609	107	6.368
Province Orientale ..	181	20.787	17	1.076	19	858	2	182
Total :								
Congo belge	1.446	87.387	561	6.750	192	7.198	707	11.912
Ruanda-Urundi	117	15.594	—	—	29	2.129	30	1.208
Total Congo belge et Ruanda-Urundi	1.563	102.981	561	6.750	221	9.327	737	13.120

On remarquera à la lecture de ce tableau que, si la main-d'œuvre occupée aux travaux d'exploitation diminue assez sérieusement, par contre il y a une augmentation notable dans la main-d'œuvre occupée à des travaux divers. C'est le résultat de la mécanisation et des investissements. On constate

également une augmentation du personnel de prospection, ce qui est une bonne chose pour l'avenir de l'industrie minière.

II. — PRODUCTIVITE DE LA MAIN-D'ŒUVRE

Dans les tableaux ci-après, il a été calculé les rendements moyens en poids et en valeur de la main-d'œuvre employée dans les mines. Ces rendements ont été obtenus en divisant, soit le poids de la production, soit la valeur de réalisation de la production, par les chiffres des effectifs totaux occupés au 31 décembre 1952. Ces chiffres n'ont pas une valeur absolue, car il aurait fallu prendre comme diviseur, les effectifs totaux moyens au travail pendant toute l'année 1952. Cependant, les résultats ainsi calculés permettent de se faire une idée suffisamment exacte de la productivité de la main-d'œuvre dans les différentes mines du Congo et du Ruanda-Urundi, groupées suivant les substances produites.

Dans les totaux de la main-d'œuvre, on n'a pas repris l'effectif des sociétés qui ne font que des travaux de prospection.

Congo belge.

Substances extraites	Main-d'œuvre		Rendement annuel			
			M.O.E.		M.O.I.	
	M.O.E. totale	M.O.I. totale	kg	Valeur de réalisation en F	kg	Valeur de réalisation en F
Or alluvionnaire						
Or filonien	233	23.289	23,76	1.454.400	0,237	14.551
Cassitérite, mixtes, minerais associés	94	7.687	61,82	3.783.200	0,756	46.262
	493	42.848	34.897	3.430.400	402	39.469
Charbon	25	1.131	10.115 t	3.641.600	223 t	80.494
Diamants du Lubilash .	161	6.869	68.409 c	4.173.000	1.603 c	97.808
Diamants du Kasaï ...	83	10.098	7.168 c	1.598.400	59 c	13.138
Cuivre, cobalt, manganèse, zinc, argent ...	1.782	20.289	311.485	5.820.300	27.358	511.202
Pour tout le Congo ...	2.871	112.211		4.755.500		121.672

Ruanda-Urundi.

Or	6	781	20,26	1.244.300	0,155	9.559
Cassitérite, mixtes et minerais associés	147	16.632	21.588	2.404.500	190	21.251
Bastnaésite	2	336	107.000	4.280.000	636	25.476
Pour tout le Ruanda-Urundi	155	17.749		2.383.700		20.817

De l'examen des deux tableaux ci-dessus et de la comparaison avec les chiffres correspondants de l'année 1951, on arrive aux conclusions suivantes :

a) Par rapport à 1951, la production calculée en poids, que nous dénommerons la productivité physique de la M.O.I., est en augmentation dans les exploitations d'or alluvionnaire provenant des gisements détritiques et se situe à 237 grammes contre 218 grammes l'an passé. La productivité en valeur dans les mêmes exploitations passe à 14.551 F contre 13.398 F il y a un an.

En 1948, dans de telles exploitations, la productivité physique était de 172 grammes et la productivité en valeur de 8.453 F.

Comme il s'agit d'exploitations qui sont, en grande partie, restées au stade manuel, l'augmentation de la productivité physique a été obtenue, en majeure partie, par l'exploitation de gisements à teneurs plus élevées, ce qui a réduit sérieusement les réserves actuellement exploitables.

Afin de ne pas trop réduire ces réserves, les exploitations se font avec une marge bénéficiaire minime et l'on peut dire que les variations de la productivité en valeur suivent de très près les variations du prix de revient. Comme dans le cas envisagé, la charge des salaires est l'élément principal du prix de revient, on peut dire que le coût de la main-d'œuvre a varié de la même manière que la productivité en valeur et que, depuis 1948, le coût de cette main-d'œuvre a augmenté de près de 60 %. Si le coût de la main-d'œuvre augmente encore dans l'avenir, sans augmentation équivalente

du prix de vente des produits extraits, on peut prédire la disparition rapide des exploitations qui ne sont pas parvenues à se mécaniser.

b) Dans les exploitations d'or provenant des gîtes primaires, la productivité physique a augmenté fortement, à 756 grammes contre 580 grammes l'an passé.

Depuis 1948, la productivité physique de la M.O.I. dans de telles exploitations est passée de 370 grammes à 756 grammes et a donc plus que doublé. Ce résultat a pu être obtenu grâce au développement de la mécanisation, tout particulièrement à la Société des Mines d'Or de Kilo-Moto.

c) Dans les exploitations de cassitérite et de minerais mixtes et associés, la productivité physique de la M.O.I. est retombée à 402 kg contre 418 kg l'an passé. La productivité en valeur est tombée plus fortement encore, à 39.469 F contre 44.239 F l'an passé. La chute plus importante de la productivité en valeur est due à une diminution des prix de réalisation.

En 1948, la productivité physique était de 421 kg et la productivité en valeur environ 28.000 F. La diminution de la productivité physique entre 1948 et 1952, qui est la seule que nous constatons dans les mines du Congo, s'explique par la diminution de la production de la Géomines à la suite des essais en cours et le grand nombre de chantiers manuels encore en activité. Les prix de réalisation obtenus n'ont pas obligé à relever les teneurs limites d'exploitation. Une chute importante des cours pourrait mettre certaines exploitations en mauvaise posture et obligera en tout cas à relever les teneurs limites.

d) Dans les exploitations de charbon, la productivité physique de la M.O.I. est tombée de 243 t en 1951 à 223 t en 1952. Cette situation n'est que provisoire, car le gisement de la Luena est en voie de mécanisation poussée, ce qui permettra d'augmenter la production tout en diminuant la main-d'œuvre. Le charbonnage de la Lukuga vient de commencer sa production et fait surtout des travaux préparatoires.

En 1948, la productivité physique était de 119 t. En 1952, cette productivité a été presque doublée.

e) Dans les exploitations de diamant du Lubilash du secteur de Bakwanga, la productivité physique a encore augmenté et est passée à 1.603 carats contre 1.473 l'an passé. La productivité en valeur est passée de 71.440 F à 97.808 F, compte tenu d'une légère amélioration des prix de vente.

Depuis 1948, la productivité physique est passée de 631 carats à 1.603 carats, grâce à un effort de mécanisation qui est toujours en voie de développement.

f) Pour le diamant du Kasaï, la productivité physique est aussi en augmentation, à 59 carats contre 53 carats l'an passé. Depuis 1948, cette productivité physique est passée de 46 à 59 carats. Comme il s'agit de chantiers manuels, l'augmentation de la productivité physique obtenue en 1952 est surtout due à des teneurs exploitées plus élevées.

g) C'est dans les exploitations du sud du Katanga, groupe du cuivre et manganèse, que l'on constate les résultats les plus spectaculaires. La productivité en valeur y atteint pour la M.O.I. le chiffre de 511.202 F, quoiqu'il ne soit pas tenu compte de la production du minerai d'uranium. En 1948, le chiffre correspondant était de 186.812 F. Le chiffre de 1952 représente donc une augmentation de plus de 170 %. Il faut signaler cependant qu'un résultat aussi élevé a été favorablement influencé par le taux des cours de réalisation des principaux produits miniers en 1952.

h) Pour l'ensemble des mines du Congo Belge, la productivité en valeur a dépassé 120.000 F, ce qui représente un chiffre comparable à ceux que l'on trouve dans les pays évolués.

i) Pour le Ruanda-Urundi, nous constatons une augmentation des productivités physiques et en valeur, pour l'or et la bastnaésite. Pour la cassitérite et les minerais associés, il y a une diminution assez importante. Comme je l'ai signalé, l'absence de force motrice bon marché dans cette région et la multiplicité des petites exploitations sont un sérieux handicap au développement de la mécanisation.

III. — RECAPITULATION

Le tableau suivant donne le relevé de la main-d'œuvre employée dans les mines du Congo belge et du Ruanda-Urundi à partir de l'année 1938.

Année	M.O.E.	M.O.I.
1938	2.201	149.981
1939	2.325	151.466
1940	2.293	163.897
1941	2.346	181.302
1942	2.374	192.861
1943	1.919	170.884
1944	1.980	159.598
1945	2.457	164.557
1946	2.152	138.900
1947	2.481	134.007
1948	2.692	146.312
1949	2.643	139.442
1950	2.600	128.826
1951	2.887	129.904
1952	3.082	132.178

Nous assistons de nouveau à une augmentation importante de la main-d'œuvre européenne occupée dans les mines, conséquence naturelle de l'augmentation de la production et du développement de la mécanisation. Comme le chiffre de la main-d'œuvre indigène a par contre une tendance à se stabiliser ou même à diminuer, le rapport entre la main-d'œuvre indigène et la main-d'œuvre européenne d'encadrement diminue chaque année. En 1948, nous trouvions en moyenne environ 52 indigènes par européen et ce chiffre en 1952 est descendu à environ 39.

Léopoldville, le 5 octobre 1953.

Le Directeur-Chef de Service,
A. VAES.

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 11** Fiche n° **8900**

A. LOMBARD. Les rythmes sédimentaires et la sédimentation générale. Essai de synthèse. — **Institut Français du Pétrole.** Vol. VIII. 1953, numéro spécial (du Colloque de Sédimentologie : 14-15 février).

L'auteur propose quelques hypothèses de travail qui paraissent ouvrir une voie nouvelle dans le sens d'une étude plus généralisée des rythmes sédimentaires. Deux tendances sont à respecter : un retour aux observations macroscopiques, de terrains servant de base pour les observations micro- et mégascopiques, en second lieu un groupement systématique plus général englobant tous les rythmes. Quelques notions avancées dans des publications antérieures sont rappelées : Une série sédimentaire gagne à être considérée comme une succession de termes dans un continu, chaque terme étant considéré en fonction de celui qui le précède et de celui qui le suit : on s'attache ainsi moins à l'étude des compositions qu'à celle des variations de composition.

La « séquence lithologique » est une série de quelques termes lithologiques formant une suite naturelle sans interruption importante, exemples : schistes, marnes, calcaires ou grès grossier, grès fin, grès zoné, etc. Une série est formée d'une succession de séquences : il existe des séries rythmiques, pararythmiques et tout à fait arythmiques. Une succession cyclique est très rare, on a alors une séquence a - b - c suivie d'une séquence c - b - a. Plus souvent on a : a - b - c - a - b - c.

La série *virtuelle*, générale ou fondamentale, est rarement réalisée en entier. Une série virtuelle locale est une partie de la grande série générale. La *courbe* lithologique condense ces diverses notions. On nomme séquence positive une série évoluant des détritiques aux calcaires, séquence négative celle qui évolue en sens inverse.

L'auteur expose les raisons du « graded-bedding » et donne de nombreux exemples d'utilisation de ces notions.

L'analyse séquentielle est limitée pour deux raisons :

1) les termes lithologiques ne se suivent pas tous par séquence (l'érosion souffle un certain nombre de termes);

2) les affleurements sont rarement assez frais.

IND. **A 20** Fiche n° **8388**

A. BOUROZ. La géologie au service du mineur. — **Revue de l'Industrie Minérale.** 1953, octobre, p. 781/799. 2 fig.

Résumé des activités du géologue houiller :

1) Problèmes géologiques qui se posent au mineur : calcul des réserves à tout moment en vue de proportionner les immobilisations en fonction du tonnage à extraire — identification des couches au cours de l'exploitation.

2) Les formations houillères, leurs caractéristiques et leur mode de dépôt : importance du phénomène de subsidence, localisation logique de ce phénomène après le dépôt de la couche, avant la formation du toit.

3) Méthodes d'étude d'une formation houillère :
A. — Méthodes stratigraphiques : critères paléontologiques — analyse statistique, méthode des faciès (Barrois) — niveaux marins - critères lithologiques : macro et microspores de la houille — variations des matières volatiles — schistosité — tonsteins (argilites à cassure conchoïdale et diaclases, présence de leverriérite) et gores (clavais) — grès et ses minéraux lourds (zircon, tourmaline, etc) — Critères géophysiques : résistivité, polarisation (voir fiche n° 5072, A 54), thermométrie.

B. — Méthodes tectoniques :

1) détermination des déformations tectoniques accessibles;

2) étude des sondages;

3) application des méthodes géophysiques : notions sur la gravimétrie, les mesures de résistivité, la prospection sismique, méthodes électromagnétiques.

Calcul des réserves — Conclusion.

IND. **A 53** Fiche n° **8823**

E. BERGMANN. Neuartiges Bohrschneidenfanggerät zum Fangen steckengebliebener Bohrschneiden im Bohrloch. *Nouveaux types d'appareillage pour le repêchage des couronnes restées calées dans les trous de sonde.* **Bergbau Technik.** 1953, novembre, p. 591/592. 3 fig.

Dans les mines de potasse, les sondages avec des couronnes en acier spécial sont de pratique courante, soit pour la foration rotative soit pour la foration percutante. Dans les 2 cas, il arrive que la couronne reste calée au fond du trou par suite de matage du filet et de rupture de la clavette d'assemblage. Il est fréquent qu'on doive recommencer un autre sondage, l'outillage de repêchage utilisé jusqu'à présent n'étant pas d'un fonctionnement assuré et le temps perdu devenant rapidement trop coûteux. C'est pourquoi l'auteur a étudié un outil d'un fonctionnement plus sûr. Il comprend une lanterne filetée intérieurement et sciée selon deux plans diamétraux.

Cet outil a été essayé dans 4 mines différentes et donne de bons résultats.

Un outil à lanterne également mais évidé par une coupure en hélice est destiné à la reprise des bouts de tige : il est encore en période d'essai.

IND. **A 54** Fiche n° **8528**

M. GUERRIER. Prospection électrique dans les sondages. - Résultats obtenus aux houillères du bassin de Lorraine. — **Revue de l'Industrie Minérale.** 1953, novembre, p. 869/882, 8 fig.

Dans l'exécution d'un sondage, on distingue la traversée des morts-terrains et celle du houiller. En général, le carottage continu est limité au houiller et la traversée des morts-terrains se fait au tricône, pour ce dernier, on est passé de 8 à 25 m/jour. Dans le houiller, il se produit des pertes de carottes. Le carottage électrique est un appoint très utile dans les 2 phases.

Vue des diagrammes relevés dans les 3 sondages : des 3 Maisons, du Moulin à papier, de Merbette, Repérage et détermination de l'épaisseur des couches de charbon dans le houiller. Résistivité. Le charbon dans le houiller. Résistivité. Le charbon est nettement plus résistant que les schistes encaissants mais impossible de distinguer le charbon d'un conglomérat résistant. Résultats peu sûrs. Le microlog est inutilisable pour les couches. Les rayons γ donnent des renseignements plus précis. La thermométrie — résultats très encourageants, toutes les couches de charbon même et surtout celles de faible épaisseur apparaissent très nettement par des baisses de température de 1/2 à 2°. Le diagramme manque de netteté vers le haut.

B. ACCES AU GISEMENT. METHODES D'EXPLOITATION

IND. **B 25** Fiche n° **8891**

F. KEIENBURG. Blindschachtrahmen aus Stahl. *Revêtement en acier de puits intérieur.* — **Bergbau Rundschau.** 1953, décembre, p. 675/678. 2 fig.

La disposition et le revêtement en chêne des puits intérieurs n'a guère varié au cours du siècle écoulé. De bonnes raisons font qu'on doit s'attacher à y développer le revêtement métallique et abandonner la forme rectangulaire pour la forme elliptique (E. Mettler) et même la forme circulaire beaucoup plus stable (R. Abe, Schlägel & Eisen, 1953, juillet). On pare ainsi au danger des incendies et la section libre pour la ventilation se trouve accrue.

L'auteur donne deux exemples de cadres métalliques pour puits elliptiques :

Le premier pour un puits de 6,50 m × 2,50 m est coulissant et articulé avec arc-boutement à la paroi aux 2 extrémités du grand diamètre, prix de revient placement compris : 450 D.M.

Le second est de forme elliptique sans arc-boutement, et simplement coulissant, pour puits de 5,50 m × 2,50 m; il coûte placement compris : 380 DM.

Ces prix peuvent être comparés au cadre en chêne qui revient à 250 DM tout compris.

IND. **B 33** Fiche n° **8889**

P. LACHMUND. Verfahren zur Beschleunigung des Abbaustreckenvortriebes in der steilen und halbsteilen Lagerung. *Procédés d'accélération du creusement des galeries dans les dressants et semi-dressants.* — **Bergbau Rundschau.** 1953, décembre, p. 657/670. 5 fig.

L'auteur montre l'importance de l'avancement des chassages dans l'exploitation des gisements à fort pendage. L'accroissement de la vitesse de creusement se réalise au mieux par la mécanisation. Depuis une quinzaine d'années, la mécanisation partielle se réalisait au moyen des pelles des firmes Beien, Korfmann et Wedag. L'inconvénient essentiel est que l'avancement dépend encore beaucoup du travail à la pelle.

Pour la mécanisation totale, on a recours aux pelleteuses à secousses et aux pelleteuses par jet. Les premières ont un certain nombre d'inconvénients, notamment un grand encombrement en longueur qui ne leur permet que difficilement d'épouser les ondulations des galeries, les arrêts prolongés dûs à la difficulté de remplacement des pièces de rechange, la pénétration difficile de la pelle dans le tas de grosses pierres, la difficulté de réglage de l'écartement des bras pour les éléments très divers à charger. Les pelles de jet conviennent mieux pour ce travail : description succincte de la Westfalia avec piston à air comprimé et de la Salzgitter. Les Atlas LM 30 et LM 35 sont celles qui donnent les meilleurs résultats.

Les avantages économiques et les limites d'emploi de la mécanisation sont exposés. Le cas des exploitations rabattantes est aussi examiné.

C. ABATAGE ET CHARGEMENT.

IND. **C 2214** Fiche n° **8875**

F. PATZOLD. La foration vibrée. — **Revue de l'Industrie Minérale.** 1953, décembre, p. 1058/1065. 11 fig.

La vibroforation Salzgitter constitue un nouveau procédé, elle combine les procédés de forages rotatif et percutant : un taillant fait à la fois pour la percussion et pour la coupe reçoit la percussion par l'intermédiaire d'un piston tandis que le couple de rotation lui est appliqué à l'aide d'un moteur spécial; on peut ainsi choisir les vitesses appropriées pour chaque cas.

Caractéristiques principales de la vibrobohrmaschine : poids 3500 kg puissance des 2 moteurs : de 5,6 à 10 CV (suivant pression d'air de 3 à 8 kg/cm²) — poussée : de 600 à 1200 kg — vitesse de rotation : de 50 à 250 tours/min (vitesse de coupe 35 — 120 m/min) — puissance de frappe par coup : 1,5 à 4 Kmt — avance en m/minute : 5 — nombre de frappes par tour/min. : 20 à 120 — longueur maximum de forage possible : 253 m à 3,30 m.

Il y a différents types de chariots supports.

Les vitesses obtenues dans les roches moyennement dures montrent une augmentation considérable sur les vitesses obtenues avec les marteaux perforateurs.

IND. **C 223** Fiche n° **8562**

O. RUEDIGER et W. KINNA. Die mechanische Beanspruchung von Bohrstangen beim schlagenden Gesteinbohren. *Les sollicitations mécaniques des fleurets dans la foration percutante.* — **Glückauf.** 1953, 5 décembre, p. 1221/1227. 14 fig.

Les fleurets, spécialement les fleurets creux, se brisent fréquemment malgré les soins qu'on apporte à leur fabrication. Les frais de remplacement ont une incidence importante sur le prix de revient même si on déduit les dépenses pour les taillants.

Une statistique montre que pour les fleurets creux hexagonaux dans 60 % des cas, la rupture se produit entre 0 et 25 cm du collet. Gloeckner explique le fait par une discordance de fréquence entre la vibration propre de la barre et celle de la frappe. Il recommande l'emploi d'acier de plus haute résilience. Les recherches effectuées ont pour but la détermination des sollicitations en vue de rechercher s'il est possible de prolonger la vie des fleurets.

Etude théorique du choc par de Saint Venant et Flamant : p max $= 2\,E\,V/C\,(1 + e^{-2/x})$ pour $x < 5$, où E = module d'élasticité, V = vitesse finale du marteau, C = la vitesse du son et x le rapport de la masse du marteau à la masse du fleuret. e = 2,718 — V a été trouvé = 6 m/sec et pour le marteau essayé x = 0,35. E = 21.000. De sorte que p max = 51 kg/mm².

Dispositif des essais. Photos des enregistrements. Diagramme des tensions enregistrées. Pour la compression comme l'extension ou la flexion, on trouve une pointe de charge à 40 cm environ de l'emmanchement. L'effort de torsion n'a pas été recherché, il est vraisemblablement faible.

IND. **C 41** Fiche n° **8561**

G. RAUER. Die Bemühungen des westdeutschen Steinkohlenbergbaus um die Mechanisierung der Kohlengewinnung. *Les efforts des houillères de l'Allemagne occidentale en vue de la mécanisation de l'extraction du charbon.* — **Glückauf.** 1953, 5 décembre, p. 1209/1215. 13 fig.

Compte rendu de la première session de la commission internationale d'Experts pour la technique minière tenue fin octobre 1953 dans le bassin de la Ruhr.

Rappel du début de la rationalisation en 1926. En 1938, la concentration des petits sièges et l'allongement des tailles avait porté le rendement fond de 1370 kg à 2200. On est alors passé à la mécanisation. Celle-ci porte avant tout sur l'exploitation du charbon (abatage, chargement, déblocage, soutènement, remblayage) et sur les travaux d'avancement en galerie.

Etat actuel de la mécanisation. Abatage à l'explosif 15,4 % de la production (contre 38 % environ en France) — prépondérance du marteau piqueur. Développement du rabotage : rabot rapide (Westphalia-Lünen), rabot scraper (ancien et nouveau), rabot multiple (Gusto). Abatage par havage : surtout réservé aux charbons durs : haveuses Cuylen : foreuse chargeuse et à cadres — pour forts pendages : haveuse rouilleuse Eickhoff.

Tableau schématique : Abatage par rabots : 65 chantiers, par haveuses : 70, par piqueurs : 160.

Autres objectifs : élargir la mécanisation à des veines plus défavorables : plus minces, de terrains encaissants moins bons, de charbon plus dur.

Résumé et discussion.

IND. **C 41** Fiche n° **8595**

NATIONAL COAL BOARD. Shuttle Meco-Moore in operation at Thoresby colliery. *Meco-Moore va et vient en service à la mine Thoresby.* — **N.C.B. Bull. d'Inf. 53/98.** 1953. 7 p. 5 fig.

La mine Thoresby exploite la couche Top-Hard (3 laies : 2 de 15 et 35 cm de charbon pyriteux laissé au toit et celle du mur exploitée de 2,20 m), profondeur environ 600 m, pente 2 à 3°. Tailles de 180 m. Production journalière 5000 t, rendement 2850 kg.

En 1952, on décida d'appliquer le système d'un aller et retour par jour avec 3 Meco-Moore et une chargeuse : une seule Meco-Moore fait la taille mais elle change à chaque poste.

Le but n'est pas d'augmenter le rendement, il est plutôt réduit (de très peu) mais d'augmenter la

productivité du chantier qui passe de 450 t (avec une Meco-Moore) à 750 t/jour.

Le système a été appliqué jusqu'à présent avec succès dans deux tailles et on l'appliquera aux autres aussitôt qu'on aura reçu le matériel. Le déblocage se fait par convoyeur blindé, soutènement mixte avec étançons Dowty et étançons rigides (à éliminer dans l'avenir), bêles métalliques de 2,10 m. Dans les voies : cintres métalliques; pour le transport bande de 90 cm. L'arrière taille comporte des épis de remblai de 4 m alternant avec des vides de 7 m où l'on place des piles métalliques.

Des loges d'amorçage sont creusées avec 1 havée d'avance sur 10 m de long en face de la voie d'approvisionnement en matériel et 2 havées d'avance sur 17 m, à l'aval de la voie de transport, au moyen d'un convoyeur auxiliaire.

Pour assurer la continuité de l'abatage, la largeur de havée a été ramenée de 1,65 m à 1,35 m. Personnel pour les 2 postes : 87 + 5 réparateurs. On pourrait n'utiliser que 2 machines mais alors il faudrait des ajusteurs au troisième poste pour retourner un bras.

IND. **C 4232** Fiche n° **8317** II

H. WILSON. Coal augers - Development and application underground. *Les tarières à charbon - Progrès et utilisation dans le fond.* — **Colliery Guardian.** 1953, 19 novembre, p. 621/623. - **Iron & Coal T. R.** 1953, 20 novembre, p. 1179/1181. 1 fig.

Le déblocage — par couloir oscillant, suffisant dans le cas actuel par suite de pente suffisante; pour une tarière de 750 mm, il doit débiter 1 t/min.

Contrôle du toit — Il faut éviter que l'affaissement du toit ne coince les tarières : dans le cas actuel, le maximum constaté en taille n'a atteint que 3,5 mm, par contre à la mine Burghlee où la profondeur du chantier atteint 600 m, on a eu beaucoup d'ennuis.

Ventilation et poussières — pas d'ennuis de ce côté, le maximum de poussière se produit à l'amorçage du trou quand le courant de ventilation est fort.

Rendement — la machine demande 3 personnes pendant 20 minutes pour le déplacement et l'amorçage. L'allonge de la vis hélicoïdale demande 1 minute. L'avancement est fort variable et dépend de l'habileté du personnel, 1 m à 1,20 m est la mesure désirable. On ferait ainsi 4 trous de 27 mètres par poste, soit 65 t pour 3 personnes.

Conclusions : la machine convient bien, des améliorations de détail sont possibles, notamment au sujet des vérins de relevage et de l'échelle des vitesses de forage. La tête de forage doit être appropriée à la couche. Le contrôle du toit est en relation avec le pourcentage de charbon récupéré. Le maximum théorique de ce dernier, avec les trous tangents entre eux et au toit ainsi qu'au mur, est de 78 % (ce qui est d'ailleurs impossible). A la surface, on laisse en général 15 cm de bord à bord des trous. La profondeur maximum recommandable semble être 450 m. Le déblocage se fait le mieux par couloir oscillant ou convoyeur à raclettes. Le danger de créer des nids de grisou doit être envisagé. Le diamètre de la tarière doit être en rapport avec l'ouverture de la couche. L'amorçage correct demande du doigté. Une haute productivité est possible mais la machine n'est pas encore sortie du stade des essais. Les cas d'emploi sont spécialement : a) les chantiers où l'on travaille en récupération partielle; b) les piliers qu'on ne peut pas reprendre autrement; c) les couches à mauvais toit, peu exploitables économiquement ou barrées.

IND. **C 4232** Fiche n° **8537**

D. THOMPSON. Auger mining. *L'exploitation par tarières.* — **Colliery Engineering.** 1953, décembre, p. 515/521. 8 fig.

L'auteur décrit quelques installations de tarières et fait quelques suggestions intéressantes concernant les possibilités d'emploi de cette méthode en Angleterre.

Vue d'une installation Compton 42 en fonctionnement dans une exploitation à ciel ouvert. Enumération des avantages divers et histoire du procédé. Les tarières pour le fond - Vue d'une Cardox-Hardsocg surbaissée - Projet d'exploitation par montages avec exploitation rabattante par tarières - Circuit de la ventilation et transport - Simplification du soutènement, problème du transport - Disposition du chantier - Taux de récupération (62 à 70 %) - Productivité et rendement (21,1 t par homme poste) - Personnel - Longueur des trous : en moyenne 45 m à plus de 60 m à la surface, pour le fond, on doit compter sur 30 m maximum.

D. PRESSIONS ET MOUVEMENTS DE TERRAINS. SOUTENEMENT.

IND. **D 21** Fiche n° **8392**

P. GERY. Contribution à l'étude des dégâts de surface. L'examen des désordres constatés dans les constructions. — **Revue de l'Industrie Minérale.** 1953, octobre. p. 824/832.

Les lésions que l'on constate dans les constructions peuvent avoir des origines diverses, certaines n'ayant aucun rapport avec l'exploitation du sous-sol. L'ingénieur italien, C. Russo, a proposé il y a environ 40 ans, la classification suivante : lésions de retrait — lésions d'écrasement - lésions d'affaissement - lésions de rotation.

Origine, caractère et remèdes à apporter dans chacun de ces cas. Etude des causes : glissements de terrains - phénomènes sismiques - affaissements miniers.

Conclusion - Annexe relative aux témoins en plâtre.

IND. **D 21** Fiche n° **8577**

K. WARDELL. Mining subsidence. *Les affaissements miniers.* — **Colliery Guardian.** 1953, 10 décembre, p. 721/726. 4 fig.

Exposé méthodique de la théorie des affaissements en un point déterminé en fonction de l'avancement de travaux à une certaine profondeur. Notion de l'angle limite des affaissements créant un cône autour du point considéré : en dehors de ce cône, le point n'est pas influencé. Une coupe dans ce cône au niveau des travaux donne une circonférence et un rayon d'influence déterminé. Un dixième de ce rayon peut représenter un avancement journalier, mensuel ou annuel suivant le cas. Si on porte en abscisse 2,5 fois ce rayon, on a pour les affaissements une courbe en Z : soit deux parallèles à faible pente et une oblique très inclinée à l'approche du point de repère qui a par définition le rayon d'influence comme abscisse. Application au cas de 11 chantiers choisis dans le Yorkshire. Les 11 courbes obtenues se superposent assez bien. On en déduit une courbe moyenne qui caractérise les affaissements indépendamment du temps, les ordonnées étant exprimées en % de l'affaissement total et les abscisses d'avancement en % du rayon d'influence. Partant de cette courbe, l'auteur en déduit les diagrammes pratiques qu'on doit obtenir lorsque les avancements varient dans le temps, lorsque l'angle limite varie, lorsque les avancements sont irréguliers, etc... Il en tire également le diagramme spatial des affaissements pour une position déterminé des travaux. L'auteur fait remarquer en terminant que les mouvements du sol en relation avec un front d'abatage (parallèlement à celui-ci) sont indépendants de la vitesse d'avancement : le dégât est déterminé pour chaque position des travaux.

IND. **D 221** et **D 43** Fiche n° **8527** [1]

M. VIDAL. Connaissances actuelles en matière de mouvement et de pressions de terrains. — **Revue de l'Industrie Minérale.** 1953, nov. p. 847/868. 34 fig. et 1953, 15 nov. (n° supplémentaire). p. 965/989. 44 fig.

I) Avant-propos suite à une longue expérience dans les gisements polonais et sarrois. L'auteur, professeur d'exploitation des mines à l'école de St-Etienne apporte une contribution à l'étude des méthodes par chambres et piliers, du dégazage et du soutènement mécanique.

II) Mines d'hier et mines d'aujourd'hui : vue du front de taille dans les Potasses d'Alsace en 1946 (convoyeur à bande et haveuse sous-cavante). Vue du front en 1953 : (convoyeur à raclettes - haveuse intégrale - largeur de l'atelier de travail 1,70 m avant abatage, 2,50 m après; piles métalliques exclusivement).

III) But à atteindre : mécanisation - conditions nécessaires : dégagement du front, amélioration des conditions d'encombrement des machines d'abatage (exemples).

IV) Le mécanisme des pressions de terrain au fond : a) origine b) chassages en ferme, « bord » des anglais parallèle aux limets (qui se tient mal) ou « Wall » perpendiculaire, plus avantageux (explication) c) les pressions en tailles : onde de pression en avant du front, zone d'affaissement à l'arrière.

V) Constatations à la surface : angle de cassure (75°) et angle d'influence (55°), oscillation dans le temps.

VI) Les coups de charge : au départ, périodiques - influence des bancs raides - influence fréquemment bienfaisante des épis de remblais.

VII) Comparaison des méthodes par chambres et piliers ou par tailles - difficulté d'application de la première à grande profondeur (déjà à partir de 300 m en Pologne), zones de tensions potentielles - coups de charge.

VIII) Liaison entre le dégagement du grisou et les mouvements de terrain : voir fiche 5218 (F 24). Théorie de la parabole de partage - Interdépendance des paramètres dépression - Charges des terrains et fissuration - Relation avec les processus de terrains.

IX) Moyens de pogression dans la connaissance des pressions de terrain :

a) par le calcul : allongement transversal résultant de la compression : coefficient de Poisson, caractéristique pour chaque type de roche (toujours $< 0{,}5$, voisin de 0,1 pour les grès), il augmente avec la profondeur et tend vers 0,5 pour le charbon : explication des pressions réduites dans les bouveaux en grès et roches similaires.
   Notion des tensions de cisaillement (ou tangentielles). En un point d'un corps isotrope, il passe 3 plans perpendiculaires où les tensions de cisaillement sont nuelles. Ellipsoïde des tensions et cercles de Mohr (voir *Annales des Mines de Belgique*. 1951, 15 février - n° spécial. p. 9/20.
b) les essais sur modèle réduit (dito p. 21 à 28).
c) les constatations au fond : la photographie.
d) les constatations à la surface.
e) les mesures systématiques de mouvements de terrain.

X) Améliorations à apporter aux étançons.

a) écarts entre les essais au jour et le travail au fond.
b) défauts de l'étançon à frottement.
c) étançons hydrauliques et Uerdingen
d) progrès possibles de l'étançon à frottement : plaques de frottements en alliage spécial des régies de la Sarre, cônicité.
   Etudes systématiques à refaire. Conclusions.

IND. **D 43** et **D 222** Fiche n° **8559**

H. KUHLMANN. Erste Betriebserfahrungen mit dem Tandem Grubenstempel. *Premiers essais pratiques avec l'étançon-tandem (Gerlach).* — **Glückauf.** 1953, 21 novembre. p. 1169/1172. 4 fig.

Depuis fin 1952, on a mis en service, à la mine Pattberg (de la Sté Rheinpreussen) un étançon en acier d'un nouveau genre qui s'est bien comporté

dans la couche Mathilde bien que celle-ci présente des conditions d'emploi assez dures : faux toit : 10 à 80 cm, mur de schiste, puissance de la couche 1,50 m. Description de l'étançon (voir Annales des Mines de Belgique. 1952, juillet p. 527). Etançon à 2 clavettes (d'où le nom) s'appuyant sur une calotte cylindrique compensatrice d'effort, sans dispositif autoserrant. Le serrage des 2 clavettes assure au début une force portante minimum de 35 t (en fait de 36 t à 45) et en moyenne de 40 t, elle s'élève à 41,6 t après 10 mm de course et à 43,2 t après 20 mm par suite d'une faible cônicité du fût supérieur. Le système à 2 cales permet un déboisage plus facile.

Des essais ont été faits en taille avec un appareil de mesure Wöhlbier, les 31 mesures relevées sur un groupe de 8 étançons donnent une valeur moyenne de 21 t de force portante pour un coulissement de 5 mm. Les valeurs moyennes relevées sur des étançons isolés se dispersent entre 18,5 et 25 t. Après 50 mm de coulissement, la force portante a été trouvée de 24 t en moyenne avec une dispersion de 18 à 28 t. Cet écart entre les mesures au fond et à la surface est général et l'empoussiérage par le charbon ne suffit pas pour l'expliquer ainsi que les essais le montrent.

IND. **D 53** Fiche n° **8399**

R. COEUILLET. Guide du remblayage pneumatique. — **Charb. de France - Note techn. 15/53.** 1953, octobre. 27 p. 9 fig.

Etude pour la détermination de l'ordre de grandeur des possibilités de transport du remblai pneumatique en tuyauterie, utilisable dans les projets d'installation, et effectué à l'occasion de l'installation d'une remblayeuse Brieden K. 2.700, en tenant compte de la compressibilité de l'air.

I) La tuyauterie - notion de la longueur fictive - diamètre fictif - nature des pertes de charge : accélération des remblais, frottements.

II) Calcul des pertes de charge - en conduites horizontales - dans les dénivellations - limite du remblayage.

III) Influence du réseau d'air comprimé :

1) alimentation des remblayeuses; débit limite - 2) conduite du remblayage - 3) remblayeuses sans tuyère.

IV) Critiques et résultats : A) rappel des approximations; B) tracé et emploi des diagrammes.

IND. **D 710** Fiche n° **8522**

C. SHARPE. Roof and floor bolting. Effect on strata control. *Boulonnage du toit et du mur. Effet sur le contrôle des terrains.* — **Iron and Coal T.R.** 1953, 27 novembre, p. 1243/1246.

En 1947 déjà, 500 charbonnages des E.-U. pratiquaient le boulonnage. Dans ce pays, la méthode par chambres et piliers convient bien. En Angleterre, des essais prometteurs sont en cours dans les voies des longwalls. Dans de telles galeries sous l'action des forces naturelles de compression, le toit tend à s'infléchir et les bancs à se séparer. Les roches résistant mal à l'extension, il se forme des fissures dans le sens perpendiculaire au décollement. Le boulonnage du toit a pour but de s'opposer à ces diverses manifestations en formant une poutre monolithe. L'épaisseur nécessaire est fonction de la tension dans les bancs, du porte-à-faux, du degré d'encastrement et de la charge. On la détermine en mesurant le décollement des bancs : on prolonge les boulons au delà de cette zone. En Amérique avant d'adopter le boulonnage, on fait des essais pour trouver le schéma le mieux adapté aux circonstances locales. Dans les essais anglais en général : 5 boulons en éventail, le boulon central vertical a 1,35 m, les 2 intermédiaires inclinés à 60° ont 1,90 m ainsi que les extrêmes inclinés à 45°. Choix des boulons fendus ou à coquilles - mode de fixation - coût et discussion.

IND. **D 711** Fiche n° **8832**

J. COWAN et C. SHARPE. Roof and floor bolting. *Boulonnage du toit et du mur.* — **Colliery Guardian.** 1953, 17 décembre. p. 757/761. 1 fig.

Relation de 2 essais fructueux de boulonnage : l'un dans le toit à la mine Auchengeich, l'autre dans le mur à la mine Cardowan, tous les deux relatifs à la même couche Meiklehill Wee Coal de 60 cm d'ouverture : au toit 60 cm de schiste surmonté de 45 cm de psammites puis grès — mur argileux de 45 cm puis grès. Pente de la couche 17 cm/m, allées de 1,20 m.

A la mine Auchengeich, les essais ont eu lieu dans la galerie cintrée de transport principal, à 350 m de profondeur. Bosseyement de 45 cm dans le mur à 1 m du front de taille, le reste de la section dans le toit en alignement avec la taille. Epi de remblai de 7,50 m du côté de la taille (gauche) à droite charbon et pierres. Avec la largeur de 3,60 m la galerie tenait mal et beaucoup mieux en 2,70 m. Désirant prendre la double taille et garder 3,30 m, on a essayé le boulonnage du toit : 5 boulons — le central vertical, celui de droite incliné à 60° sur l'horizontal en avant dans un plan vertical parallèle à l'axe de la galerie, celui de gauche de même mais en arrière; ces trois boulons ont 1,65 m et sont espacés de 60 cm, un même intervalle sépare les 2 boulons extrêmes de 1,95 m inclinés à 45° vers les parois. Les 5 boulons repris par une bêle en acier de 3 m × 12,5 cm × 13 mm et rondelles de 12,5 × 12,5 cm. Coins spéciaux aux extrémités.

A la mine Cardowan le mur soufflait beaucoup, la disposition définitive comporte alternativement 3 et 2 boulons placés verticalement dans le mur et reliés par un plat de 125 × 13 mm, de longueur suffisante pour recevoir les trous espacés de 45 cm. Ecartement des lignes 1,05 m, longueur des boulons 1,80 m.

Les résultats dans les 2 mines ont été concluants. Les conditions d'essai sont étudiées à divers points de vue. Epreuves des boulons. Boulons à cosses au lieu de coins. Economies du boulonnage.

E. TRANSPORTS SOUTERRAINS.

IND. **E 23** et **E 45** Fiche n° **8540**

L. ROBINSON. Aluminium for cages and tubs in the coal mining industry. *Les alliages d'aluminium pour cages et berlines dans l'industrie charbonnière.* — **Transactions of the Inst. of Min. Eng.** 1953, novembre. p. 171/185. 4 fig.

Les cages en aluminium de la mine Gresford installées en 1949 sont décrites en détail. A cette époque, elles étaient les seules en Angleterre. L'essai en gand à Point of Ayr de berlines en métal léger est aussi relaté : 290 berlines et d'autres en commande. Le premier essai de métal léger eut lieu en 1927 en Allemagne pour un skip. En Angleterre un essai a eu lieu en 1947 dans le Lancashire, les montants étaient en acier et les skips durent être mis hors de service après 2 ans de temps par suite de corrosion. A Gresford, des précautions spéciales ont été prises contre celle-ci et la structure a été étudiée spécialement. Il y a 3 paliers par cage et 3 berlines par palier, poids 4,4 t contre 9 t pour celle en acier. Encombrement : 7,20 m × 4,33 m × 1,35 m. Les paliers ont une dénivellation de 15 cm. Le contreventement est en forme de V aux paliers inférieurs et en X au palier supérieur. Les éléments essentiels sont en duralumin. Un alliage spécial traité à chaud a été employé pour le raillage. Après 3,5 ans de service les cages sont encore en excellente condition. La même transformation va se faire à la mine Llay Main. A la mine Ifton, depuis juillet 1950, on a des cages avec montants d'acier et le reste en aluminium qui après 2,5 ans de service sont encore en bon état. Tous les contacts acier-aluminium ont été protégés par un enduit de chromate de zinc. A Point of Ayr, 6 types de berlines différents sont soumis à un essai en service : chaque berline est étiquetée. 110 ont été mises en service en mai 1950 avec 20 en acier pour comparer et 100 autres supplémentaires en métal léger ont été mise en service en août 1950. Jusqu'à présent, 30 sont hors service mais il s'agit de desturctions accidentelles.

IND. **E 254** Fiche n° **8554**

W. ALTENA. Elektrische Grubenlokomotivförderung mit zweipoliger Oberleitung. *Locomotive électrique pour le fond à double lignes de trolleys.* — **Glückauf.** 1953, 5 décembre. p. 1216/1221. 12 fig.

Avantages et défauts des installations ordinaires à trolley. Rendement — Economie — Dangers de coups de grisou et d'électrocution. Le problème a été étudié par la D.K.B.L. et par la T.U.V. (station minière de l'ensemble des contrôles techniques, Essen) en collaboration avec la firme Brown Boveri (Mannheim). Cette dernière a mis au point une locomotive à 2 lignes avec trolleys sur tiges. A la suite d'essais préliminaires, la société minière Ewald-König Ludwig était décidée à une installation de ce genre.

Nombreux avantages reconnus : les trolleys à tige permettent plus facilement un surhaussement des lignes et un accomodement avec les possibilités de la section. Les dangers de contact sont réduits.

Le retour de courant est moins résistant, les pertes plus réduites ainsi que les phénomènes de corosion bien connus. Le placement des voies est simplifié. Le neutre est isolé. Les lignes peuvent être protégées là où c'est nécessaire. Par contre, l'installation des aiguillages entraîne quelques dispositions supplémentaires. Vues de la disposition des lignes et des aiguillages. La roulette de trolley est remplacée par un balancier articulé avec deux frotteurs à charbon articulés également et reliés par un ressort à boudin.

Résumé des constatations après un an de service — fonctionnement sans étincelle perceptible — protection contre les incendies — élimination des courants de fuite.

Remarque : le dispositif à trolley à tige et frotteurs peut être utilisé avec la ligne simple et retour par le rail. On conserve alors plusieurs avantages entre autres celui de l'élimination des étincelles.

IND. **E 414** Fiche n° **8864**

S. BAER. Der Ausgleich der Seilkräfte bei Mehrseilförderungen. *Egalisation des charges sur les câbles dans l'extraction à câbles multiples.* — **Glückauf.** 1953, 19 décembre. p. 1253/1265. 20 fig.

L'accroissement de la profondeur et l'augmentation de l'extraction qu'elle impose conduisent à des sections de câbles d'extraction de plus en plus grandes; d'autre part, des diamètres de câble plus petits s'accomodent de diamètres réduits pour les poulies à gorge motrices; pour une vitesse donnée dans le puits : les moteurs peuvent donc tourner plus vite; il en résulte une économie de frais d'installation importante. Ces 2 conditions conduisent à l'emploi de câbles multiples. Un avantage subsidiaire résulte de la possibilité de faire disparaître la tension de torsion que le câble unique exerce sur la cage et le frottement accru des mains courantes qui en résulte. Un inconvénient résulte cependant de la nécessité de répartir la charge également sur les 4 câbles. A cet effet, différents types de dispositions compensatoires ont été étudiés à l'occasion de l'installation à câbles multiples de la mine Hannover (1947) : le calcul et les essais montrent que par suite du frottement, la compensation est imparfaite, au contraire l'attache directe à un palonnier au moyen de cales spéciales réalise l'équilibre indifférent. Celui-ci doit être vérifié régulièrement au moyen des dynamomètres qui sont insérés près de l'étrier d'attache au palonnier.

L'essai prolongé en service continu a montré que la question de la répartition des charges sur les câbles est ainsi solutionnée.

IND. **E 43** Fiche n° **9004**

X. Installation of rigid shaft guides at Kingshill n° 3 colliery. *Installation de guidonnage à la mine Kingshill n° 3.* — **National Coal Board, Inf. Bull. 53/101.** 9 p. 11 fig.

Détails sur le plan et l'installation du guidonnage par rails à la mine Kingshill n° 3 (4e District

de la Division d'Ecosse). L'étude et le travail de préparation ont été exécutés en parfait accord avec le personnel de la mine, ce qui a facilité et accéléré le travail. Le puits à 230 m et 4,50 m de diamètre. Il est bétonné. Il avait d'abord été prévu pour berlines de 800 l. Eu égard à la modernisation de la mine, on a décidé après coup l'emploi de berlines de 2,5 t. On compte extraire 1200 t/poste. Le jeu entre puits et cages aux anglées sera de 15 cm.

Section plane extérieure de cage : 3,15 m × 1,27 m — Distance d'axe en axe des cages : 1,72 m.

Conducteurs en rails de 37,5 kg/m. Partibures en I de 200 × 150 mm (long. 4,95 m). La fixation des conducteurs se fait par boîte prismatique posée sur les partibures et formant base de contrepression aux griffes qui saisissent les 2 conducteurs se faisant face. Description et vue d'une plate-forme suspendue et guidée par 2 câbles à la paroi pour la pose du guidonnage.

IND. **E 53** Fiche n° **8861**

P. WYKE et R. GILL. Radio frequency communications at coal mines. *Communications à radiofréquences dans les mines.* — **Colliery Guardian.** 1953, 24 décembre. p. 791/797. 3 fig.

Les essais faits un peu partout entre 1920 et 1928 s'étaient terminés par la conclusion que ce matériel était trop fragile pour un emploi durable dans les mines. Depuis lors, l'emploi de la très haute fréquence et l'application dans de nombreux autres secteurs demandent une révision du problème.

A la surface, le N.C.B. a fait des essais fructueux dans le domaine des locomotives de manœuvre. Un emploi similaire concerne l'inspection et l'entretien des chemins de fer aériens.

Les postes de secours automobiles doivent pouvoir rester en contact avec leur centrale et éventuellement avec la centrale d'une autre division, à cet effet deux bandes de fréquences leur ont été réservées avec une puissance maximum de 25 W.

Dans le fond, la transmission des ondes courtes dans les chantiers non raillés fut décevante; au contraire, là où il y a des voies métalliques ou des câbles électriques, les résultats sont beaucoup meilleurs : de là est né le trolleyphone très utilisé aux E.U. Pour les locomotives Diesel, on utilise le raillage notamment en Allemagne (Telefunken). Deux équipements ont été importés en Angleterre et soumis à des essais. Ils sont du type à piles sèches : 3 V pour le chauffage et 90 V pour la H.T. et peuvent fournir 80 h de service continu; le poste fonctionne sur 210 kilocycles. Des essais de portée ont été faits à la surface, dans les puits et au fond : quand il n'y a ni câbles ni fer, la portée est relativement courte : 25 m environ.

Des prototypes anglais ont été établis avec piles ou batteries et sont soumis à des essais à l'heure actuelle.

IND. **E 53** et **P 133** Fiche n° **8552**

A. BAULE. Das Bergbauhorchgerät. Ein hochempfindliches, kleines Abhörgerät für Klopzeichen und Gebirgsgeräusche. *Détecteur des bruits de la mine.* — **Glückauf.** 1952, 21 juin. Traduction dans les **Annales des Mines de Belgique.** 1953, novembre. p. 857/859. 5 fig.

Appareil mis au point par la station Westphalienne de géophysique : il pèse 13 kg avec sa caisse en bois.

Avec cet appareil les signaux peuvent être transmis par la roche en place sans intervention des rails ou des canars et perçus à une distance 5 fois plus grande qu'à l'ouïe seule.

Le petit récepteur pesant 0,6 kg a un diamètre de 37 mm; à l'intérieur se trouve un quartz piezoélectrique et un premier amplificateur avec un petit tube. Le récepteur qui s'applique contre le terrain est réuni à l'amplificateur par un câble Faraday. L'amplificateur est hermétique, il comporte 2 batteries et 4 lampes.

IND. **E 6** Fiche n° **8585**

NATIONAL COAL BOARD. Underground manriding haulage endless rope system at Haig Colliery. *Le transport du personnel au fond. Système par câbles sans fin à la mine Haig.* — **Iron and Coal. T. R.** 1953, 4 décembre. p. 1299/1301. 5 fig.

La longueur actuelle de ce traînage est de 4,680 km et elle grandit avec le développement des fronts. A part deux coudes à peine perceptibles le tracé est en ligne droite mais présente de nombreuses ondulations dans le plan vertical. La galerie a 4,20 m sur 2,70 m de haut. Le soutènement est en cintres métalliques, le rail de voie pèse 25 kg, entraxe de 75 cm, billettes en bois ballastées par des poseurs professionnels. Le câble est du type Lang à torons plats de 28 mm de diamètre et monté sur rouleaux et poulies-guide. Le treuil Becander (350 h) de hâlage est à petite distance de l'envoyage et est combiné avec un chariot de tension à contre-poids avec poulie de retour de 2,40 m.

Ce treuil « Becander » réversible avec simple réduction a été fourni par la firme Beckett & Anderson Ltd (Glasgow). Le moteur électrique de 350 HP — 365 t/min est du type à bagues. Le câble de traction passe 6 fois sur la poulie «Clifton» du treuil qui a 3 m de diamètre et 25 cm de largeur. La vitesse atteint 24 km/h. Le frein est du type Caliper, à garniture en ferrodo et à commande progressive par électro avec possibilité de commande par pédale. Le train comporte 10 wagons dont les extrêmes contiennent 10 personnes et les autres 14.

Ces wagons ont environ : 4,20 m × 0,95 × 0,80 m de haut. Sauf aux extrémités du train où il y a un boggie et un frein à vis, un boggie à 4 roues prend l'extrémité de deux wagons.

F. AERAGE. ECLAIRAGE. HYGIENE DU FOND.

IND. **F 123** Fiche n° **8885**

T. THOMAS. The ventilation of headings, with special reference to long tunnel ventilation. *La ventilation des galeries, spécialement dans le cas de la ventilation des longues galeries.* — **Transactions of the Inst. of Min. Eng.** 1953, décembre. p. 263/281. 3 fig.

Cette conférence donne les résultats de l'emploi des recommandations formulées par le National Coal Board dans le Bulletin d'Information 52/74 (voir f. 5316 — F 123). La modernisation des charbonnages du Nord du Pays de Galles comporte le creusement d'un assez grand nombre de longues galeries (de 800 à 2700 m) à des profondeurs variant entre 200 et 900 m. L'auteur passe en revue les systèmes de ventilation utilisés notamment à Llay Main ainsi qu'à Point of Ayr, Cresford et un charbonnage du Lancashire non dénommé. La pratique la plus courante actuellement est la ventilation soufflante sauf pendant les 20 à 30 minutes du tir où le courant d'air est renversé pour aspirer les fumées. La pression développée est de 500 à 1500 mm d'eau et la puissance du moteur électrique va jusqu'à 100 HP pour des galeries de 3 à 5 km.

L'auteur signale également les essais faits en Allemagne avec de petites unités de climatisation pour les galeries à grande profondeur.

IND. **F 21** et **F 230** Fiche n° **8364**

H. ANTONIE. Some notes on methane and the precautionary methods against gas explosions adopted by mines in the Orange Free State Goldfields. *Quelques notes sur le grisou et les méthodes préventives contre les explosions, adoptées dans les mines d'or de l'Etat Libre d'Orange.* — **Journal of the Chem. Met. & Min. Soc. of South Africa.** 1953, octobre. p. 126/138.

Le méthane se trouve occlus dans les couches de charbon de la série d'Ecca du Karoo, formation qui couvre pratiquement tout le gisement aurifère de l'Etat Libre d'Orange. L'hydrogène est vraisemblablement formé par action pyromorphique, avec distillation partielle des charbons. Le méthane et l'hydrogène sont dissouts par les eaux météoriques et transférés sous haute pression dans les formations quartzitiques sous-jacentes. En général, tous les travaux effectués dans ces formations en rencontrent mais le débit est de courte durée. Cependant, depuis le début des mines d'or dans l'Etat d'Orange qui date de 1945, 53 accidents mortels dus à des coups de grisou se sont déjà produits. L'article traite des propriétés du grisou et signale les mesures préventives qui ont été édictées. Quantité d'air minimum dans les chantiers — détection du grisou — précautions spéciales dans les travaux abandonnés, dans les montages — ventilation des stations de pompage — conclusions.

IND. **F 22** Fiche n° **8533**

L. LAWLEY. Automatic high range acoustic metanometer. *Grisoumètre acoustique automatique pour les teneurs élevées.* — **Colliery Guardian.** 1953, 3 décembre. p. 709/713. 8 fig. **Colliery Engineering.** 1953, décembre. p. 499/502. 8 fig.

Pour les installations de captage de grisou, il faut un appareil donnant :

1) instantanément et en lecture facile la teneur en grisou du gaz capté;
2) un signal avertisseur optique et acoustique quand la teneur en air dépasse 50 %.

A la demande du N.C.B. c'est à la recherche d'un tel appareil que l'auteur du présent article s'est attaché. La construction a été réalisée par les laboratoires de recherche (section de physique du Collège Royal de Newcastle (upon Tyne). Le principe est basé sur la variation de vitesses du son dans les gaz : à 0° 330 m dans l'air et 430 m dans le méthane. Un émetteur acoustique et un microphone sont disposés aux deux extrémités d'un tube traversé par le gaz et dont la longueur est telle que la différence de temps de parcours d'une onde dans l'air et dans le méthane pur soit exactement égal à celui d'une période du vibreur. L'onde électrique qui l'actionne a été transformée en tops positif et négatif, ce dernier sert de repère et le positif se déplace en fonction de la teneur en grisou : l'écart des 2 apparaît sur une échelle qui donne directement la teneur en air. Au delà de 50 %, une sirène se met en branle et des servo-mécanismes doivent fermer la tuyauterie. L'appareil a fonctionné à Whitehaven pendant plusieurs mois en service continu, sans entretien spécial. Les lectures à toute heure n'ont pas montré d'écart. Il y a un effet de température (déplacement du signal de 15 % pour 5°) qui sera corrigé dans un modèle à l'étude. Il subsiste une difficulté inhérente à la méthode : l'air contient d'autres gaz en faible proportion qui agissent également sur la vitesse du son, par exemple CO_2 ralentit la vitesse du son. On peut essayer d'éliminer chimiquement ces gaz ou simplement tenir compte de leur influence.

IND. **F 24** Fiche n° **8827**

W. MAAS, J. STUFFKEN et G. ITZ. An installation for the drainage of firedamp and some results obtained with it. *Une installation de captage de grisou et quelques résultats obtenus.* — **Géologie en Mijnbouw.** 1953, décembre. p. 433/444. 14 fig.

Depuis quelques années déjà, les experts des Mines d'Etat ont rassemblé des données et exécuté des essais sur l'origine et l'émission du grisou. Ces travaux ont contribué à l'établissement d'un schéma représentatif de ces phénomènes qui s'est montré très utile en pratique.

La seconde partie de l'article contient une description des méthodes employées dans le fond et des résultats obtenus. La troisième partie traite des principes qui président aux installations de mesure

et de contrôle, appareils de signalisation et de contrôle. L'installation a été mise en service à la Mine d'Etat Emma en 1952.

En décembre de la même année, la mine d'Etat Hendrik suivait avec une installation similaire. La capacité maximum de la mine Emma se montait à 14 m^3/min, celle de la mine Hendrik à 11 m^3/min, le diamètre du puits étant plus petit.

Jusqu'à octobre 1953, aucune difficulté sérieuse n'a été rencontrée. Le système d'alarme a fonctionné une fois en mai 1952 : à la suite de 3 chômages consécutifs, la concentration avait baissé jusqu'à 25 %, ce qui est tout à fait normal. Une autre fois, le brûleur de sécurité s'est éteint : le pouvoir calorifique était tombé en dessous de 3500 kcal sans que le signal d'alarme des 25 % n'ait fonctionné, ceci semble avoir été dû à une fuite.

Dans l'ensemble, les installations fonctionnent bien et des instructions ont été données pour leur extension.

IND. **F 25** Fiche n° **8822**

R. JUNGHANS. Der schwere CO_2 Ausbruch auf der Schachtanlage Menzengraben des V. E. B. Kaliwerk Heiligenroda am 7-7-1953, seine Ursachen und Folgen. *Le grand dégagement instantané d'anhydride carbonique du 7-7-1953 à la mine Menzen de la Société des Potasses de Heiligenroda. Sa cause et les suites.* — **Bergbau Technik.** 1953, novembre. p. 579/589. 20 fig.

Après quelques indications sur les conditions géologiques du gisement et des installations à la mine susdite, les circonstances du dégagement instantané sont décrites : dégagement important produit au moment d'un tir, effectué à partir de la surface. Les dégâts produits au jour et dans le fond sont décrits. Le problème de l'expulsion du CO_2 qui a duré 3 semaines et exigea le recours à la station de sauvetage est donné en détail.

Un titre spécial traite des conditions géologiques et minéralogiques occurantes dans un coup d'anhydride carbonique : l'hypothèse est émise d'une origine dans la transformation de la sylvinite.

Après un exposé des données pour les recherches géophysiques ultérieures, des conclusions pratiques sont tirées relativement au tir électrique, à la ventilation qui sera dorénavant plus que doublée et simultanément aspirante et soufflante, sur l'emploi du personnel de sauvetage (prestations limitées à 30 minutes), sur la protection des ouvriers à la surface et des habitants.

IND. **F 42** Fiche n° **8355**

H. RAYNER. An automatic self-cleaning filter. *Un filtre avec décrassage automatique.* — **Mine Ventilation Soc. of South Africa.** 1953, août. p. 1/20. 12 fig.

Utilisable aux centres poussiéreux : culbutages, points de chargement, etc. Jusqu'en 1951, à la mine d'or Vogelstruisbult, on n'employait que des dépoussiéreurs à chicanes. Pour les espaces restreints, on décida d'installer des filtres à sacs en flanelle. Le prix de la laine ayant augmenté, on a utilisé le textile « Dustrite » plus lourd que la flanelle mais d'autre part, après 2 ans et demi d'usage, il est encore en service sans aucun traitement spécial. L'air descend dans une tuyauterie de 1,35 m de diamètre et est relativement sec. Depuis lors, les essais d'autres mines confirment le bon comportement de la Dustrite. Au début on utilisa des panneaux plans verticaux qu'on lessivait : résultat défavorable. Actuellement, on utilise un certain nombre de sacs verticaux avec ouverture vers le bas. On doit les secouer une fois par jour; pour épargner cette manœuvre, on a simplement supprimé l'attache supérieure des sacs. En fin de poste, on arrête le ventilateur et le sac s'effondre projetant la poussière dans la fondation. Au démarrage du ventilateur, les sacs sont aspirés vers le haut et se tendent. Une disposition ingénieuse de clapets mus par dash-pot fait que le vent gonfle lentement les sacs (pour éviter de les déchirer) et en même temps par un by-pass repasse une seconde fois dans le filtre pour y déposer la poussière qui s'est détachée du filtre à l'extérieur.

IND. **F 43** Fiche n° **8400**

A. HOUBERECHTS & G. DEGUELDRE. Essais de masques antipoussières 1re série. — **Inst. d'Hygiène des Mines, Comm. 110.** 1953, octobre. 8 p. 6 pl.

Liste de 12 masques soumis aux essais.

Mode opératoire et normes admises déjà décrits (voir fiche n° 6339, F 43).

Tableaux des résultats : I — caractéristiques et résistances au début; II — pouvoirs de rétention en fonction du temps d'usage; III — résistance totale en mm d'eau dans les conditions types de service.

Constatations : pour la résistance à l'inspiration, tous conviennent. Pour résistance à l'expiration trop élevée, 3 sont à écarter. Pour pouvoir de rétention moyen insuffisant après 3 heures de marche, 6 masques comprenant les 3 premiers sont à écarter. Fernez, Draeger 70 — 545 et 99 — 545, Bartels-Ruger et S.F.A. 31 — 150 sont acceptables.

IND. **F 620** Fiche n° **8348**

W. WALKER Jr, W. EATHORNE, S. POLAK et C. KEENAN. Fire-fighting equipment in coalmines. *Equipement de lutte contre l'incendie dans les houillères.* — **U.S. Bureau of Mines — Inf. Circ. 7662.** 1953, juillet. 20 p.

Choix, emplacement et entretien de l'équipement en fonction de la nature du feu (solides, liquides inflammables), de la présence ou de l'absence de conducteurs sous tension, de l'importance de l'exploitation (personnel, production, superficie). Caractéristiques d'un réseau de distribution d'eau : tuyaux, bouches, pression; de réservoirs mobiles à eau ou à produits chimiques soit pour 1er secours, soit pour lutte décisive; machines à schistifier. Les extincteurs à main et leurs emplacements, notamment près des appareils électriques; substances extinctrices à envisager (CO_2, CCl_4 sous réserve de

précautions contre la toxicité); quantité d'extincteurs à prévoir. Cas des étables, des garages. Protection contre les feux de courroies transporteuses. Entretien, visites périodiques, précautions. Entraînement du personnel. Carte des lieux et plan de lutte contre le feu. Bibliogr. : 11 réf.
(Résumé Cerchar Paris).

IND. **F 620** Fiche n° **8870**

A. BENNETT. Colliery fire-fighting organisation. *L'organisation de la lutte contre les incendies dans les charbonnages.* — **Colliery Guardian.** 1953, 31 décembre. p. 827/829.

En Angleterre, l'officier de la sécurité, généralement aidé par un technicien pour les arrangements pratiques, a pour tâche l'entraînement des équipes de secours, l'entretien et le renouvellement du matériel, les plans de lutte, les rapports réguliers et visites au chef de district, l'information du directeur de siège en ce qui concerne les derniers progrès de la sécurité.

Des syllabus sont en voie de rédaction, traitant de l'entraînement. En vue de réduire la tâche de l'officier et de son technicien, il a été décidé qu'ils formeraient 6 sauveteurs pour le fond et 3 pour la surface comme chefs d'équipes. Des détails sont donnés sur le matériel en service actuellement.

Les plans de lutte concernent l'entretien de la ventilation, l'organisation des secours et la lutte elle-même contre le feu.

Ils doivent être de dimension uniforme (1/5000 ou 1/2500 pour les chambres et piliers). L'emplacement des stations, pompes, flexibles, extincteurs, etc doivent y figurer. Dans les exploitations par tranches, les plans isométriques sont à conseiller. Au point de vue inspection et entretien, le matériel doit être constamment en état de service, les surveillants, boutefeux et manœuvres aux points de chargement doivent être entraînés au contrôle des valves des tuyauteries d'amenée de l'eau.

Les communications par téléphone dans la mine doivent être étendues aux convoyeurs, points de chargement et de transfert, se trouver à moins de 50 mètres de toute taille, dans toute salle de machines et aux points de croisement principaux. L'isolement des câbles doit être soigné et il faut prévoir un code spécial en cas d'incendies.

H. ENERGIE.

IND. **H 0** et **Q 32** Fiche n° **8570**

M. DUMAS. Le rôle des différentes sources d'énergie dans l'industrie française. — **Industrie Minérale.** 1953, novembre. p. 883/894.

L'auteur, secrétaire général du comité consultatif de l'utilisation de l'énergie, aborde le problème du rôle des différentes sources d'énergie dans l'industrie française de l'avenir et désirerait donner des indications sur ce que le Gouvernement voudrait que ce rôle fut demain. Ce point est malheureusement difficile à satisfaire, la doctrine n'étant pas formée. La commission de l'Energie du Plan de Modernisation et d'Equipement est en plein travail. En 1946-47 des commissions se sont occupées du même sujet mais il y eut manque de coordination. Cette fois la commission est unique. L'auteur ne peut donc envisager que quelques points sans engagement. Les chiffres cités ne sont que des ordres de grandeur. La question est envisagée au point de vue technique seulement, les immobilisations étant laissées de côté. Le point de départ des estimations choisi est l'électricité et l'auteur émet des considérations relatives à l'époque indéterminée mais assez proche où la consommation d'électricité aura doublé (80 au lieu de 40 milliards de kWh). Après avoir inventorié les diverses sources d'énergie internes et externes au pays, l'auteur en déduit un ensemble de mesures à prendre : équipement hydraulique, plan d'ensemble des centrales thermiques, organisation des importations, recherches de pétrole outremer — Economie dans la consommation.

Discussion par des notabilités dont l'intervention de M. Bazeilhac est particulièrement à retenir. Il met en doute un déficit de 12 millions de t de charbon pour dans 10 ans; il attire l'attention sur les troubles graves qu'occasionne une extraction mal adaptée à la consomation.

IND. **H 124** Fiche n° **8360**

G. SCHMITT. Vorortkompressoren und Nachverdichter im Untertagebetrieb. *Compresseurs locaux et surpresseurs dans les travaux du fond.* — **Bergbau Rundschau.** 1953, novembre. p. 599/605. 17 fig.

Pour l'utilisation au fond, il existe deux types de compresseurs : ceux qui partent de la pression atmosphérique et l'amènent à la pression d'emploi, d'autres utilisent l'air comprimé du réseau pour l'amener à la pression finale, ce sont les surpresseurs.

Compresseurs à pistons ordinaires ou rotatifs ? La préférence va aux premiers pour leur facilité d'entretien et meilleure réfrigération; la firme FMA/Pokorny construit les seconds pour certains emplois limités.

Compresseurs locaux ou surpresseurs ? Le premier décharge le réseau, le second, au contraire, le surcharge notablement et ne se conçoit que pour un réseau largement calibré et alimenté par une centrale avec réserve suffisante. D'autre part, la production de chaleur moindre est à l'avantage de ce dernier.

Réfrigération à eau ou à air ? La première peut se réaliser en circuit fermé (comme dans les autos) ou à circuit ouvert; pour cette dernière, l'eau doit satisfaire à un certain nombre de conditions assez rares dans la mine. La réfrigération par air est moins sujette à accrocs. Choix du moteur et vitesse. Détermination du type selon le nombre d'outils à actionner. Tableau résumé comparatif des 2 types de compresseurs et surpresseurs.

Description des organes essentiels et des caractéristiques de fonctionnement dans les deux cas.

IND. **H 124** Fiche n° **8866**

E. WEHNER. Sicherheitliche Fragen beim Betrieb von Drucklufterzeugungsanlagen unter Tage. *Les questions de la sécurité pour les installations d'air comprimé dans le fond.* — **Glückauf.** 1953. 19 décembre. p. 1274/1279.

Revue de la littérature sur le sujet en Allemagne et dans différents pays : Angleterre, France, Belgique. L'auteur en déduit un certain nombre de conclusions.

L'expérience a montré que toutes les huiles ne conviennent pas indifféremment pour le graissage des compresseurs ou moteurs à air comprimé. Il est nécessaire de s'enquérir des propriétés thermiques du matériel de graissage mis à la disposition du personnel. Au sujet de l'emploi de compresseurs au fond, on peut noter que les prescriptions de l'administration allemande des mines sont suffisantes, spécialement en ce qui concerne le point d'inflammation de l'huile à employer, ce dernier étant en relation avec le point d'explosion.

Il est essentiel de protéger les diverses parties de l'installation contre les échauffements anormaux, notamment par l'emploi de rapports de compression suffisamment bas en multipliant le nombre d'étages, par une bonne réfrigération, par l'installation de réfrigérants intermédiaires, de filtres à air efficaces, de réservoirs de refroidissement, de purgeurs à tous les points bas et surtout par le contrôle de la température de l'air comprimé et des eaux de réfrigération. La température de l'air ne peut dans aucun cas dépasser 140°. Les protections par fusibles peuvent après un certain temps d'usage devenir inefficaces. L'emploi de l'huile doit être réduit au minimum, elle doit être purifiée régulièrement et les purgeurs à vider périodiquement. Les dépôts de rouille constituent un grand danger pour l'autoallumage de l'huile. Il faut éviter les trop longues périodes de marche à vide.

IND. **H 433** Fiche n° **8846**

E. MARX et L. SCHMITZ. Hochspannungs-Oelströmungsschalter für grosse Ausschaltleistungen mit Pumpeinrichtung. *Interrupteur à courant d'huile pour haute tension et grand pouvoir de soufflage avec dispositif de pompage.* — **E. T. Z. Elektrotechnische Zeitschrift.** 1953, 11 décembre. p. 693/698. 6 fig.

Exposé des exigences auxquelles doivent satisfaire les interrupteurs à courant fort, et des artifices auxquels on a recours pour y satisfaire actuellement. Description de l'appareil nouvellement mis sur le marché qui, entre autres avantages, possède celui d'être, à puissance égale, beaucoup plus léger et moins encombrant.

Son domaine d'emploi est de 6 à 30 kW et des puissances nominales de 100 à 600 MVA où il a été essayé et s'est bien comporté. Le même principe peut être appliqué aux plus hautes tensions et puissance. Vue de l'interrupteur à barillet en porcelaine, vertical, à niveau d'huile dans laquelle s'effectue la séparation du crayon perforé et de son manchon constituant l'interrupteur. Le crayon dans son déplacement entraîne au moment propice un cylindre enveloppe, convenablement profilé pour assurer un pompage de l'huile qui s'oppose à la formation de l'arc de rupture.

Diagrammes obtenus et vue d'une installation triphasée très compacte.

IND. **H 500** Fiche n° **8396**

L. CHENOY. Points de vue récents sur l'électrification des chantiers souterrains. — **Bull. de l'Ass. des Ing. de Montefiore (A. I. M.)** 1953, octobre. p. 729/763. 17 fig.

Malgré l'emploi toujours plus fréquent de l'électricité, le nombre d'accidents dus à celle-ci est resté très minime; les conditions particulières à la mine souterraine trouvent leur expression dans les règlements officiels qui régissent dans les moindres détails la construction du matériel électrique pour le fond et son utilisation dans les chantiers.

En France, en Belgique et en Angleterre, les prescriptions sont plus sévères pour les transformateurs et les moteurs à bagues qu'en Allemagne et en Hollande; par contre, les Allemands sont plus exigeants que les Belges et les Anglais au sujet des équipements de haveuses électriques. On s'efforce depuis plusieurs années d'uniformiser les prescriptions pour l'Europe.

Schéma normal de distribution au fond : arrivée H.T. — disjoncteur H.T. — transformateur abaisseur — disjoncteur B.T. — départs — lignes et récepteurs.

Revue avec figures du matériel Siemens. Dissertation sur les divers types de moteurs courants pour le service du fond avec couple renforcé : moteur à double cage — moteur à courants de Foucault — accouplements hydrauliques et réducteurs à embrayage. Proposition des constructeurs : le meilleur moteur devrait avoir un couple de démarrage égal à 2,5 fois le couple normal, et un couple de décrochage 1,9 fois le couple normal. Diagrammes des couples et des intensités en fonction du glissement. Discussion.

I. PREPARATION ET AGGLOMERATION DES CHARBONS.

IND. **I 24** Fiche n° **8332**

R. EMMETT et D. DAHLSTROM. The application of centrifugal forces to gravitational classifiers. *L'application de la force centrifuge aux classificateurs par gravité.* — **Mining Engineering.** 1953, octobre. p. 1015/1021. 3 fig.

Essai d'un cyclone à sommet ouvert et à très basse pression comme classificateur.

Le défaut des classificateurs par gravité, surtout pour les petites dimensions de coupure, est leur encombrement important. L'appareil essayé se compose d'une cuve cylindrique de 76 cm de diamètre, munie d'un tuyau tangentiel d'alimentation de 10 cm de diamètre et fermée à la base par un cône

de 60° avec ajutage de décharge. Le débordement se fait par un tuyau de 10 cm centré dans la cuve et dont la base se trouve au niveau du bas du tube d'alimentation. Ce tube de décharge vertical est joint par un coude de 90° à un tube horizontal qui traverse la paroi de la cuve cylindrique et dont l'axe se trouve à 22 cm au-dessus de l'axe du tuyau d'alimentation. Ce tuyau horizontal qui se trouve dans le liquide en rotation a reçu une enveloppe profilée pour réduire la turbulence et les pertes de charge. Plusieurs essais donnent l'influence du débit et de la concentration en solides sur les dimensions de séparations et les rendements. Le cyclone ouvert donne des rendements supérieurs aux classificateurs par gravité, avec un encombrement de 10 à 20 fois plus faible et une dépense d'énergie équivalente.

Avec l'appareil utilisé, les dimensions de séparation sont de l'ordre de 100 à 150 microns.

IND. **I 340** Fiche n° **8586**

J. TAEGER. Neuentwicklungen auf dem Gebiet der magnetischen Rückgewinnung von Beschwerungsstoffen in Schwerflüssigkeitanlagen. *Nouveaux développements dans le domaine de la récupération magnétique des produits alourdissants dans les installations par suspension dense.* — **Schlägel und Eisen.** 1953, novembre. p. 607/609. 7 fig.

Descriptions des séparateurs magnétiques par voie humide Grusonwerk (abandonné) et Crocket.

Nouveau séparateur tambour de la Stahlbau Reinhausen. Possibilité de mettre plusieurs tambours en série pour le retraitement de la fraction magnétique et non magnétique avec un encombrement réduit et une faible perte de hauteur.

IND. **I 43** Fiche n° **8322**

G. VISSAC. Fine coal drying. *Séchage du charbon fin* — **Mining Engineering. 1953, octobre.** p. 1004/1011. 8 fig.

Séchage à l'état fluidisé. Pour maintenir le lit à l'état fluidisé, il faut maintenir la vitesse de l'air dans une zone bien définie. Si la vitesse est trop élevée, on a un entraînement d'une grande partie des particules et l'opération devient semblable à celle d'un sécheur flash. La vitesse réduite entraîne une capacité faible et l'impossibilité de disperser la masse agglomérée de fines humides fournies à l'appareil.

Séchage à l'état entraîné. Vitesse des gaz chauds nécessaires à l'entraînement des particules. Température des gaz : une température trop élevée entraîne plusieurs dangers : oxydation et distillation du charbon, chute du rendement calorifique et vitesse excessive des gaz.

Sécheurs verticaux. Actuellement, on utilise des sécheurs dans lesquels le charbon humide tombe en cascade en sens inverse du courant gazeux ou est entraîné par celui-ci (sécheurs Sahut — Rema Rosin).

Sécheur Pulso (Vissac). Sécheur du type à crible avec courant de gaz ascendant. Le lit est fluidisé par mouvement mécanique et pulsation des gaz. Permet de traiter les catégories de 0 à 120 mm.

Récupération des poussières. Dimensionnement des cyclones — Economie.

J. AUTRES DEPENDANCES DE SURFACE.

IND. **J 15** Fiche n° **7771** III

X. Les élévateurs à godets. - Les convoyeurs en masse. — **Manutention Mécanique.** 1953, n° 9. p. 9/15. 3 fig. et p. 19. 1 fig.

Types divers de maillons.

Tableaux des puissances absorbées et débits pour divers types de norias.

Etude de l'élévateur à godets sur courroie soit à décharge centrifuge, soit à godets continus : choix de courroies — tension — diamètre des poulies — vitesse — tableau.

Remarque finale : élévateur ou convoyeur à courroie ? Elévateur ou skip ?

Les convoyeurs en masse : transportent par entrainement dans une gaine fermée, au moyen d'une chaîne flottante qui porte des étriers assez rapprochés. Le dispositif fonctionne en horizontal, en vertical et en courbe. Courroie dans toutes les directions — convient pour le charbon (menu) non acide ni trop humide (par gel) à l'exclusion des poussiers. Vue type — calcul du débit et de la puissance.

P. MAIN-D'ŒUVRE. SANTE. SECURITE. QUESTIONS SOCIALES.

IND. **P 1225** et **F 722** Fiche n° **8353**

M. SALA. Les accidents de locomotives dans les travaux du fond. **Annales des Mines de France.** 1953, n° IX. p. 53/64. 6 fig.

I. — De 1950 à 1952, il y a eu 42 accidents mortels dont 17 dus à des causes fortuites — 8 pour éclairage insuffisant — 6 par manque de visibilité — 11 pour lesquels la victime se trouvait hors du gabarit.

II. — Suite à une enquête générale faite par l'Administration, on peut déduire les caractéristiques requises de l'éclairage des locomotives :

1) portée du phare supérieure à 50 m; 2) génération du courant par courroie sur le volant du moteur plutôt que par roue à friction; 3) utilité d'une batterie d'accumulateurs — 4) prévision d'un dispositif phare-code; 5) tension aux bornes de l'ampoule maintenue suffisamment constante à tous les régimes du moteur; 6) projecteur robuste résistant aux chocs.

III. — Etude d'un certain nombre de locomotives diesel et de l'appareillage électrique : a) Decauville; b) Berry; c) projecteurs de la société d'Ar-

ras; d) locomotives Ruhrtaler et projecteur Frieman et Wolf (fournisseur : Koppel Equipement); e) projecteur S.A.I.T.

IND. **P 32** Fiche n° **8548**

G. LOGELAIN. Les systèmes de rémunération en usage dans les mines de houille vus sous l'angle de la productivité. — **Annales des Mines de Belgique.** 1953, novembre. p. 800/808.

Parmi les nombreux facteurs qui conditionnent la productivité, traditionnellement représentée dans l'industrie charbonnière par le nombre d'unités de production fournies par homme et par poste, l'auteur a choisi pour objet de son étude les systèmes de rémunération en tant que moyens susceptibles d'éveiller l'intérêt des travailleurs pour la productivité.

La première partie de l'article est consacrée à la rémunération à la tâche et à la journée. Les différents systèmes en usage dans les principaux pays charbonniers d'Europe occidentale y sont analysés successivement à larges traits.

La seconde partie concerne les primes et autres stimulants qui sont parfois ajoutés au salaire de base en vue de favoriser l'assiduité et d'aviver l'ardeur au travail des ouvriers.

Dans ses conclusions, l'auteur s'attache à déceler les avantages et inconvénients des différents systèmes et à dégager un enseignement utile pour l'avenir.

IND. **P 53** Fiche n° **8354**

V. VAN MECHELEN. Acquisitions récentes en matière de pneumoconioses à la lumière de la Conférence Internationale de Sydney (mars 1950). — **Institut d'Hygiène des Mines, Comm. n° 109.** 1953, 4 septembre. 37 p.

Le Bureau International du Travail a organisé un premier congrès international de la silicose à Johannesbourg, en 1930, un second à Genève en 1938 et un troisième à Sydney, du 28 février au 10 mars 1950. Les comptes rendus et rapports viennent d'être publiés.

11 pays étaient représentés. Pour des raisons budgétaires, la Belgique n'avait pas de délégué, toutefois le Dr. A. Uitdenhoef adressa un rapport sur « La prophylaxie des pneumoconioses professionnelles en Belgique ».

L'ordre du jour portait sur les 3 points suivants :

1) état actuel de nos connaissances en pathogénie, clinique et diagnostic des pneumoconioses;
2) état actuel des mesures de prévention;
3) échange de vues sur les normes minima internationales éventuellement possibles en matière de réparation pour l'incapacité de travail due à cette maladie.

Etude de la pneumoconiose dans divers pays : Norvège, Suède, France, Grande-Bretagne, Australie, Belgique, Colombie britannique. Signalons en passant l'appareil recommandé par le regretté Professeur J. Leclercq, de Lille, pour l'analyse de l'atmosphère avec filtre soluble au tétrachloronaphtalène.

Problèmes de la pneumoconiologie — Prévention et réparation — Conclusion. Parmi les conclusions, notons par exemple :

La protection des travailleurs peut comprendre : 1) suppression des techniques produisant des poussières dangereuses — 2) remplacement des produits nocifs (peinture, meulage, etc) par des matières inoffensives — 3) suppression de la poussière à la source — 4) enlèvement de la poussière aussi près que possible de son point d'origine — 5) réduction de la concentration de poussières par ventilation — 6) épuration de l'air par arrosage — 7) précipitation électrostatique (des fumées) — 8) protection individuelle des voies respiratoires. Lorsqu'un travailleur pneumoconiotique doit quitter son travail habituel, il faut s'efforcer de lui procurer immédiatement un autre travail ou lui assurer la formation technique pour un autre emploi.

Q. ETUDES D'ENSEMBLE.

IND. **Q 1130, P 0** et **P 20** Fiche n° **8817**

G. VICKERS. The National Coal Board's manpower and welfare department. *La section de la main-d'œuvre et du bien-être du National Coal Board.* — **Iron and Coal T.R.** 1953, 4 décembre. p. 1283/1284.

L'auteur, qui est chargé de ce département au N.C.B. expose l'étendue des activités de ce dernier. Le service médical du Board relève également des attributions de l'auteur mais à titre indépendant.

Formation et entraînement. Le programme est très vaste et l'on ne peut envisager que quelques aspects.

La direction a établi un plan d'apprentissage concernant les ajusteurs et les électriciens mais il doit s'étendre aux autres professions.

Des arrangements ont été pris pour permettre de suivre des cours dans les écoles techniques. On donne un jour de congé par semaine avec salaire payé pour les apprentis qui y sont inscrits. Le nombre de ceux-ci s'est élevé de 10.200 en 1951-52 à 13.300 en 1952-53.

Recrutement et facilités de logement. Le service prend contact avec les écoles et les collèges pour signaler les emplois vacants et faire la propagande. Il s'occupe aussi du logement y compris les pensions, hôtels. Le Board a un programme pour la construction de 20.000 maisons pour mineurs.

Bien-être. A ce sujet depuis 1952, les attributions du département sont modifiées, il a été créé, en effet, un organisme spécial : le Coal Industry Social Welfare Organization qui est contrôlé conjointement par le département et les associations de mineurs et financé par le Board. Le CISWO s'occupe notamment des bains-douches et des cantines.

Le Service Médical des mines. Il complète le Service National de la Santé, il s'occupe de la santé des mineurs à la mine et collabore avec la direction des sièges à tous les degrés. Le personnel médecin intervient aussi dans les recherches d'or-

dre général sur les problèmes humains. A la tête de ce service de recherche se trouve un médecin en chef qui relève de Sir Charles Ellis, membre scientifique du N.C.B.

IND. **Q 5** et **Q 32** Fiche n° **8393** I

P. M. Les investissements dans les charbonnages européens. — **Revue de l'industrie Minérale.** 1953, octobre. p. 833/842 et 1953, novembre. p. 895/904.

Un des moyens les plus puissants dont la Haute Autorité de Luxembourg dispose pour accomplir la tâche qui lui a été dévolue par le Traité instituant la Communauté Européenne du Charbon et de l'Acier réside dans les pouvoirs qu'elle exerce sur les investissements des industries charbonnières et sidérurgiques des six pays membres.

Après avoir été absorbée pendant sa première année par la mise en place de ses services et par l'établissement successif du marché commun pour le charbon et pour l'acier, la Haute Autorité vient de décider d'intervenir activement dans le domaine des investissements. Or, des problèmes importants sont posés aux industries charbonnières des pays membres par la nécessité de poursuivre et d'achever les investissements importants qu'elles ont engagés ces dernières années.

Pour un certain nombre de pays, les renseignements disponibles sont très limités. Il semble intéressant de mentionner quand même le peu d'informations existantes, dans la mesure où elles permettent de mieux apprécier les programmes des autres producteurs on indique successivement pour les différents pays producteurs quels ont été les investissements effectués depuis la fin de la guerre, leurs modes de financement, en précisant les grandes lignes des plans à plus longue échéance qui ont été élaborés :

I — France; II — Sarre; — III Allemagne.

IV — Belgique : Position relative des différents bassins dans la production. Incidence du plan Schuman : modernisation des charbonnages des bassins du Sud. amélioration des lavoirs et extension des centrales en Campine; mise en chantier dans un délai éloigné d'un nouveau siège.

Relevé des investissements de 1945 à 1952 (passés de 220 millions à 2,5 milliards). Programme quinquennal (autofinancement et plan Marshall) but : 25 % d'accroissement de la production — amélioration du rendement — réduction des prix de revient.

V — Pays-Bas : Production limitée (12,5 milliards de t), niveau technique élevé. Recul de la production (87 % de 1937) et du rendement (63 % de 1937).

Programmes en cours : réserves limitées, le gisement du Peel (Limbourg Central) devra relayer les mines du sud qui s'épuisent. Projet de fonçage de deux puits près des mines Hendrik et Maurits.

Réalisations : nouvelle centrale à la mine Emma — usines chimiques près de la mine Maurits : fabrication d'engrais avec les gaz de four à coke. (Autofinancement).

VI — Grande-Bretagne : N.C.B. plan de 15 ans — 240 millions de t d'extraction prévues pour 1965. En 1950 : 950 sièges (dont 150 ont été arrêtés depuis) — 259 sièges seront reconstruits et assureront 70 % de la production — 22 nouveaux sièges et 53 descenderies seront créés. Réalisations : retardées par les difficultés du financement.

VII — Autres pays : Pologne : production en 1946 : 47 millions de t — en 1952 : 84,5 millions de t (avant 1939 : 70 millions y compris l'ancienne Silésie allemande) — Hongrie, Tchécoslovaquie et Allemagne Orientale : plans quinquennaux. Pour mémoire : Espagne (13 millions de t) — Italie.

Perspectives des industries charbonnières européennes : action de l'O.E.C.E. relayée par la Haute Autorité (de la C.E.C.A.). Conclusions.

IND. **Q 5** Fiche n° **8599**

P. DELVILLE. La Communauté Européenne du Charbon et de l'Acier. — **Bull. Techn. de l'U. I.Lv.** 1953. n° 4. p. 3/5.

Mise en application du traité. Première phase institutionnelle : mise en place des rouages de la communauté — Deuxième phase fonctionnelle : elle a débuté par des appels de la Haute Autorité à des commissions.

Perspectives du marché : on peut prévoir dans les 5 années à venir un accroissement de consommation de 21 à 31 millions de t; au bout de 10 ans un accroissement de 33 à 53 millions de t.

Pour l'acier l'accroissement serait respectivement de 7 à 10 millions de t et de 13 à 19.

Les investissements demanderaient 55 milliards de francs belges soit 20 milliards pour l'industrie charbonnière — 20 pour la sidérurgie et 15 pour les maisons ouvrières. Il manquerait 300.000 maisons dont 27.500 en Belgique.

Intégration du charbon belge dans le marché commun.

Elle s'est avérée plus aisée qu'on ne l'avait imaginé, réduction de l'écart entre les prix de revient belges et étrangers par suite du rééquipement des mines belges, de la hausse du rendement et de celle des salaires dans les pays étrangers.

Comparaison des prix en 1950 et 1953. Influence favorable de la péréquation.

Conclusion : la Belgique a dans la communauté européenne des atouts : parmi ceux-ci la Campine occupe une place de choix.

R. RECHERCHES - DOCUMENTATION

IND. **R 12** Fiche n° **8531**

W. RANDEL. Aus der Tätigkeit der Versuchsgrube. *Sur l'activité de la mine expérimentale.* — **Schlägel und Eisen.** 1953, novembre. p. 603/607. 11 fig.

Rapport de la station à l'occasion de son 25me anniversaire. Coups de grisou et de poussières. La cause la plus fréquente provient du tir des mines notamment par les particules d'explosif non désagrégées et brûlant encore. Contre ce danger, la gaine explosive s'est montrée très efficace. Le danger des tirs d'angle a été signalé et des essais plus sévères des explosifs entrepris : il en est résulté la création d'une 3me classe d'explosifs plus sûrs.

On a vérifié le danger des étincelles de friction produites par les étançons en métal léger coulissant en présence de poussière de charbon, la vitesse minimum de coulissement a été trouvée de 3 à 7 cm et la course nécessaire 20 cm.

L'épandage de poussières inertes contre le danger du grisou et poussières s'est révélé, aux essais, moins efficace qu'on ne l'avait estimé : les barrages sont indispensables. Des améliorations ont été trouvées pour leur exécution. Vue du barrage type léger de Dortmund et des barrages multiples légers de protection pour les sauveteurs, à pose rapide entre toit et mur.

La salsification et l'arrosage des galeries ont aussi été étudiés pour la lutte contre les coups de poussière.

Incendies du fond — Etude des essences de bois les moins combustibles et de l'ignifugation (diverses techniques) — Protection simultanée contre la pourriture — Emploi du béton armé et du béton à armature de bois — Garniture métallique des portes d'aérage contre la propagation des incendies avec au moins 1 m de galerie adjacente ignifuge. Etude sur les incendies de courroies : extincteurs portatifs et matériel accessoire pour les feux couvants. Barrages rapides en laine de verre. Etude sur les portes métalliques étanches pour résister aux explosions. Etude des câbles d'extraction au point de vue glissement sur les poulies Koepe : essai de divers produits d'antiglissement dont le P.V.C. Recherches sur les parachutes de cages.

IND. **R 12** Fiche n° **8520**

A. WYNN. 31 th Annual report on safety in mines research for the year 1952. *31me Rapport annuel relatif à la recherche de la sécurité dans les mines pour 1952.* — 1953. 76 p. 9 fig. — Extrait dans **Colliery Guardian.** 1953, 6 novembre. p. 655/659. 1 fig. et 3 décembre. p. 713/716.

Introduction. La Conférence internationale du Safety in Mines Research Establishment, tenue à la Station de Buxton en juillet 1952, a discuté des coups de grisou et de poussières, et des mesures préventives. L'utilité des détonateurs à court retard a été reconnue en Angleterre comme sur le continent, en restant dans les limites fixées par les recherches, le danger n'est pas accru. En Angleterre, le I.C.I. (Division Nobel) a étudié au cours de cette année des détonateurs à micro-retards satisfaisants.

Les explosifs de sécurité ont été introduits en 1949 en Grande-Bretagne, ils sont utilisés de plus en plus. La place des explosifs ordinaires et gainés de sorte qu'un tiers des explosifs utilisés au fond sont actuellement du type Eq.S.

Au sujet des coups de poussière, l'insuffisance de la schistification dans les voies de transport par convoyeurs a été signalée et la précaution supplémentaire des arrêts barrages recommandée. L'eau est utilisée tant contre les explosions que contre les poussières nocives. En Grande-Bretagne, on pratique également l'infusion d'eau en veine par explosion.

La salsification des galeries est efficace pour la consolidation des poussières quand l'humidité est en dessous de 75 % : brouillard de saumure pour les retours d'air — dendritification par addition de traces de KCN.

D'autres études concernent : le danger des étincelles d'Al — la corrosion du matériel métallique par le sel — la dispersion inégale des poussières par le tir — l'emploi des poussières non hydrophiles — le danger des explosions de grisou dans les espaces confinés entre surfaces rapprochées.

Communiqués

Journées Internationales de la Lubrification, Liège, 6 - 7 et 8 mai 1954. Organisées par la Section de Liège de l'A. I. Lg., à l'occasion de la Foire Internationale de Liège 1954 (24 avril au 9 mai) (1).

JEUDI 6 MAI

Matin :

9 h. : 1) Introduction aux Journées, par M. Ch. Hanocq, Ingénieur A.I.Lg., Professeur Emérite de l'Université de Liège (Belgique).

2) Conférence : « Qualification des lubrifiants par leur performance. Méthodes actuelles et tendances », par M. J. Groff, Conseiller Scientifique « Lubrifiants » de l'Institut Français du Pétrole (France).

Communications :

3) « Méthodes de recherche et applications mécaniques dans les laboratoires de la Socony Vacuum », par le Dr R. B. Kellingworth, en collaboration avec MM. I.F. Socolofsky et C.W. Nichols Sr de la Socony Vacuum Company Inc. (U.S.A.).

4) « Résultats acquis dans la révision des méthodes d'échantillonnage des lubrifiants de l'Institut Belge de Normalisation », par M. F. Malschaert, Ingénieur Civil, Professeur à l'Université de Gand, Président de la Société Belge pour l'Etude du Pétrole et de ses dérivés (Belgique).

Président de séance :

M. L. Leloup, Ingénieur A.I.Lg., Chargé de Cours à l'Université de Liège, Président des Journées.

13 h. : Déjeuner en commun.

Après-midi

15 h. : Visite guidée de l'Exposition spécialisée : Matériel et produits de lubrification, à la Foire Internationale de Liège (Coronmeuse, Réunion en face du Palais n° 1).

Soir :

17 h. : Réception par le Comité de la Foire Internationale de Liège.

20 h. : Première séance de projection de films, parlant français ou commentés en français :

1) « From the ground up » de la Socony Vacuum Oil Company Inc. de New York.

2) « La fabrication des roulements à billes S.K.F. depuis le traitement du minerai jusqu'à la mise en service. »

VENDREDI 7 MAI

Matin :

9 h. : *Communications:*

1) « De l'examen de la structure des huiles minérales de graissage », par M. G. Souillard, Ingénieur, Docteur en Sciences Chimiques, attaché à la S.A. Purfina (Belgique).

2) « L'interprétation des essais de laboratoire relatifs aux lubrifiants », par M. R. Lacourt, Ingénieur Technicien A.I.E.C.A.M., Chef du Service « Lubrifiants industriels et automobile » de l'Esso Standard (Belgique).

3) « Les tests mécaniques des cutting fluids », par M. H.L. Bingham, Ingénieur Chargé de Recherches au Laboratoire de Recherches de l'Anglo Iranian Oil Company (Grande-Bretagne).

4) « La lubrification dans la coupe des métaux », par M. F. Eugène, Ingénieur Militaire Principal (France).

5) « Les avantages des roulements à rouleaux coniques pour les tourillons de cylindres de laminoirs », par M. W.P. Snedden, A.R.T.C., de la British Timken Limited (Grande-Bretagne).

Président de séance :

M. E. Bodart, Ingénieur A.I.Lg., Professeur à l'Université de Liège, Vice-Président du Comité Scientifique de l'A.I.Lg.

Après-midi :

14 h. 30 : *Communications :*

1) « Alliages aluminium-étain améliorés pour paliers lisses », par le Dr I.W. Cuthbertson, F.I.M., A.M.I.E.E., Directeur Adjoint des Recherches du Tin Research Institute (Grande-Bretagne).

2) « Le calcul des paliers lisses », par M. L. Leloup, Ingénieur A.I.Lg., Chargé de Cours à l'Université de Liège (Belgique).

3) « Le palier fluide », par M. P. Gerard, Ingénieur à Paris (France).

4) « L'utilisation des coussinets en résine synthétique dans les laminoirs », par M. J. Diverse, Ingénieur A.I.Lg., Chef de Service à la Société Anonyme d'Ougrée-Marihaye (Belgique).

5) « Quelques points de vue sur la lubrification des roulements », par M. L. Berner, Ingénieur Civil diplômé de KTH à Stockholm, Attaché à la Société S.K.F. (Belgique).

Président de séance :

M. Ch. Hanocq, Ingénieur A.I.Lg., Professeur Emérite de l'Université de Liège.

(1) Les séances auront lieu dans la salle de conférences de l'A.I.Lg., 12, quai Paul Van Hoegaerden, Liège. Pour renseignements complémentaires, prière de s'adresser au secrétariat des Journées de la Lubrification, 12, quai Paul Van Hoegaerden, Liège. - Tél. : 32.02.71.

Soir :

20 h. 30 : Seconde séance de projection de films, parlant français ou commentés en français :

1) « The basic principles of lubrification », des Esso Laboratories de Londres avec la collaboration du Laboratoire de l'Université de Cambridge.

2) « Les roulements à rouleaux coniques Timken et leur montage sur les tourillons des cylindres de laminoirs ».

SAMEDI 8 MAI

Matin :

9 h. : *Communications :*

1) « Le graissage des turbines à vapeur », par M. P. Gilson, Ingénieur Technicien E.C.A.M. du département technique de Caltex Petroleum Cy (Belgique).

2) « La jeunesse prolongée de nos moteurs diesel », par M. G.M. Barret, B. Sc., A.M.I. Mech. E., Fellow of the Institute of Petroleum, Ingénieur de Recherches à la Shell Petroleum Cy Ltd (Grande-Bretagne).

3) « Le graissage des compresseurs d'air et incidence de l'emploi des lubrifiants sur les incendies et explosions », par M. H. Pitesche. Ingénieur A.I.Lg., Directeur technique de la Vacuum Oil Cy (Belgique).

4) « Quelques aspects de la lubrification des engrenages dans l'industrie », par M. W. Pohl, B. Sc., A.R.T.C., Fellow of the Institute of Petroleum, Chef de la Section Lubrifiants de Products Development and Research, Département de The Shell Petroleum Cy (Grande-Bretagne).

5) « Méthodes de préparation et méthodes de contrôle des graphites lubrifiants », par M. W. Migurski, Ancien Elève de l'Ecole Bréguet, Professeur à l'I.S.M.C.M., Directeur de la Société Franco-Marocaine (France).

6) « La lubrification sans huile de cylindres à vapeur, permettant l'utilisation de la vapeur non polluée à d'autres usages », par M. H.P. Jost, A.M.I. Mech. E., M.A.S.M.E., Directeur de Trier Bros Ltd (Grande-Bretagne)

Président de séance :

M. Ch. Rondelle, Ingénieur A.I.Lg., Ingénieur en Chef du Service Electro-mécanique de la S.A. d'Ougrée-Marihaye.

Après-midi :

14 h. 30 : *Communications :*

1) « L'organisation du graissage dans les houillères françaises », par M. R. Lefevre, Président de la Commission Technique de la Lubrification des Charbonnages de France (France).

2) « L'organisation du graissage dans une usine de construction mécanique », par M. R. Collée, Adjoint au chef du Laboratoire Central de la Fabrique Nationale d'Armes de Guerre, Herstal (Belgique).

3) Conférence :

« Les bases du frottement et de la lubrification dans les machines suivant l'état actuel de nos connaissances », par le Prof. Dr Ing. G. Vogelpohl de Göttingen (Allemagne).

4) Conclusions : par M. L. Leloup, Président des Journées Internationales de la Lubrification.

Président de séance :

M. R. Dessard, Ingénieur A.I.Lg., Président de la Section de Liège de l'A.I.Lg, Directeur Gérant des Charbonnages de Gosson, La Haye, Bonne Fin et Horloz Réunis.

Province de Hainaut — Institut Provincial de l'Education et des Loisirs — Prix de Vulgarisation Scientifique. — Modalités d'attribution du Prix.

Article 1er. — Un « Prix Biennal de Vulgarisation Scientifique » d'un montant de 30.000 F (trente mille francs) est institué par le Conseil Provincial.

Art. 2. — Ce Prix a pour but de consacrer la valeur d'un mémoire destiné à rendre accessible au plus large public possible une notion fondamentale ou un groupe important de notions ressortissant aux sciences exactes, aux sciences de la nature ou aux sciences de l'homme.

Art. 3. — Toute personne de nationalité belge ou ayant obtenu la grande naturalisation ou *résidant en Belgique* peut participer au concours.

Art. 4. — Les travaux des candidats, inédits ou publiés, devront être rédigés en langue française et présentés en trois exemplaires identiques.

Ne pourront être acceptés que les travaux publiés au cours de l'année de l'attribution du Prix ou pendant les deux années qui précèdent.

Ils pourront être accompagnés d'un matériel didactique : plans, dessins, schémas, croquis, documents photographiques ; appareils, petits laboratoires d'expérience et de démonstration ; musées-miniature ; projections lumineuses fixes ou films cinématographiques, etc...

Art. 5. — Ces moyens didactiques ne sont pas limités ; il suffit qu'ils soient adéquats à la fin qu'ils se proposent, réalisés ou réalisables.

Quand ils sont réalisés, les appareils ou les instruments qui accompagnent le mémoire doivent être en état de fonctionnement et une notice descriptive ou explicative en précisera le maniement. Par contre, s'ils ne sont pas réalisés, les auteurs prévoiront un commentaire destiné à faciliter leur fabrication, leur fonctionnement et leur entretien.

Art. 6. — Sont écartés d'office tous les travaux jugés contraires à la morale, aux bonnes mœurs et à l'ordre public ou qui constitueraient des moyens de propagande politique ou idéologique, de prosélytisme philosophique, religieux ou antireligieux.

Art. 7. — Les mémoires ainsi que les documents et appareils annexes éventuels seront remis soit sous pli recommandé ou contre accusé de réception, entre le 1er avril au plus tôt et le 1er septembre au plus tard à l'adresse suivante: Monsieur le Gouverneur de la Province de Hainaut à Mons. Ils seront signés et porteront la mention suivante : « Mémoire pour le Prix de Vulgarisation Scientifique de la Province de Hainaut ».

Art. 8. — Les conditions du concours et de l'attribution du Prix que le public et les concurrents éventuels doivent connaître feront l'objet de la plus large publicité.

Art. 9. — Un Jury présidé par un Député Permanent est désigné chaque année par la Députation Permanente.

Le Jury arrête ses méthodes de travail en vue de l'étude des envois des concurrents. Il pourra s'adjoindre un ou plusieurs spécialistes chargés de faire rapport sur des problèmes particuliers qui leur seraient soumis.

Art. 10. — Le Prix peut ne pas être décerné si aucun envoi ne réunit les suffrages nécessaires, comme il peut être divisé ou réparti entre plusieurs concurrents. Le Jury est compétent pour présenter dans son rapport à la Députation Permanente toute proposition de répartition du crédit de 30.000 F accordé par le Conseil Provincial.

Art. 11. — La Députation Permanente du Conseil Provincial du Hainaut décide de l'usage éventuel à faire des travaux primés. Elle se réserve le droit de les utiliser à sa guise, de les faire reproduire par tous procédés existants ou à venir, de les publier et de les distribuer sans que l'auteur puisse élever à ce sujet aucune réclamation.

Art. 12 — L'I.P.E.L. est chargé par la Députation Permanente de régler les détails d'organisation du concours et de l'attribution du Prix ainsi que les mesures d'exécution découlant du présent règlement.

Art. 13. — Le Jury remettra à la Députation Permanente avant le 1er octobre un rapport circonstancié de ses travaux et de ses conclusions.

Les décisions du Jury sont sans appel.

Tout cas non prévu dans le présent règlement ou toute contestation née de son application seront tranchés sans appel par la Députation Permanente du Conseil Provincial.

Bibliographie

SIEMENS — *Le développement de la technique des courants forts aux Usines Siemens-Schuckert. (Die Entwicklung der Starkstromtechnik bei den Siemens-Schuckertwerken).* 675 pages, nombreuses figures, reliure toile, format 22 × 27.

La Société Anonyme des Usines Siemens-Schuckert, constituée en 1903 par la fusion de la division « Courants forts » des usines Siemens et Halske de Berlin et des Ateliers Electrotechniques Schuckert à Nuremberg, vient, à l'occasion du cinquantième anniversaire de sa fondation, de publier un imposant ouvrage intitulé : « Die Entwicklung der Starkstromtechnik bei den Siemens-Schuckertwerken » — (Le développement de la technique des courants forts aux Usines Siemens-Schuckert).

Ce livre, de présentation luxueuse, comprend près de 700 pages au format de 22 × 27, abondamment illustrées de figures en noir et en couleurs, de graphiques et de diagrammes.

Après un court aperçu historique sur la firme Siemens-Schuckert et ses fondateurs (Werner Siemens - Sigmund Schuckert et leurs familles), les auteurs, tout au long de 57 chapitres, les uns purement scientifiques, les autres technologiques, exposent les progrès réalisés en électrotechnique, les résultats actuellement acquis ainsi que les problèmes à résoudre. Les différentes usines du groupe font, par ailleurs, l'objet de descriptions fort intéressantes.

Parmi ces nombreux chapitres, signalons : Laboratoires de recherches - Grosse machines productrices : turbo-générateurs et générateurs hydrauliques - Développements en matière de turbines à vapeur - Centrales de chauffe, avec description de centrales électriques récentes - Etude théorique et économique sur le transport et la distribution de l'énergie - Energie de pointe - Générateur de choc de 3,6 MV - Nouvelles connaissances et développement des disjoncteurs de puissance HT - Technique de l'appareillage BT - Les grandes lignes de la technique de la commande électrique - Le réglage de la vitesse dans les différentes industries - L'électrotechnique dans la métallurgie - L'électrification des chantiers souterrains des charbonnages - Les machines d'extraction électriques - Ventilateurs pour le fond L'équipement électrique des lavoirs - L'électrotechnique dans les exploitations de lignite - Développements en matière d'appareils de levage - Orientation en ce qui concerne l'équipement électrique des machines-outils - Soudure électrique - Fours électriques et chauffage industriel - La HF dans l'industrie du bois - Chemins de fer électriques - Technique des courants forts dans leur application à la marine marchande - Redresseurs à vapeur de mercure - Redresseurs tournants - Redresseurs secs - Construction des condensateurs - Développements du matériel domestique - Projecteurs - Technique de l'éclairage - etc...

Ce magistral ouvrage, écrit par des spécialistes de premier plan, est rempli de renseignements précieux ; la clarté de la présentation et l'abondance de l'illustration en rendent la lecture particulièrement facile et intéressante.

Deux tables des matières et un répertoire alphabétique rendent aisée la recherche d'un article ou d'un renseignement.

Edité à l'intention de la clientèle de la Société et des institutions scientifiques, cet ouvrage est hors commerce.