

Annales des Mines

DE BELGIQUE



Annalen der Mijnen

VAN BELGIE

P1273

Direction - Rédaction :
INSTITUT NATIONAL DE
L'INDUSTRIE CHARBONNIERE



Directie - Redactie :
NATIONAAL INSTITUUT VOOR
DE STEENKOLENNIJVERHEID

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

Renseignements statistiques. — E. Demelenne : Rapport 1959 de l'Institut National des Mines. — A. Vaes, Haine et Herman : Application de la géochimie à l'étude des gisements de cassitérite. — J. Randaxhe : Creusement d'un montage de 8,20 m² dans une couche de 40 cm. — Matériel minier. — Rapport 1959 du Centre de Coordination des Centrales de Sauvetage. — Inichar : Revue de la littérature technique.

COMITE DE PATRONAGE

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

BESCHERMEND COMITE

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

COMITE DIRECTEUR

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

BESTUURSCOMITE

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

ANNALES
DES MINES
DE BELGIQUE

Nos 7-8 — Juillet-août 1960

ANNALEN
DER MIJNEN
VAN BELGIE

Nrs 7-8 — Juli-augustus 1960

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

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

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

Sommaire — Inhoud

Renseignements statistiques belges et des pays limitrophes 702

INSTITUT NATIONAL DES MINES

E. DEMELENNE — Rapport sur les travaux de 1959 de l'Institut National des Mines 707

NOTES DIVERSES

A. VAES, HAINE et HERMAN — Application de la géochimie à l'étude des gisements de cassitérite 777

J. RANDAXHE — Creusement d'un montage de 8,20 m² dans une couche de 40 cm 784

Matériel minier — Communications et contrôles — Notes rassemblées par INICHAR 796

Rapport du Centre National de Coordination des Centrales de Sauvetage, 1959 804

BIBLIOGRAPHIE

INICHAR — Revue de la littérature technique 809

Divers 826

COMMUNIQUE

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

EDITION - ABONNEMENTS - PUBLICITE - UITGEVERIJ - ABONNEMENTEN - ADVERTENTIEN

BRUXELLES 5 • EDITIONS TECHNIQUES ET SCIENTIFIQUES • BRUSSEL 5

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

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

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

Périodes	Production totale (Tonnes)	Consommation propre et fournitures au personnel (tonnes) (1)	Stock (tonnes)	Jours ouverts (2)	PERSONNEL													Grisou capté valorisé (6)	
					Nombre moyen d'ouvriers			Indice (3)				Rendement		Présences % (4)		Mouvement de la main-d'œuvre (5)			
					à veine	Fond	Fond et surface	Veine	Taille	Fond	Fond et surface	Fond	Fond et surface	Fond	Fond et surface	Belge	Etrangère		Totale
Borinage	214.800	33.448	1.043 248	18,48	—	8.637	12.001	—	0,311	0,751	1,063	1 332	940	77,41	80,00	— 130	— 129	— 259	1.617.846
Centre	174.591	48.594	779.912	16,54	—	7.780	10.399	—	0,314	0,775	1,093	1.291	911	81,89	83,76	— 124	— 134	— 258	1.035.784
Charleroi	494.428	53.051	2 428.786	20,52	—	16 405	23.116	—	0,283	0,709	1,029	1.410	972	80,54	82,72	— 239	— 146	— 385	2.468.731
Liège	340.330	39.838	850.343	23,74	—	12.793	17.300	—	0,351	0,907	1,238	1.102	808	80,95	83,07	— 82	— 157	— 239	—
Campine	823.854	78.402	2.337.753	21,46	—	23.751	31.961	—	0,228	0,631	0,858	1.586	1.166	89,92	91,41	— 136	— 146	— 282	1.535.818
Le Royaume	2.048.003	253.333	7.440.042	20,72	—	69.416	94.821	—	0,278	0,720	1,004	1.388	996	83,42	85,35	— 711	— 712	— 1423	6.658.179⁽⁸⁾
1960 Février	1.931.853	252.945	7.385.556	20,23	—	67.113	91.515	—	0,280	0,726	1,010	1.378	990	80,35	82,13	— 573	— 318	— 951	6.418.754 ⁽⁸⁾
Janvier	1.904.360	268.496	7.340.747	19,76	—	69.866	95.407	—	0,285	0,750	1,049	1.334	953	82,77	84,76	— 581	— 545	— 1126	7.351.292 ⁽⁸⁾
1959 Mars	2.038.218	249.257	7.346.775	19,33	—	84.659	114.400	0,14	0,32	0,83	1,14	1 212	879	85,82	87,50	— 679	— 796	— 1475	8.545.811 ⁽⁸⁾
Moy. mens.	1.896 401	237.056	7.496.188 ⁽⁷⁾	18,73	—	77.816	105.855	0,14	0,31	0,79	1,10	1.262	907	85,43	87,31	— 739	— 825	— 1564	7.122.516
1958 » »	2.255.186	258.297	6.928 346 ⁽⁷⁾	21,27	—	76.964	104.669	0,14	0,34	0,87	1,19	1.153	842	85,92	87,80	— 141	— 802	— 943	8.153.611
1957 » »	2.423.866	233.799	1.412.987 ⁽⁷⁾	23,29	14 541	90.542	124.132	0,14	0,34	0,87	1,19	1.150	838	84,86	86,49	— 44	+ 872	+ 829	8.284.839
1956 » »	2.455.079	254.456	179.157 ⁽⁷⁾	23,48	13.666	82.537	112.943	0,14	0,35	0,86	1,19	1.156	838	84,21	86,29	— 357	— 300	— 657	7.443 776
1954 » »	2.437.393	270.012	2.806.020 ⁽⁷⁾	24,04	17.245	86.378	124.579	0,16	0,38	0,91	1,27	1.098	787	83,53	85,91	— 63	— 528	— 591	4.604.050
1952 » »	2.532.030	199.149	1.675.220 ⁽⁷⁾	24,26	18.796	98.254	135.696	0,18	0,40	0,96	1,34	1.042	745	78,7	81	— 97	— 7	— 104	3.702.887
1950 » »	2.276.735	220.630	1.041.520 ⁽⁷⁾	23,44	18.543	94.240	135.851	0,19	—	0,99	1,44	1.014	696	78	81	— 418	— 514	— 932	—
1948 » »	2.224.261	229.373	840.340 ⁽⁷⁾	24,42	19.519	102.081	145.366	0,21	—	1,14	1,64	878	610	—	85,88	—	—	—	—
1938 » »	2.465.404	205.234	2.227.260 ⁽⁷⁾	24,20	18.739	91.945	131.241	0,18	—	0,92	1,33	1.085	753	—	—	—	—	—	—
1913 » »	1.903.466	187.143	955.890 ⁽⁷⁾	24,10	24.844	105.921	146.084	0,32	—	1,37	1,99	731	528	—	—	—	—	—	—
1960 Sem. du 4 au 10 juillet	455.281	—	7.368.830	5,14	—	52.650	73.832	—	—	0,702	0,989	1.424	1.011	64,24	68,03	—	—	— 1028	—

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

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

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

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

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

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

(7) Stock fin décembre.

(8) Dont environ 5 % non valorisés.

BELGIQUE

FOURNITURE DE CHARBONS BELGES AUX DIFFERENTS SECTEURS ECONOMIQUES (en tonnes)

MARS 1960

PERIODES	Secteur domestique	Administrations publiques	Cokeries	Usines à gaz	Fabriques d'agglomérés	Centrales électriques	Sidéurgie	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
1960 Mars	237.932	14.909	636.561	—	85.457	258.366	11.012	8.762	26.947	20.714	70.951	5.816	14.716	41.294	74.780	17.656	21 172	190.699	1.737.744
Février	220.073	19.425	600.155	—	88.963	272.133	12.696	10.150	27.924	19.997	73.452	4.480	14.661	34.897	37 316	16.474	21.136	153.180	1.632.112
Janvier	295.202	19.827	626.313	—	107.124	277.772	13 238	14.218	26.834	23.043	82.742	7 485	17.282	35.211	38.762	19.301	31.012	154.962	1.790.328
1959 Mars	191.337	14.974	489.423	247	81.481	219.111	12.370	7.708	26.187	29.649	76.637	5.564	16.779	29.212	42.701	15.102	29.542	189.404	1.476.828
Moy. mens.	255.365	13.537	562.701	86	78.777	243.019	10.245	7.410	24.783	25.216	64.286	4.890	17.478	38.465	45.588	13.703	26.599	179.876	1.612.024
1958 » »	264.116	12.348	504 042	286	81.469	174.610	10.228	8.310	24.203	23.771	72.927	5.136	22.185	41.446	32.666	14.885	18.030	226.496	1.537.155
1957 » »	395.089	16.299	576.556	412	140.664	263.564	13.272	10.496	39.906	37.114	77.292	10.016	30.247	55.693	69.929	20.749	26.857	312.633	2.096.788
1956 » »	420.304	15.619	599.722	476	139.111	256.063	20.769	12.197	40.601	41.216	91.661	13.082	30.868	64.446	71.682	20.835	31.852	353.828	2.224.332
1954 » »	415.609	14.360	485.878	1.733	109 037	240.372	24.211	12.299	40.485	46.912	114.348	14.500	30.707	61.361	62.818	19.898	30.012	465.071	2.189.610
1952 » »	480.657	14.102	—	708.921	—	275.218	34.685	16.683	30.235	37.364	123.398	17.838	26.645	63.591	81.997	15.475	60.800	209 060	2.196.669

GENRE	Fours en activité		Charbon (t)			Huiles combustibles †	Production					COKE (t)								Ouvriers occupés		
	Batteries	Fours	Reçu		Enfourné		Gros coke du plus de 80 mm	Autres	Total	Consommation propre	Livraisons au personnel de la cokerie	Débit							Stock en fin de mois †			
			Belge	Etranger								Secteur domestique	Administrations publiques	Sidérurgie	Centrales électriques	Usines à gaz	Chemins de fer	Autres secteurs			Exportations	Total
PERIODE																						
Minières	8	263	148.594	—	145.466	—	87.308	27.420	114.728	1.077	405	—	—	—	—	—	—	—	—	—	39 480	817
Sidérurgiques	30	1.086	434.538	114.968	568.891	114	362.990	72 276	435.266	5.731	4.165	—	—	—	—	—	—	—	—	—	107 045	2.488
Autres	12	296	57.928	99.193	135.651	858	75 834	28.039	103 873	2.113	252	—	—	—	—	—	—	—	—	—	90.118	1.188
Le Royaume	50	1.645	641.060	214.166	850.008	972	526.132	127.735	653 867	8.921	4.822	12.072	3.272	495.166	2.134	—	1.056	52.706	70.741	637.147	236.643	4.493
1960 Février	51	1.684	624.147	196.593	791.697	1.037	487.663	122.399	610.062	12.329	6.288	18.401	3.498	461.191	2.021	—	1.408	51.929	84.162	622.610	233.666	4.476
Janvier	50	1.646	611.920	202.182	831.408	1.040	517.640	128.315	645.955	15.652	6.634	22.152	2.747	485.855	2.437	—	1.627	53.656	81.782	650.256	264.831	4.551
1959 Mars	48	1.580	496.775	297.374	771.922	325	483.129	115.996	599 125	9.678	4.556	9.595	2.628	438.498	2.551	—	967	40.420	53.276	547.935	318.040	4.575
Moy. mens.	50	1.658	551 838	225.035	774.839	454	482.733	118.684	601.417	8.821	5.179	11.064	2.592	453 506	2.292	—	1.151	45.020	70.516	586.141	291.418 ⁽²⁾	4.529
1958 » »	47	1.572	504.417	233 572	744.869	495	467.739	107.788	575.527	9.759	5.445	11.030	3.066	423.137	2.095	—	1.145	41.873	74.751	557.097	276.110 ⁽²⁾	3.980
1957 » »	46	1.574	576.062	198.803	768.730	484	488.370	108.008	596 373	7.287	5.512	10.732	3.990	427.044	2.617	—	1.221	50.337	75.117	571.058	237.403 ⁽²⁾	4.881
1956 » »	44	1.530	601.931	195.725	784.875	10.068 ⁽³⁾	492.676	113.195	605.871	7.228	5.154	15.528	5.003	433.510	1.918	69	2.200	56.567	76.498	591.308	87.208 ⁽²⁾	4.137
1954 » »	42 ⁽¹⁾	1.444 ⁽¹⁾	479.201	184.120	663.321	5.813 ⁽³⁾	407.062	105.173	512.235	15.639	2.093	14.177	3.327	359.227	3.437	385	1.585	42.611	73.859	498.608	127.146 ⁽²⁾	4.270
1952 » »	42 ⁽¹⁾	1.471 ⁽¹⁾	596.891	98.474	695.365	7.624 ⁽³⁾	421.329	112.605	533.934	12.937	3.215	12.260	4.127	368.336	1.039	279	1.358	48 331	80.250	515.980	100.825 ⁽²⁾	4.284
1950 » »	42 ⁽¹⁾	1.497 ⁽¹⁾	481.685	26.861	508.546	14.879 ⁽³⁾	297 005	86 167	383.172	19.179	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.169
1948 » »	47 ⁽¹⁾	1.510 ⁽¹⁾	454.585	157.180	611.765	—	373.488	95 619	469.107	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.463
1938 » »	56 ⁽¹⁾	1.669 ⁽¹⁾	399.963	158.763	557.826	—	—	—	366.543	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.120
1913 » »	—	2.898	233.858	149.621	383.479	—	—	—	293.583	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.229

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

GENRE	GAZ (en 1.000 m ³) (1)					SOUS-PRODUITS (t)					Ouvriers occupés
	Production	Consommation propre	Débit			Braï	Goudron brut	Ammoniaque (en sulfate)	Benzol	Huiles légères	
			Synthèse	Sidérurgie	Autres industries						
PERIODE											
Minières	48.983	22.397	24.810	—	724	13.963	—	3.682	1.430	1.148	—
Sidérurgiques	194.763	92.960	48.412	67.905	6.865	49.899	—	16.000	5.110	3.857	—
Autres	50.048	21.936	15.379	—	2.796	17.569	—	4.134	978	1.193	—
Le Royaume	293 794	137.293	88.601	67.905	10.385	81.431	—	23.816	7.518	6.198	—
1960 Février	281.026	130.708	81.003	61.996	10.430	82.718	—	22.639	7.021	5.815	—
Janvier	296 482	137.534	85.814	62.379	9.905	88.178	—	23.498	7.338	6 045	—
1959 Mars	268 880	125.624	86.255	56.957	6 117	73.334	—	22.605	6 690	5.786	—
Moy. mens.	268.514	126.057	82.867	57.436	7.817	73.576	—	21.541	6.801	5.562	—
1958 » »	259.453	120.242	81.624	53.568	6.850	71 249	—	20.867	6.774	5.648	—
1957 » »	261.465	96 077	73 980	53 321	9.482	70.071	—	20.934	6.827	5.613	—
1956 » »	267.439	132.244	78.704	56.854	7.424	72.452	—	20.628	7.064	5.569	—
1954 » »	233 182	135 611	69.580	46.279	5.517	68.791	1 630	15.911	5.410	3.624	2.565
1952 » »	229.348	134.183	67.460	46.434	3.496	62.714	2.320	17.835	6.309	4.618	747
1950 » »	193.619	126.601	(2)	(2)	(2)	(2)	1.844	13.909	4 764	3.066	632
1948 » »	105.334 ⁽³⁾	(2)	(2)	(2)	(2)	(2)	—	16.053	5.624	4.978	—
1938 » »	75.334 ⁽³⁾	(2)	(2)	(2)	(2)	(2)	—	14.172	5.186	4.636	—

(1) A 4.250 kcal., 00C et 760 mm Hg. (2) Non recensé. (3) Non utilisé à la fabrication du coke.

GENRE	Production (t)					Matières premières (t)	Ventes et cessions †	Stock (fin du mois) †	Ouvriers occupés
	Boulets	Briquettes	Totale	Consommation propre †	Livraisons au personnel				
PERIODE									
Minières	68.955	19.554	88.509	—	—	—	—	—	
Indépend.	3.172	—	3.172	—	—	—	—	—	
Le Royaume	72.127	19.554	91.681	2.744	13.371	86 173	7 226	76.143	
1960 Février	76.893	19.034	95.927	3.439	15.993	90.049	7.760	76 067	
Janvier	98.353	16.603	114.956	3.934	18.222	107.221	9.125	103.346	
1959 Mars	60.934	22.913	83.847	3.759	13.029	81.610	6.411	60.633	
Moy. mens.	66.246	17.236	83.482	2.916	12.031	82.475	6.309	68.637	
1958 » »	65.877	20.525	86.402	3.418	12.632	81 517	6.335	66.907	
1957 » »	124.332	27.529	151.861	3 621	12.119	141.289	11.583	134.742	
1956 » »	116.258	35.994	152.252	3.666	12.354	142.121	12.353	133.542	
1954 » »	75.027	39.829	114.856	4.521	10.520	109.189	9.098	109.304	
1952 » »	71.262	52.309	123.571	1.732	103	115.322	10.094	119.941	
1950 » »	38.898	46.079	84.977	2.488	377	78.180	7.322	85.999	
1948 » »	27.014	53 834	80.848	—	—	74.702	6.625	—	
1938 » »	39.742	102.948	142.690	—	—	129.797	12.918	—	
1913 » »	—	—	217.387	—	—	197.274	—	—	

(1) Stock fin décembre

PERIODE	Quantités reçues m³			Consommat. totale y compris les exportations (m³)	Stock à la fin du mois (m³)	Quantités reçues t			Consommation totale t	Stock à la fin du mois t	Exportations t
	Origine indigène	Importation	Total			Origine indigène	Importation	Total			
1960 Mars	42 596	2.674	45.270	56.244	293.722	4.814	444	5.258	7 228	38.481	(2)
Février	37.136	2.771	39.907	55.009	305.736	4.992	—	4.992	7.760	38.462	6.668
Janvier	24.204	1.427	29.631	52.874	321.661	5.617	—	5.617	9.125	41.349	8.041
1959 Mars	49.181	2.502	51.683	62.799	377.686	4.634	—	4.634	6.411	70.943	4.292
Moy. mens.	46.336	2.904	49.240	56.775	346.640(1)	3.342	176	3.518	6.309	44.919(1)	2.314
1958 » »	50.713	7.158	57.871	71.192	448.093(1)	3.834	3.045	6.879	6.335	78.674(1)	2.628
1957 » »	63.425	11.815	75.240	77.048	620.752(1)	7.116	6.356	13.472	11.584	72.760(1)	4.524
1956 » »	72.377	17.963	90.340	78.246	655.544(1)	7.019	5.040	12.059	12.125	51.022(1)	1.281
1954 » »	67.128	1.693	68.821	87.385	428.456(1)	4.959	4.654	9.613	8.868	37.023(1)	2.468
1952 » »	73.511	30.608	104.119	91.418	880.695(1)	4.624	6.784	11.408	9.971	37.357(1)	2.014
1950 » »	62.036	12.868	74.904	90.209	570.013(1)	5.052	1.577	6.629	7.274	31.325(1)	1.794

(1) Stock fin décembre. (2) Chiffre non disponible.

PERIODE	Produits bruts							Demi-produits		Ouvriers occupés	
	Cuivre t	Zinc t	Plomb t	Etain t	Aluminium t	Antimoine, Cadmium, Cobalt, Nickel, etc. t	Total t	Argent, or, platine etc. kg	A l'exception des métaux précieux t		Argent, or, platine, etc. kg
1960 Mars	15.632	20.327	8.674	838	265	261	45.997	35.807	21.815	1.659	15 402
Février	15.605	20.012	7.934	823	278	247	44.899	36.480	18.988	1.705	15.166
Janvier	15.077	19.919	7.666	687	273	319	43.941	35.276	19.149	1.973	15 256
1959 Mars	14.906	18.339	7.663	507	206	439	42.160	29.649	16.140	1.863	14.814
Moy. mens.	15.474	18.692	7.370	559	228	404	42.727	31.844	17.256	1.853	14.996
1958 » »	13.758	18.014	7.990	762	226	325	40.134	27.750	16.562	2.262	15.037
1957 » »	12.713	19.637	8.272	793	180	404	41.999	23.937	16.150	1.982	15.655
1956 » »	14.072	19.224	8.521	871	224	420	43.336	21.496	16.604	1.944	15.919(1)
1954 » »	12.809	17.726	5.988	965	140	389	38.018	24.331	14.552	1.850	15 447(1)
1952 » »	12.035	15.956	6.757	850	—	557	36.155	23.833	12.729	2.017	16.227
1950 » »	11.440	15.057	5.209	808	—	588	33.102	19.167	12.904	2.042	15.053

N.-B. — Pour les produits bruts : moyennes trimestrielles mobiles. Pour les demi-produits : valeurs absolues.
(1) En fin d'année.

PERIODE	Hauts fourneaux en activité	PRODUCTIONS								
		Produits bruts			Produits demi-finis		Produits			
		Fonte	Acier Total	Fer de masse	Pour relinéaires belges	Autres	Aciers marchands	Profils et zores (1 et U de plus de 80 mm)	Rails et accessoires	Fil machine
1960 Février	52	536.473	593.218	6.163	56.942	58.812	161.637	17.241	9.196	55.721
Janvier	51	539.909	561.765	5.395	60.943	50.979	149.597	15.677	8.398	53.921
1959 Décembre	50	554.824	603.811	6.064	73.079	55.702	155.841	19.511	6.404	56.420
Février	48	431.277	465.283	5.356	39.649	31.271	132.065	13.482	6.335	45.411
Moy. mens. (3)	50	497.085	533.452	5.428	57.631	39.668	148.271	16.608	6.204	49.979
1958 Moy. mens.	49	459.927	500.950	4.939	45.141	52.052	125.502	14.668	10.536	41.913
1956 » »	51	480.840	525.898	5.281	60.829	2.695	153.634	23.973	8.315	40.874
1954 » »	47	345.424	414.378	3.278	109.559	—	113.900	15.877	5.247	36.301
1952 » »	50	399.133	422.281	2.772	97.171	—	116.535	19.939	7.312	37.030
1950 » »	48	367.898	311.034	3.584	70.503	—	91.952	14.410	10.668	36.008
1948 » »	51	327.416	321.059	2.573	61.951	—	70.980	39.383	9.853	28.979
1938 » »	50	202.177	184.369	3.508	37.939	—	49.200	26.010	9.337	10.403
1913 » »	54	207.958	200.398	25.363	127.083	—	51.177	30.219	28.489	11.852

(1) Chiffres indisponibles.

(2) Pour les années antérieures à 1958, cette rubrique comportait aussi les tubes sans soudure. — (3) Chiffres rectifiés.

IMPORTATIONS					EXPORTATIONS			
Pays d'origine Périodes Répartition	Charbons t	Cokes t (1)	Agglomérés t	Lignite t	Destination	Charbons t	Cokes t	Agglomérés t
Allemagne Occident.	167.981	5.200	1.150	8.006	Allemagne Occident.	23.806	4.098	—
France	20.899	1.055	18	—	France	41.520	31.685	7.337
Luxembourg	—	4	—	—	Italie	9.747	—	100
Pays-Bas	55.055	10.616	5.878	558	Luxembourg	2.566	20.932	400
Pays de la CECA	243 335	16.875	7.046	8.564	Pays-Bas	69.091	—	—
Espagne	—	2.157	—	—	Pays de la CECA	146.723	56.715	7.837
Royaume-Uni	6.482	4 651	—	—	Autriche	675	178	—
Etats-Unis d'Amérique.	54.015	—	—	—	Danemark	5.898	6.943	—
Pays tiers	60.497	6 818	—	—	Norvège	—	2.475	—
Ensemble mars 1960	303 832	26.683	7.046	8 564	Suède	—	3.060	—
1960 février	312.591	21.961	10.565	5.572	Suisse	37.403	—	40
Janvier	277.361	16.944	7.272	7 478	Congo	—	100	150
1959 Décembre	397.697	12.783	13.523	6.419	Divers	—	1.270	—
Moy. mens.	406.251	15 043	9.113	7.727	Pays tiers	43.976	14 026	190
Mars	528 507	18 617	6.435	8.978	Ensemble mars 1960	190.699	70.741	8.027
Répartition :					1960 Février	158.180	84.162	9.557
1) Secteur domestique	95.880	363	7.056	7.696	Janvier	154.962	81.782	15.400
2) Secteur industriel	211.762	20.048	—	868	1959 Décembre	182 208	73.909	18 213
Réexportations	—	—	—	—	Moy. mens.	181.972	70.515	12.953
Mouvement des stocks	- 3.810	+3.267	- 10	—	Mars	195 994	53.276	6.228

(1) Y compris coke de gaz

URGIE

FEVRIER 1960

TION (t)

Finis										Ouvriers occupés
Tôles fortes 4,75 mm et plus	Tôles moyennes 3 à 4,75 mm	Larges plats	Tôles fines noires	Feuillards, bandes à tubes, (2)	Ronds et carrés pour tubes	Divers	Total des produits finis	Tôles galvanisées, plombées et étamées	Tubes d'acier sans soudure et tubes soudés	
43.257	7.417	8.253	103.746	30.315	1.086	4.545	437.414	33.200	17.485	51.971
42.594	7.120	7 914	97.545	26.228	1.656	2.870	407.520	32.343	15.470	52.456
46.998	7.923	2.495	105 789	24.020	(1)	3.872	429.273	34.567	15.788	52.315
38.559	7.091	1.779	76.651	15.011	468	3.198	340 340	28 891	11.624	50.120
44.270	7.269	2.045	87.333	19.679	581	3.832	386.071	31.545	13.770	51.288
45.488	6.937	1.925	80.543	15.872	790	5.026	349.210	24.543	12.509	42 904 ⁽³⁾
									Tubes soudés	
53.456	10 211	2 748	61.941	27.959	—	5.747	388.858	23.758	4.410	47.104
37.473	8.996	2.153	40.018	25.112	—	2.705	307.782	20.000 ⁽³⁾	3.655	41.904
39.357	7.071	3.337	37.482	26.652	—	5.771	312.429	11.943	2 959	43.263
			Tôles minces tôles fines, tôles magnétiques							
24.476	6.456	2.109	22.857	20.949	—	2.878	243.859	11.096	1.981	36.415
				Feuillards et tubes en acier				Tôles galva- nisées		
Grosses tôles	Tôles moyennes		Tôles fines							
28 780	12.140	2.818	18 194	30.017	—	3.589	255.725	10.992	—	38.431
16.460	9.084	2.064	14 715	13.958	—	1.421	146.852	—	—	33.024
19.672	—	—	9.883	—	—	3.530	154.822	—	—	35.300

Production	Unités	Février 1960	Janvier 1960	Février 1959	Moyenne mensuelle 1959	Production	Unités	Février 1960	Janvier 1960	Février 1959	Moyenne mensuelle 1959
		(a)	(b)					(a)	(b)		
PORPHYRE :						PRODUITS DE DRA-					
Moëllons	t	(c)	(c)	173	756	GAGE : Gravier	t	222.582	173 982	63.323	205.652
Concassés	t	195.929	179.020	122.940	296.848	Sable	t	72.854	47.102	15.490	49.600
Pavés et mosaïques	t	(c)	(c)	1.070	885	CALCAIRES	t	244.435	219.043	209.760	281.556
PETIT GRANIT :						CHAUX	t	158.388	141.053	123.604	147.812
Extrait	m ³	13.237	9.670	9.898	10.109	PHOSPHATES	t	(c)	(c)	1.676	1.098
Scié	m ³	4.925	3.583	4.516	4.432	CARBONATES NATUR.					
Façonné	m ³	1.511	1.079	1.216	1.490	Craies, marne, tuf- feu	t	36.296	22.877	20.529	22.350
Sous-produits	m ³	14.289	9.440	12.024	15.848	CARBON. DE CHAUX PRECIPITES	t	(c)	(c)	1.064	3.258
MARBRES :						CHAUX HYDRAULI- QUE ARTIFICIELLE	t	(c)	474	177	577
Blocs équarris.	m ³	114	184	182	447	DOLOMIE : Crue	t	33 813	29.756	20.681	32.012
Tranches ramenées à 20 mm	m ²	34.790	35.223	35.752	37.758	frittée	t	25.249	24.581	19.839	21.035
Moëllons concassés	t	1.462	1.360	1.408	1 760	PLATRE	t	4.081	3.761	3.261	5.158
Bimbeloterie	Kg	17.900	24.245	20.076	23.815	AGGLOM. PLATRE	m ²	112.651	107.289	61.725	129.348
GRES :								3 ^e trim. 1959	2 ^e trim. 1959	3 ^e trim. 1958	Moy.mens. 1958
Moëllons bruts	t	5.974	4.485	8.566	18.331	SILEX : broyé	t	3.654	2.763	340	578
Concassés	t	28.915	26.478	49 998	82 244	pavés	t	584	1.165	845	843
Pavés et mosaïques	t	1.009	1.210	2.211	1.916	FELDSPATH & GALETS QUARTZ	t	138	(c)	89	86
Divers taillés	t	4.030	3.319	4.378	6.034	ET QUARTZITES	t	78.509	87.472	60.955	48.163
SABLE :						ARGILES	t	47.926	56.570	48.090	53 355
pour métallurgie	t	77.667	64 326	43.741	64.940			Février 1960	Janv. 1960	Février 1959	Moy.mens. 1959
pour verrerie	t	89.233	88.431	80.222	87.239	Ouvriers occupés		10.773	11.035	10.762	10.980
pour construction	t	92 066	76.639	63.533	150.758						
Divers	t	56.678	47.271	37.760	61.002						
ARDOISE :											
pour toitures	t	658	687	634	627						
Schistes ardoisiers	t	124	78	69	131						
Coticule (pierre à aiguiser)	Kg	3.060	4.093	2.665	3.986						

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

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

MARS 1960

PAYS	Houille produite (1000 t.)	Nombre d'ouvriers inscrits (1000)		Rendement par ouvrier et par poste Kg		Nombre de jours ouverts	Absentéisme en %		Cote de four produit par 1000 t	Agglomérés produits 1000 t	Stocks (1000 t)	
		Fond	Fond et surface	Fond	Fond et surface		Fond	Fond et surface			Houille	Cokes
Allemagne												
1960 Mars (7)	12.779,1	319	465,2	2.035	1.592	23,13	18,31	16,64	3.741,2	250 (1)	11.158 (1)	6.528(1)
1959 Moy. mens.	10.465,5	308,2	447 8	1.846	1.438	21,53	28,03	26,88	3.200	416	10.330(2)	7.062(2)
Mars	10.498	319,6	462,4	1.747	1.356	21,98	22,8	20,54	3.242,6	202	9.920	6.101
Belgique												
1960 Mars	2.048	88,3	118	1.388	996	20,72	16,58	14,65(3)	654	92	7.440	237
1959 Moy. mens.	1.896,4	91	122	1.262	907	18,73	14,57	12,69(3)	601	83,4	7.496(2)	291 (2)
Mars	2.038	103	137	1.212	879	19,33	14,18	12,50(3)	599	84	7.347	318
France												
1960 Mars	5.050	134	190	1.770	1.203	25,03	11,04	7,45(4)	1.169	369	12.108	535
1959 Moy. mens.	4.801	138	197	1.717	1.162	24,23	11,41	7,38(4)	1.091	547	11.049(2)	688 (2)
Mars	4.956	140,4	199,4	1.706	1.158	24,58	11,38	7,62(4)	1.114,3	432	8.804	678
Italie												
1960 Mars (1)	67	2,5	(6)	1.406	(6)	(6)	(6)	(6)	308	1	115	223
1959 Moy. mens.	61	2,9	3,6	1 164	(6)	(6)	(6)	21,09	19,13	255	111(2)	209 (2)
Mars	63	2,9	3,7	1.175	(6)	(6)	(6)	17,22	15,29	261	45	383
Pays-Bas												
1960 Mars (1)	1.059	29,2	(6)	1.724	(6)	(6)	(6)	(6)	383	83	720	256
1959 Moy. mens.	998	30,2	47,1	1.617	(6)	(6)	(6)	19,39	16,93	340	864(2)	301 (2)
Mars	1.010	30,7	47,9	1.582	(6)	(6)	(6)	17,24	15,96	340	842	350
Communauté												
1960 Mars (1)	20.995	566,4	(6)	1.862	(6)	(6)	(6)	(6)	6.256	795	31.315	7.775
1959 Moy. mens.	19.576	608,6	831	1.724	(6)	(6)	(6)	27,22	25,51	1.137	31.193(2)	8.583(2)
Mars	19.881	627,7	863,5	1.655	(6)	(6)	(6)	23,47	21,63	779	27.929	7.885
Grande-Bretagne												
1960 Sem. du 27 mars au 2 avril	4.073,2 ⁽⁵⁾	—	614,8	4.017	1.428	(6)	(6)	14,95	(6)	(6)	26.348	(6)
1959 Moy. hebd. 1959 Sem. du 29 mars au 4 avril	3.963,4 ⁽⁵⁾ 3.083,1 ⁽⁵⁾	—	664,5 677,5	3.729 3.561	1.332 1.240	(6)	(6)	14,69 16,48	(6)	(6)	35 858 (6)	(6)

(1) Chiffres provisoires. (2) Stock fin décembre. (3) Absences individuelles seulement. (4) Surface seulement. (5) Houille marchande. (6) Chiffres indisponibles. (a) A partir de janvier 1960 les données relatives à la Sarre sont incorporées aux statistiques de la République Fédérale d'Allemagne Occidentale. (b) Chiffres rectifiés.

RAPPORT SUR LES TRAVAUX DE 1959
de
L' INSTITUT NATIONAL DES MINES
à Pâturages

par E. DEMELENNE,
Directeur divisionnaire des Mines,
Administrateur-Directeur de l'Institut.

SAMENVATTING

I. Springstoffen.

1) Erkenning van springstoffen.

Drie formules van springstoffen met ionen-uitwisseling (Charbrite 41, Arionite en Nitrocoopalite 8), alsook een formule van een omhulde V.G.S. springstof (Alkalite II) werden goedgekeurd.

2) Ontploffingssnelheid van springstoffen met ionen-uitwisseling.

Proeven hebben uitgewezen dat de ontploffingssnelheid van deze springstoffen met uitgewisselde ionen, voor patronen met een doormeter van ongeveer 30 mm en 1,2 dichtheid, rond de 1.700 m/s schommelt.

3) Toezicht op springstoffen.

Talrijke monsters van springstoffen met ionen-uitwisseling alsook van omhulde V.G.S. springstoffen werden genomen, zowel in de kolenmijnen als in de bergplaatsen van de fabrikanten. Er werd overgegaan tot ongeveer 200 schietproeven met springstoffen met ionen-uitwisseling en 100 schietproeven met omhulde V.G.S. springstoffen.

4) Uitkokende deflagratie.

Een dertigtal schietproeven werden uitgevoerd in de cilindrische mortier in de omstandigheden het meest geschikt tot het verwezenlijken van dit verschijnsel.

Het aantal uitgevoerde proeven laat evenwel nog niet toe tot enig besluit te komen. Deze studie zal in 1960 voortgezet worden.

5) Studie van schietwerk met Hydrobel-springstof.

Deze methode, die betrekkelijk veel toegepast wordt in Engeland, bestaat erin Hydrobelspringstoffen te gebruiken in mijngaten gevuld met water onder druk en in dewelke voorafgaandelijk water ingespoten werd.

Wat de kracht betreft is deze springstof gelijkend met onze springstof dynamiet type III.

Aangezien de Hydrobelspringstof slechts veilig is wanneer ze onder water gebruikt wordt, kan deze methode slechts veilig zijn met momentontstekers doch is naar onze mening niet gevaarloos met tijdontstekers, gezien het feit van het onthoofdingsverschijnsel dat zich kan voordoen en het water toelaten uit het boorgat te ontsnappen vóór de ontploffing.

6) Samenstelling der gassen afkomstig van schietwerk.

Het gebruik van springstoffen geeft aanleiding tot het vrijkomen van giftige gassen die in de mijnen reeds incidenten en zelfs ongevallen veroorzaakt hebben. Deze giftige gassen zijn vooral: kool- en stikstofoxyden.

De studie hieromtrent aangevat is bezig en zal voortgezet worden, ten einde tot praktische besluiten te komen.

II. Slagpijpjes.

1) Veiligheid van slagpijpjes ten opzichte van het mijngas.

Op de slagpijpjes met vertraging werd een groot aantal proeven uitgevoerd. Vastgesteld werd dat de zogenaamde « mijngasveilige » slagpijpjes merkkelijk veiliger zijn dan de gewone.

Het is dan ook om deze reden dat het gebruik van deze slagpijpjes vanaf 1 januari 1960 verplichtend werd gemaakt.

In bepaalde omstandigheden, wanneer ze alleen in de open lucht ontploffen, zijn nog tekortkomingen waar te nemen. Indien ze echter tot ontploffing komen in een patroon veiligheidsspringstof dan blijken ze zeer veilig te zijn.

Het is dus aangewezen, in de praktijk, aldus te werken, dat de slagpijpjes niet verwijderd kunnen worden uit de ontstekingspatroon, welke krachten tijdens het schietwerk op deze ook inwerken.

2) Studie van schietincidenten te wijten aan de slagpijpjes.

Ingevolge verscheidene mislukkingen in steengangen waar 50 tot 70 mijnen tegelijkertijd afgevuurd werden, werd vastgesteld dat de frekwentie dezer mislukkingen slechts gedeeltelijk kon verklaard worden door een fout in de isolatie opgelopen door enkele slagpijpjes tijdens de fabricatie.

Aangezien het hier een zeer hard gesteente betrof waarin het boren met waterspoeling toegepast werd, is het niet uitgesloten dat, tijdens het laden, de draden van de slagpijpjes, die omheen de ontstekingspatroon gewikkeld worden, tegen de zandsteenwand van de boorgaten schuurden, zodat isolatiefouten bekomen werden die eveneens mislukkingen kunnen veroorzaken.

III. Veiligheid en gezondheid bij het mijnschieten.

A. Studie van nieuwe werkmiddelen.

1) Hydraulische opvulling.

Deze bestaat uit een huls vervaardigd uit een soepele plastische stof opgevuld met water, met of zonder toevoeging van bijkomende produkten.

Ontstaan in België, omstreeks 1953, wordt ze heden op grote schaal toegepast in het buitenland en namelijk in Engeland, Duitsland en Nederland.

De opvullingsprop, eenvoudig tegen de lading van het mijngat geschoven, biedt de grootste veiligheid bij schietwerk met momentontstekeis.

Met slagpijpjes met vertraging, althans wanneer dynamiet of brisante springstof gebruikt wordt, is het nodig de opvullingsprop in het boorgat vast te zetten.

2) Middel ter bevestiging van het slagpijpje in de ontstekingspatroon.

De slagpijpjes bieden meer veiligheid wanneer ze tot ontploffing worden gebracht in een patroon veiligheidsspringstof dan wanneer ze in de openlucht ontploffen.

Het is dus nodig, wanneer de slagpijpjes in de ontstekingspatroon zijn aangebracht, ze er niet meer uit verwijderd kunnen worden. Een middel om het slagpijpje in de ontstekingspatroon te behouden bestaat erin de ontstekingspatroon aan te brengen in een soepele plastiek huls waarvan een uiteinde toegelast is en het andere uiteinde toegeknoopt wordt met de draden van het slagpijpje. Deze werkwijze heeft als bijkomende voordeel te vermijden, dat de draden van het slagpijpje, waarmede gewoonlijk een knoop omheen de patroon gelegd wordt, nog tegen de wand van het boorgat schuren.

3) Middel ter vergroting van de veiligheid bij schietwerk met dynamiet.

In elk boorgat wordt, als ontstekingspatroon, een patroon veiligheidsspringstof gebruikt; een mijngasveilig slaghoedje wordt in deze patroon aangebracht bij middel van de bovengenoemde huls

en een hydraulische prop, van passende lengte, wordt geplaatst tussen de ontstekingspatroon en de dynamietlading.

Tenzij in een uitzonderlijk geval is het doel van deze werkwijze niet de vervanging van veiligheidsspringstof door dynamiet ; de bedoeling is de veiligheid te vergroten van de schietwerken waarbij gewoonlijk dynamiet gebruikt wordt.

B. Studie van de opvulling met zand.

De opvulling bij middel van zakjes gevuld met zand kan een zeker gevaar bieden ten opzichte van het mijngas, wanneer een springstof gebruikt wordt, die geen veiligheidsspringstof is.

Anderzijds geeft deze opvulling, tijdens het schieten, aanleiding tot het ontstaan van stof dat silicium bevat in grote verhouding. In Duitsland is het gebruik van opvullingsmateriaal, dat meer dan 1 % silicium in vrije toestand bevat, verboden.

IV. Benodigheden voor het schieten.

Verschillende schietmachines en een ohmmeter werden erkend.

V. Propaganda voor de veiligheid bij het schieten.

1125 personen (schietmeesters vergezeld van ingenieurs) hebben proeven bijgewoond die wijzen op het gevaar van het mijngas en het ontvlambare kolenstof.

VI. Diesellokomotieven.

De studie over de veiligheid der vlamgrendels werd voortgezet en een vlamgrendel, die met een kam gereinigd kan worden, werd erkend.

VII. Elektrische batterijlokomotieven voor de mijnen.

Een batterij wordt onderworpen aan de erkenningsproeven ; de studie ervan is evenwel nog niet beëindigd.

VIII. Elektrische toestellen en elektrische kringlopen van intrinsieke veiligheid.

Een meetbrug uitgerust met transistoren, een telefoontoestel uitgerust met transistoren, een radio-telefonisch zend- en ontvangstoestel, een signaal-lamp, een toestel met radioactieve isotopen om het peil te meten en een automatische telefoon-centrale werden erkend.

IX. Brandvoorkoming.

1) Transportbanden.

46 nieuwe transportbanden werden beproefd ; 18 ervan werden erkend.

2) Brandwerende middelen.

2 brandwerende middelen « om te impregneren » en een ander « om te bestrijken » werden beproefd ; alle drie zijn geschikt om de uitbreiding van een brand op een grote schaal tegen te werken.

3. Onontvlambare oliën.

Acht verschillende types van olie werden onderworpen aan de zogenaamde test der « verstuijde straal ». Deze proef bestaat er in de straal van fijn verstuijde olie, bij een drukking van 70 kg/cm², te benaderen met de vlam van een oxy-acetyleen brander.

Drie dezer beproefde oliën hebben aan deze test voldaan.

X. Brandbestrijding.

1) Blusapparaten.

De erkenningsvoorwaarden voor de draagbare blusapparaten, bestemd voor het gebruik in de ondergrondse werken, werden verder uitgewerkt. Deze hebben het voorwerp uitgemaakt van de omzendbrief van het Algemeen Mijnbestuur n° 116 dd 24 augustus 1959.

Blusapparaten met universeel poeder en schuimverwekkende blusapparaten werden onderzocht. Vier blusapparaten met universeel poeder werden erkend. Wat de schuimverwekkende blusapparaten betreft, hun onderzoek zal in 1960 voortgezet worden.

- 2) Reddingsapparaten.
Een ademhalingsstoestel werd beproefd en erkend.

XI. Opzoekingen van het scheikundig laboratorium.

XII. Mijngasmeting.

XIII. Diverse opzoekingen.

A. *Twee vlamgrenzels voor acetylene slang worden beproefd, doch bleken niet veilig te zijn.*

B. *Antistatisch materieel.*

Een trommel voor een transportband en drie perslucht slangen werden onderzocht en hebben vol-doening gegeven.

XIV. Erkennung van elektrische en andere toestellen.

Een gedetailleerde lijst is gegeven in bijvoegsel.

RESUME

I. Explosifs.

- 1) Agréation d'explosifs.

Trois formules d'explosifs à ions échangés (Charbrite 41, Arionite et Nitrocooppalite 8), ainsi qu'une formule d'explosifs S.G.P. gainés (Alkalite II) ont été agréées.

- 2) Vitesse de détonation des explosifs à ions échangés.

Les expériences ont montré que la vitesse de détonation de ces explosifs à ions échangés est de l'ordre de 1.700 m/s pour des cartouches ayant un diamètre d'environ 30 mm et 1,2 de densité de l'explosif.

- 3) Contrôle des explosifs.

De nombreux échantillons d'explosifs à ions échangés et d'explosifs S.G.P. gainés ont été prélevés, tant dans les charbonnages que dans les dépôts des fabricants.

Il a été procédé à environ 200 tirs avec les explosifs à ions échangés, et à environ 100 tirs avec les explosifs S.G.P. gainés.

- 4) Déflagration fusante.

Une trentaine de tirs ont été effectués dans le mortier cylindrique dans les conditions les plus propices à la réalisation de ce phénomène.

Le nombre d'essais est insuffisant pour tirer des conclusions. L'étude sera poursuivie en 1960.

- 5) Etude du tir à l'Hydrobel.

Ce procédé, qui est assez répandu en Angleterre, consiste à tirer l'explosif « Hydrobel » dans des trous de mine remplis d'eau sous pression, dans lesquels on a, au préalable, pratiqué l'injection d'eau.

Au point de vue de sa puissance, l'explosif en question est analogue à notre dynamite III.

L'explosif « Hydrobel » n'étant de sécurité que s'il est tiré sous eau, le procédé peut être de sécurité avec les détonateurs instantanés mais il n'est pas, à notre avis, sans danger avec les détonateurs à retard du fait des phénomènes de décapitation qui peuvent se produire et permettre à l'eau du trou de mine de s'échapper avant l'explosion.

6) Composition des gaz dégagés lors du tir des mines.

Les tirs de mine donnent lieu à un dégagement de gaz toxiques qui ont déjà provoqué des incidents et même des accidents dans les mines. Ces gaz toxiques sont surtout : l'oxyde de carbone et les oxydes d'azote. L'étude entreprise à ce sujet est en cours et sera poursuivie pour arriver à des conclusions pratiques.

II. Détonateurs.

1) Sécurité des détonateurs vis-à-vis du grisou.

De très nombreux essais ont été faits sur les détonateurs à retard. Il a été constaté que les détonateurs dits « antigrisouteux » sont beaucoup plus sûrs que les ordinaires.

C'est la raison pour laquelle il a été décidé de les imposer dans les mines à partir du 1^{er} janvier 1960.

Ils sont cependant encore déficients, dans certaines conditions, lorsqu'ils sautent seuls à l'air libre mais, s'ils explosent dans une cartouche d'explosif de sécurité, ils paraissent être très sûrs. Il est donc indiqué de faire en sorte que, dans la pratique, les détonateurs ne puissent sortir de la cartouche-amorce quelles que soient les sollicitations auxquelles celle-ci puisse être soumise pendant le tir.

2) Etude d'incidents de minage dus aux détonateurs.

A la suite de nombreux ratés dans des bouveaux où l'on tirait de l'ordre de 50 à 70 mines à la fois, il a été constaté que le défaut d'isolement d'origine de certains détonateurs ne pouvait expliquer que partiellement la fréquence des ratés en cause.

Comme il s'agissait de roches très dures dans lesquelles on pratiquait le forage à l'eau, il n'est pas exclu que, lors du chargement, le frottement des fils du détonateur, entourant la cartouche-amorce, contre la paroi de grès des trous ait pu provoquer des défauts d'isolement susceptibles d'entraîner également des ratés.

III. Sécurité et salubrité des tirs de mine.

A. Etude de nouveaux procédés.

1) Bourrage hydraulique.

Il consiste en une enveloppe en matière plastique souple, remplie d'eau, avec ou sans additifs.

Après avoir pris naissance, en Belgique, vers 1953, il est appliqué actuellement, sur une grande échelle, dans les pays étrangers et notamment en Angleterre, en Allemagne et aux Pays-Bas.

Simplement placé contre la charge dans le trou de mine, il présente la plus grande sécurité pour les tirs avec détonateurs instantanés.

Avec les détonateurs à retard, il convient de caler l'enveloppe dans le trou de mine, tout au moins avec la dynamite et les explosifs brisants.

2) Disposition de fixation du détonateur dans la cartouche-amorce.

Les détonateurs sont plus sûrs lorsqu'ils explosent dans une cartouche d'explosif de sécurité que s'ils sautent seuls à l'air libre.

Il convient donc, lorsqu'ils sont placés dans la cartouche-amorce, qu'ils ne puissent en sortir. Un dispositif permettant de réaliser une solidarité efficace consiste à introduire la cartouche-amorce dans une gaine en plastique souple dont une extrémité est soudée et dont l'autre est ligaturée avec les fils du détonateur. Ce procédé présente, en outre, l'avantage d'éviter le frottement, contre la paroi du trou de mine, des fils du détonateur avec lesquels on fait, habituellement, un nœud coulant autour de la cartouche.

3) Moyen d'accroître la sécurité des tirs à la dynamite.

Dans chaque trou de mine, on utilise une cartouche d'explosif de sécurité comme cartouche-amorce ; un détonateur antigrisouteux est fixé dans cette cartouche au moyen de la gaine précitée et un tampon hydraulique, de longueur appropriée, est intercalé entre la cartouche-amorce et la charge de dynamite.

Sauf cas exceptionnel, ce procédé n'est pas destiné à permettre le remplacement des explosifs de sécurité par de la dynamite ; son but est d'accroître la sécurité des tirs qui se font normalement à la dynamite.

B. Etude du bourrage au sable.

Le bourrage au moyen de sachets de sable peut constituer un danger vis-à-vis du grisou lorsque l'on emploie des explosifs qui ne sont pas de sécurité.

D'un autre côté, lors du tir, ce bourrage donne naissance à des poussières de silice, en proportion élevée.

En Allemagne, il est interdit d'utiliser, dans les mines, des matériaux de bourrage contenant plus de 1 % de silice libre.

IV. Matériel de minage.

Des exposeurs et un ohmmètre ont été agréés.

V. Propagande pour la sécurité du minage.

1.125 personnes (boutefeux en compagnie d'ingénieurs) ont assisté à des expériences montrant le danger du grisou et des poussières inflammables.

VI. Locomotives diesel.

L'étude de la sécurité des empilages a été poursuivie et un empilage à nettoyage par petgne a été agréé.

VII. Locomotives électriques à accumulateurs pour les mines.

Une batterie est soumise aux essais d'agrément, mais l'étude n'en est pas encore terminée.

VIII. Appareils et circuits électriques de sécurité intrinsèque.

Un pont de mesure à transistors, un poste téléphonique à transistors, un émetteur récepteur radiotéléphonique, une lampe-signal, un détecteur de niveau à isotope radioactif et un central téléphonique ont été agréés.

IX. Prévention des incendies.**1) Courroies transporteuses.**

46 courroies neuves ont été essayées et 18 ont été agréées.

2) Ignifuges.

Deux ignifuges à utiliser par imprégnation et un autre par badigeonnage ont été essayés, tous trois sont capables d'empêcher, dans une large mesure, la propagation d'un incendie.

3) Huiles ininflammables.

Huit types d'huiles ont été essayés au test du « jet pulvérisé ». Ce test consiste à approcher la flamme d'un chalumeau oxyacétylénique d'un jet d'huile finement pulvérisée, sous une pression de 70 kg/cm².

Trois des huiles essayées ont satisfait à ce test.

X. Lutte contre les incendies.**1) Extincteurs.**

Les conditions d'agrément des extincteurs portatifs, destinés aux travaux souterrains, ont été élaborées. Elles ont fait l'objet de la circulaire n° 116 du 24 août 1959 de la Direction générale des Mines.

Des extincteurs à poudre universelle et des extincteurs à mousse ont été examinés.

Quatre extincteurs à poudre universelle ont été agréés.

Quant aux extincteurs à mousse, leur examen sera poursuivi en 1960.

2) Appareils de sauvetage.

Un appareil respiratoire a été expérimenté et a pu être agréé.

XI. Travaux des laboratoires de chimie.

XII. Grisoumétrie.

XIII. Recherches diverses.

A. Deux dispositifs coupe-flamme pour tuyaux d'acétylène ont été essayés, mais ne se sont pas révélés de sécurité.

B. Matériel antistatique.

Un rouleau pour transporteur à courroie et trois types de tuyaux flexibles pour air comprimé ont été examinés et ont donné des résultats satisfaisants.

XIV. Agrégation d'appareils électriques et autres.

Une liste détaillée est donnée en annexe.

SOMMAIRE

	Pages
I. Explosifs.	
1) Agrégation d'explosifs	714
2) Vitesse de détonation des explosifs à ions échangés	715
3) Contrôle des explosifs	716
4) Déflagration fusante	716
5) Etude de l'Hydrobel	718
6) Composition des gaz dégagés lors du tir des mines	721
II. Détonateurs.	
1) Sécurité des détonateurs vis-à-vis du grisou	724
2) Etude d'incidents de minage dus aux détonateurs	727
III. Sécurité et salubrité des tirs de mines.	
A) Etude de nouveaux procédés	731
1) Bourrage hydraulique	731
2) Dispositif de fixation du détonateur dans la cartouche-amorce	731
3) Moyen d'accroître la sécurité des tirs à la dynamite	732
B) Etude du bourrage au sable	734
Salubrité - Sécurité.	734
IV. Matériel de minage.	
1) Exploseurs	737
2) Ohmmètres	737
V. Propagande pour la sécurité du minage.	738
VI. Locomotives Diesel.	
1) Fonctionnement des moteurs diesel en atmosphère grisouteuse	738
2) Empilage coupe-flamme à nettoyage par peigne Roleco	741
VII. Locomotives électriques à accumulateurs pour les mines.	745
VIII. Appareils et circuits électriques de sécurité intrinsèque.	
A) Appareils de sécurité intrinsèque	744
1) Pont de mesure à transistors Peekel T. 200	744
2) Poste téléphonique à transistor TT. 55 de Fernsprech-Zubehör-Dienst	747
3) Emetteur récepteur radiotéléphonique Mayday pour le fond	747
4) Lampe signal Friemann et Wolff	747
B) Circuits de sécurité intrinsèque	748

1) Détecteur de niveau à isotope radioactif E.T.A. 1	748
2) Central automatique Siemens « Kleinautomat 28/4 »	748
IX. Prévention des incendies.	
1) Courroies transporteuses	749
2) Ignifuges	749
3) Huiles ininflammables	752
4) Canars ininflammables	753
X. Lutte contre les incendies.	
1) Extincteurs	754
2) Appareil de sauvetage	759
XI. Travaux des laboratoires de chimie.	
761	
XII. Grisoumétrie.	
763	
XIII. Recherches diverses.	
A) Dispositif anti-retour de flamme pour tuyau d'acétylène	764
B) Matériel antistatique.	765
XIV. Agréation d'appareils électriques et autres.	
766	
Annexe :	
Liste des appareils électriques et divers agréés en 1959 sur proposition de l'Institut National des Mines.	767

I. — EXPLOSIFS

1. — AGREATION D'EXPLOSIFS

Epreuves fixées par l'arrêté ministériel du 31 octobre 1958, relatif aux types, aux conditions d'agrégation et aux charges limites par fourneau des explosifs dans les travaux souterrains des mines.

Explosifs à ions échangés.

Trois formules ont été éprouvées :
 l'Arionite
 la Charbrite 41
 et la Nitrocoopalite 8.
 présentées respectivement par la Société d'Aren-

donck, les Poudreries Réunies de Belgique et la Société Coopal. Ces explosifs du type IV utilisés sans gaine répondent aux compositions indiquées dans le tableau I.

Les tirs en grisou et en poussières charbonneuses, prévus par le Règlement, ont été réalisés au bloc à rainure latérale disposé comme indiqué à la figure 1, la distance D étant de 20 cm pour la charge de 2.200 g, de 40 cm pour celle de 2.400 g.

Aucun de ces tirs n'a allumé, ni le grisou, ni les poussières charbonneuses.

TABLEAU I

	Arionite	Charbrite 41	Nitro- coopalite 8
Nitroglycérine	10	10	} 10,11
Nitroglycol	—	—	
Coton nitré	—	—	0,09
Nitrate de soude	55,2	54	55,50
Chlorure ammoni- que	34,1	33,70	34,30
Savon métallique	—	0,50	—
Cellulose	—	1,00	—
Guhr	0,5	0,80	—
Colorant inerte	0,2	—	—

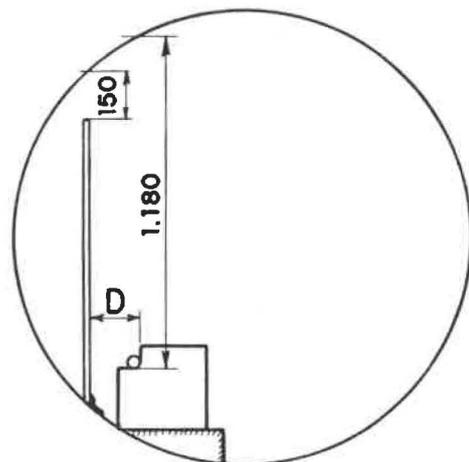


Fig. 1.

Conclusion.

Les 3 explosifs précités ont donc été agréés dans le type IV.

Explosif gainé.

L'explosif S.G.P. gainé, dénommé Alkalite II, a été présenté par la Fabrique Nationale des Produits Chimiques et d'Explosifs à Boncelles.

Composition :

Nitrate ammonique	62,00
T.N.T.	13,50
Aluminium	0,50
Chlorure de sodium	24,00

Le noyau d'explosif est entouré d'une gaine rigide tubulaire de composition et dimensions ci-après :

- 75 % de bicarbonate
- 25 % de liant
- diamètre : 25/36 mm
- longueur : 170 mm.

Conformément au Règlement, on a tiré, d'une part, l'explosif pourvu de sa gaine, à la charge de 1.400 g, au bloc d'acier à rainure normale (fig. 2)

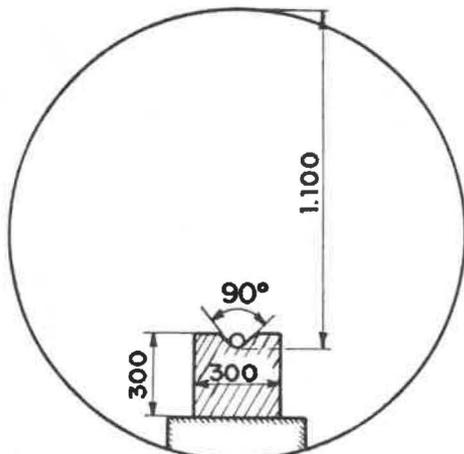


Fig. 2.

et, d'autre part, l'explosif sans gaine, à la charge de 1.000 g, au mortier d'acier (fig. 3).

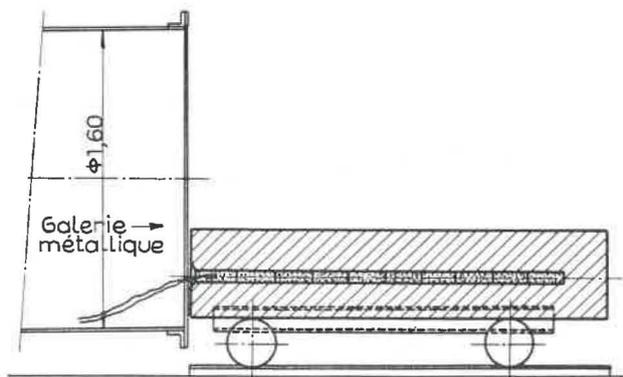


Fig. 3.

Aucune inflammation, tant du grisou que des poussières charbonneuses, n'a été enregistrée.

Conclusions : L'explosif Alkalite II a été agréé dans le type III.

2. — VITESSE DE DETONATION DES EXPLOSIFS A IONS ECHANGES

La mesure de la vitesse de détonation est effectuée par une méthode photographique.

La figure 4 représente schématiquement le dispositif utilisé.

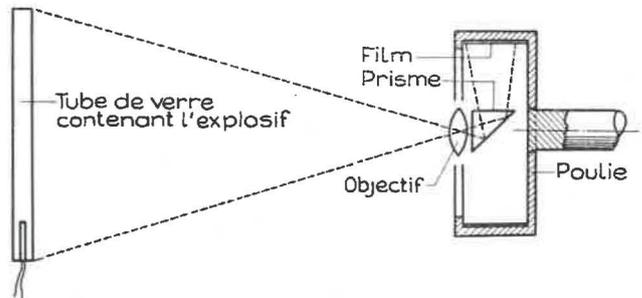


Fig. 4.

L'explosif dont il faut mesurer la vitesse de détonation est tassé dans un tube de verre qui est ensuite disposé horizontalement dans le champ de l'objectif d'une caméra spéciale à film mobile.

Celui-ci, placé à l'intérieur de la jante d'une poulie à voile latéral, peut acquérir une vitesse linéaire de 250 m/sec, qui correspond à une vitesse angulaire de la poulie de 15.000 tr/min.

L'image du point lumineux correspondant au front de détonation est formée sur le film par l'objectif photographique et un prisme à réflexion totale.

Des précautions sont prises au réglage de l'appareil pour que le déplacement de l'image sur le film soit bien horizontal.

Le film lui-même se déplace dans une direction verticale.

Pour l'essai, le tube d'explosif, comportant un détonateur à l'une de ses extrémités, est suspendu horizontalement toujours aux mêmes crochets.

La poulie de la camera est ensuite amenée à la vitesse la plus convenable, par exemple 9.000, 10.500, 12.000 ou 15.000 tr/min.

A la vitesse exacte, on déclenche l'obturateur qui provoque le départ du détonateur.

Le point lumineux correspondant au front de la détonation forme sur le film un point image qui se déplace de gauche à droite pendant que le film se déplace de haut en bas et qui, par conséquent, laisse sur celui-ci une trace inclinée.

La composition des mouvements se fait suivant le rectangle de la figure 5.

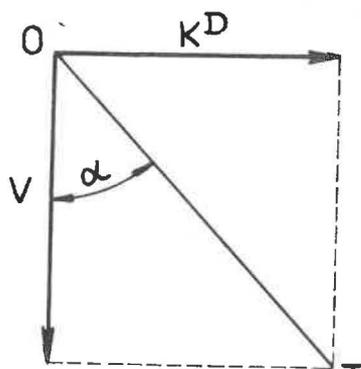


Fig. 5.

En posant :

D = vitesse de détonation

K = coefficient < 1 dépendant des caractéristiques optiques de l'installation

V = vitesse linéaire du film

OT étant la trace photographique, on voit que $KD = V \operatorname{tg} \alpha$.

Il suffit donc de déterminer K une fois pour toutes, de connaître V et de mesurer α (angle de la trace photographique avec les bords du film) pour calculer D par la formule :

$$D = \frac{V}{K} \operatorname{tg} \alpha$$

Le coefficient K se détermine facilement en photographiant sur le film immobile un tube fluorescent placé en lieu et place du tube d'explosif et portant deux repères à une distance d mesurée exactement.

Les images de ces repères sont écartées sur le film développé d'une distance d_1 qui est mesurée au microscope. On a évidemment :

$$K = \frac{d_1}{d}$$

La vitesse est déterminée par une méthode stroboscopique. Une magnéto, donnant une onde par tour, est calée en bout de l'arbre de la poulie de la camera. L'onde est transmise à l'entrée de l'amplificateur vertical d'un oscilloscope cathodique. Le spot de celui-ci se déplace de gauche à droite de l'écran (le retour de droite à gauche étant en principe instantané) exactement à la fréquence du réseau, c'est-à-dire en $1/50$ de seconde. On obtient ainsi sur l'écran une, deux ou plusieurs ondes sinusoïdales stables quand la vitesse de la poulie est exactement égale à 50, 100 etc. tr/s ou 3.000, 6.000 etc. tr/min.

Si la vitesse de rotation est peu différente, l'image défile, soit vers la gauche, soit vers la droite de l'écran. Il est donc facile de saisir l'instant où l'image est immobile pour déclencher la détonation.

Cette année, l'objectif de la camera, détruit par des projections lors des essais antérieurs, a été remplacé et, après mise au point, les nouvelles caractéristiques ont été déterminées.

Pour la vitesse de 9.000 tr/min, la formule est $D = 1608,6 \operatorname{tg} \alpha$.

On a pu ainsi mesurer la vitesse de détonation de quelques explosifs à ions échangés.

Les résultats sont donnés au tableau 2.

TABLEAU 2

	Diamètre intérieur du tube	Densité de l'explosif	Vitesse de détonation
Arionite	31,5	1,05	1.838 m/s
	28,8	1,11	1.715
	28,2	1,16	1.680
	28,-	1,16	1.695
Nitrocooppalite 8	28,-	1,26	1.850
	28,-	1,21	1.830
	28,-	1,31	1.950
Charbrite 41	28,-	1,26	1.740
	28,-	1,18	1.680
	28,-	1,11	1.550

Ces explosifs paraissent très sensibles aux variations de diamètre et de densité.

3. — CONTROLE DES EXPLOSIFS

Comme dit plus haut, les explosifs à ions échangés ont été agréés en 1959.

A partir du mois de mai, ils ont été mis sur le marché et leur emploi s'est développé rapidement.

Étant donné la nouveauté relative de leur formule, nous les avons soumis à un contrôle sévère.

C'est ainsi que nous avons reçu 25 échantillons de 15 kg de ces explosifs et que nous les avons tirés, en présence de grisou, tant dans la galerie métallique que dans la galerie au rocher de Colfontaine.

Nous avons ainsi fait plus de 200 tirs.

Ces échantillons ont été prélevés, soit dans des charbonnages de chacun de nos Bassins par l'Administration des Mines, soit, par nos soins, dans les dépôts de distribution des fabricants.

Nous comptons poursuivre ce contrôle en 1960.

Nous avons également reçu des échantillons d'explosif S.G.P. avec lesquels nous avons effectué une centaine de tirs.

4. — DEFLAGRATION FUSANTE

Les explosifs à ions échangés étant utilisés sur une grande échelle en Belgique, nous avons tenu à étudier leur comportement sous l'action des gaz

chauds en milieu confiné, c'est-à-dire au point de vue de la déflagration fusante.

Nous avons effectué tous nos essais dans un mortier d'acier cylindrique avec fourneau de 35 mm de diamètre et 1,90 m de longueur, en employant des cartouches de Charbrite 41.

Dans tous les cas, nous avons placé un bourrage d'argile renforcé par une broche de bois et un autre mortier étant placé contre cette dernière, au moment du tir (fig. 6).

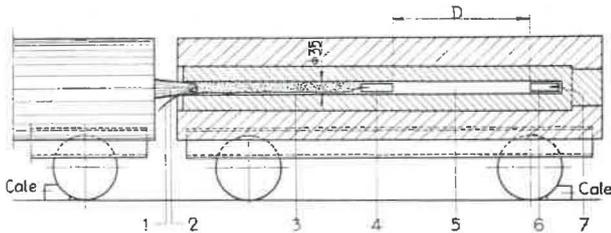


Fig. 6.

- 1 Cordeau détonant (témoin)
- 2 Broche de bois
- 3 Bourrage d'argile
- 4 Cartouche réceptrice (sensibilité 8 cm)
- 5 Intervalle D
- 6 Cartouche initiatrice (sensibilité 8 cm)
- 7 Détonateur

1^{re} série d'essais - 10 tirs.

Deux cartouches de 100 g de Charbrite 41 sont placées dans le fourneau comme indiqué à la figure 6.

La cartouche initiatrice est amorcée postérieurement et est placée dans le fond du fourneau. La cartouche réceptrice, munie d'un cordeau détonant témoin, est contre le bourrage.

Nous avons fait varier la longueur du bourrage d'argile de 30 cm à 1 m et l'intervalle D, laissé libre entre les deux cartouches de 50 cm à 95 cm.

La sensibilité de l'explosif était de 8 cm. La sensibilité ou aptitude à la détonation est caractérisée par la distance maxima qu'on peut laisser entre deux cartouches pour que, à l'air libre, l'explosion de l'une fasse sauter l'autre.

Pour huit tirs, nous avons retrouvé, après enlèvement de la broche de bois et du bourrage, le cordeau détonant témoin intact ainsi que des morceaux de papier, sans trace de combustion de l'enveloppe de la cartouche réceptrice.

Pour deux tirs, nous avons enregistré l'explosion de toute la charge avec expulsion instantanée de la broche de bois et du bourrage d'argile.

2^e série d'essais.

Nous avons également examiné l'influence de l'intercalation d'un tampon hydraulique entre les deux cartouches.

Ce mode opératoire étant employé dans certains charbonnages, il était indiqué de l'expérimenter à

l'égard de la déflagration fusante. Tous les essais ont été faits dans les mêmes conditions que ceux décrits ci-dessus, sauf que, dans l'intervalle D laissé libre entre les deux cartouches, on place une ampoule d'eau et que l'on fait varier la position du détonateur et des cartouches.

Nous avons effectué les essais suivants.

1) 5 tirs avec amorçage postérieur (fig. 7).

A chaque tir, on enregistre l'explosion de toute la charge, ce qui est concrétisé par l'expulsion

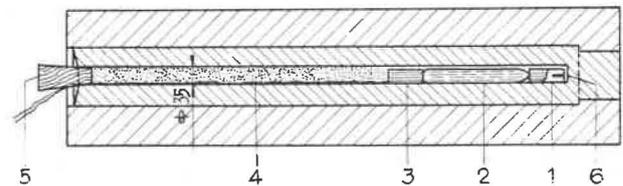


Fig. 7.

- 1 Cartouche initiatrice (sensibilité 8 cm)
- 2 Ampoule d'eau de 30 cm de longueur
- 3 Cartouche réceptrice (sensibilité 8 cm)
- 4 Bourrage d'argile
- 5 Broche de bois
- 6 Détonateur

instantanée du bourrage d'argile et de la broche de bois. De l'enveloppe en matière plastique du tampon hydraulique et de la cartouche réceptrice, on ne retrouve rien.

2) 5 tirs avec amorçage antérieur (fig. 8).

A chaque tir, on enregistre l'explosion de toute la charge et l'expulsion du bourrage.

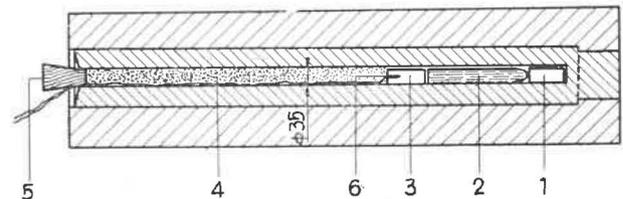


Fig. 8.

- 1 Cartouche réceptrice (sensibilité 8 cm)
- 2 Ampoule d'eau de 30 cm de longueur
- 3 Cartouche initiatrice (sensibilité 8 cm)
- 4 Bourrage d'argile
- 5 Broche de bois
- 6 Détonateur

3) 4 tirs avec amorçage antérieur et vide postérieur de 20 cm (fig. 9).

Vu la faible sensibilité de l'explosif utilisé et la réalisation d'un vide postérieur, on devait s'attendre à une propagation défectueuse de l'onde explosive.

Ce fait s'est confirmé et nous a permis de nous rendre compte du comportement, sous l'action de

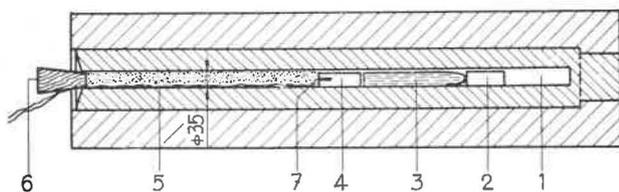


Fig. 9.

- 1 Vide postérieur 20 cm
- 2 Cartouche réceptrice (sensibilité 3 cm)
- 3 Cartouche d'eau de 30 cm de longueur
- 4 Cartouche initiatrice (sensibilité 3 cm)
- 5 Bourrage d'argile
- 6 Broche de bois
- 7 Détonateur

gaz chauds, de la cartouche réceptrice protégée cette fois par un tampon hydraulique.

Voici le détail de ce qui s'est passé lors de ces tirs. La mise à feu provoque, à l'intérieur du fourneau, un bruit métallique. La cale de bois et le bourrage d'argile restent en place. Après 15 minutes, on enlève la cale de bois.

Cette opération est suivie d'un dégagement de gaz.

On place, devant le jet de gaz, une feuille de papier; celle-ci s'humidifie rapidement et même avec des particules de bourrage à l'état liquide.

Au moyen d'une tige en acier, on perce le bourrage d'argile. Au fur et à mesure que l'outil pénètre dans le bourrage, le sifflement produit par l'émission de gaz s'amplifie. On place à nouveau une feuille de papier en face de l'orifice du fourneau et il s'humidifie comme la première fois.

De plus, on peut approcher la main du dit jet sans ressentir aucune sensation de chaleur. Lorsque le bourrage est complètement traversé, l'émission de gaz est terminée.

On extrait le bourrage d'argile du fourneau et on retrouve des particules d'explosif et des morceaux de papier de l'emballage de la cartouche réceptrice.

4) 3 tirs avec amorçage et vide postérieur (fig. 10).

Pour ces tirs, on a eu l'expulsion du bourrage d'argile et de la broche de bois, sans rien retrouver ni de l'ampoule ni des cartouches.

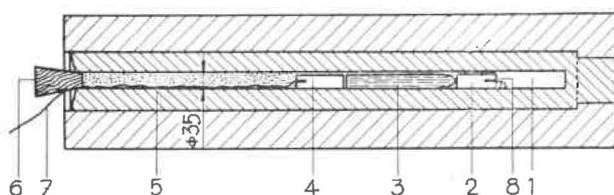


Fig. 10.

- 1 Vide postérieur
- 2 Cartouche initiatrice (sensibilité 3 cm)
- 3 Ampoule d'eau de 30 cm de longueur
- 4 Cartouche réceptrice (sensibilité 3 cm)
- 5 Bourrage d'argile
- 6 Broche de bois
- 7 Cordeau détonant (témoin)
- 8 Détonateur

5) 4 tirs avec amorçage postérieur et vide entre l'ampoule d'eau et la cartouche réceptrice (fig. 11).

Pour ces tirs, on emploie une ampoule d'eau de 10 cm de longueur afin de réaliser un vide entre le tampon hydraulique et la cartouche réceptrice. De plus, la charge initiatrice consiste en une demi-cartouche amorcée postérieurement.

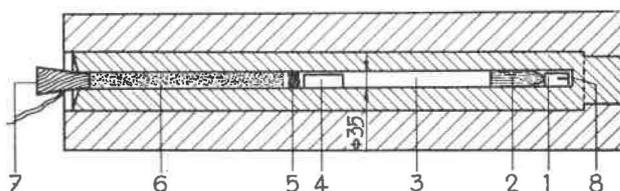


Fig. 11.

- 1 Une demi-cartouche (50 g) initiatrice (sensibilité 67 cm)
- 2 Ampoule d'eau de 10 cm de longueur
- 3 Vide de 500 cm
- 4 Cartouche (100 g) réceptrice
- 5 Touffe de coton nitré
- 6 Bourrage d'argile
- 7 Broche de bois
- 8 Détonateur

Entre le bourrage d'argile et la cartouche réceptrice, on place une touffe de coton nitré dont la température instantanée d'inflammation est de 290° C.

Après la mise à feu et pour tous les tirs, la broche de bois et le bourrage restent en place.

Après 5 minutes, on enlève la broche de bois. Cette opération est suivie d'un dégagement de gaz. En mettant la main devant l'orifice du fourneau, on ne ressent aucune sensation de chaleur.

On enlève le bourrage d'argile et l'on retrouve la touffe de coton nitré intacte, ainsi que la cartouche réceptrice sans trace de combustion.

Remarque.

Nous avons fait un tir complémentaire dans les conditions décrites ci-dessus, mais sans ampoule d'eau intercalaire et sans cartouche réceptrice.

Après extraction du bourrage qui était resté en place, on ne retrouve plus rien du coton nitré qui a donc brûlé sous l'action des gaz chauds de la demi-cartouche initiatrice.

Conclusions.

Nous n'avons pas encore fait assez d'essais pour tirer une conclusion, mais jusqu'à présent, nous n'avons pu obtenir une déflagration fusante caractérisée.

Nous poursuivrons ces essais en 1960.

5. — ETUDE DE L'HYDROBEL

Il s'agit d'un explosif anglais, fabriqué par l'Imperial Chemical Industries Limited, de la composition suivante :

	<	>
Nitroglycerine et nitroglycol	40,9	37,9
Nitrocellulose	3,0	1,0
Farine de bois	1,6	0,6
Nitrate d'ammonium	21,0	19,0
Chlorure de sodium	28,1	26,1
Baryte	10,7	8,7
Craie	1,0	0,1
Phosphate diammonique	0,8	0,1
Acide magenta	0,05	0,001

Caractéristique de la cartouche :

Longueur :	210 mm
Diamètre :	30 mm
Poids :	220 g.

Cet explosif sans gaine renferme un pourcentage élevé de matières inertes et est utilisé en Angleterre en même temps que l'injection d'eau en veine, dans des trous de mine remplis d'eau sous pression, pour l'abatage du charbon.

L'Hydrobel a satisfait en Angleterre à des essais de pression hydrostatique.

Le détonateur employé sous le nom d'Hydrostar résiste de son côté à l'immersion dans l'eau sous pression.

En Angleterre, comme dans de nombreux autres pays, il a été reconnu que l'eau employée en guise de bourrage est une prévention très efficace contre l'inflammation du grisou, d'une part, et est favorable à l'élimination des poussières, d'autre part.

La technique du procédé dite « infusion pulsée » est décrite dans le rapport n° 24 de la 10^{me} Conférence Internationale des Directeurs de Stations d'Essais à Pittsburgh, en 1959 ; « Méthodes améliorées du dynamitage du charbon » par MM. Westwaster et Lewis, ainsi que dans une note de MM. Hancock-Taylor de 1954 « Tir à infusion pulsée ».

Fondamentalement, cette technique consiste à mettre une charge d'explosif dans un fourneau et ensuite à y refouler de l'eau sous pression durant toute la durée du tir, au moyen d'un matériel pour injection.

Quatre types de tubes à infusion et scellement employés sont illustrés à la figure 12 :

- a) tube commercial à infusion d'eau ;
- b) tube à infusion équipé avec coins ;
- c) et d) tubes à infusion du type à employer.

Le tube à infusion commercial (a) est tenu en position par la dilatation automatique d'une couronne de scellement en caoutchouc, en appliquant la pression hydraulique.

Le deuxième tube (b) comprend trois coins en acier en plus de la couronne de scellement en caoutchouc. Par un mouvement de vissage, ces coins sont introduits par force dans le charbon.

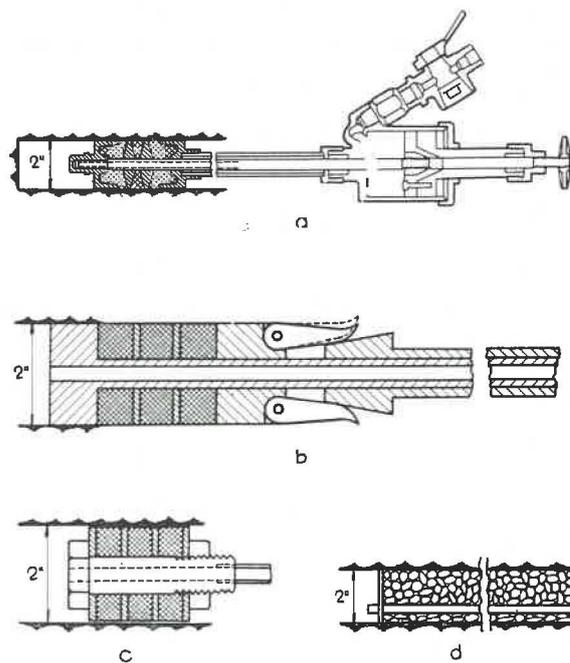


Fig. 12.

- a) Tube commercial à infusion d'eau
- b) Tube à infusion équipé avec coins
- c) et d) Tubes à infusion du type à employer

Le troisième type (c) de scellement consiste en un tube en cuivre et une couronne qui est dilatée en vissant un écrou immédiatement derrière elle, en employant pour cette opération une longue clef à tire-fonds.

Enfin, le dernier type (d) utilisé consiste en un tube en cuivre avec, à une de ses extrémités, une plaque circulaire, d'un diamètre légèrement inférieur à celui du trou foré et supérieur à celui du tube. Après avoir chargé le trou, le tube y est introduit de façon que sa plaque se trouve à environ 60 cm de l'orifice. Le trou est alors bourré hermétiquement à l'argile depuis ladite plaque jusqu'à l'orifice. Avec tous les types de tubes à infusion, un tuyau en caoutchouc renforcé est employé pour raccorder ledit tube au réservoir d'eau d'injection. Un manomètre et un appareil de mesure de débit sont utilisés et il est nécessaire d'incorporer une soupape de retenue.

Le mode opératoire est le suivant.

Premièrement, le tube d'infusion est poussé dans le trou, aussi profondément que possible, et la première injection est réalisée. Le tube est ensuite retiré. La charge est alors amorcée avec un détonateur spécial « Hydrostar » et est mise dans le trou de la façon normale et poussée dans sa position avec un bourroir en bois. Le tube à infusion est alors remis dans le trou avec sa couronne de fermeture et l'on continue l'injection jusqu'après le tir, de façon qu'au moment de celui-ci le fourneau soit sous pression d'eau. Cette façon de procéder a été autorisée en Angleterre où elle est employée principalement

dans le tir avec fourneaux parallèles à front de taille, dans le charbon non havé et dans la préparation des « brèches » des fronts mécanisés.

En général, on utilise des détonateurs instantanés, mais cette technique a cependant été étendue récemment à des tirs avec détonateurs à court retard.

* * *

Nous avons soumis l'explosif « Hydrobel » à différentes épreuves en présence de grisou, soit au mortier cylindrique, soit au bloc d'acier à rainure latérale placé à 20 ou à 40 cm d'une paroi de choc verticale.

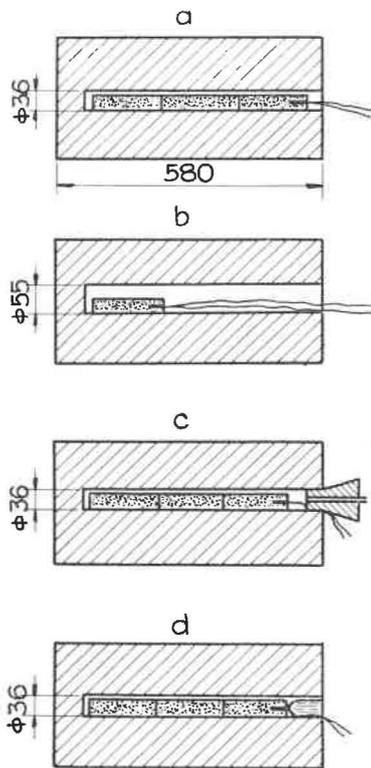


Fig. 13.

Tirs au mortier cylindrique.

La disposition des charges est donnée à la fig. 13 et les résultats des tirs sont consignés dans le tableau 3.

Tirs en rainure latérale (fig. 14).

a) Une cartouche (220 g) placée dans la rainure latérale à 20 cm d'une paroi de choc verticale allume le mélange grisouteux.

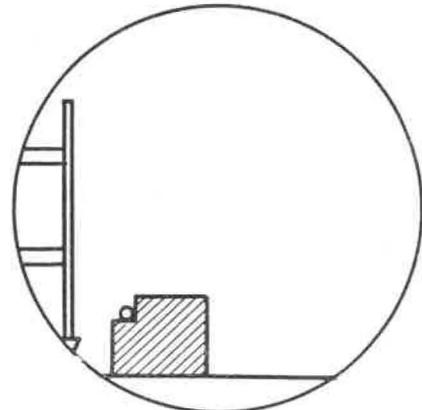


Fig. 14.

b) Dans un tube en plastique rigide, on introduit une demi-cartouche (110 g), ainsi que de l'eau ou de la craie. Dans les deux cas, les deux extrémités du tube sont fermées au moyen d'un bouchon de liège (fig. 15).

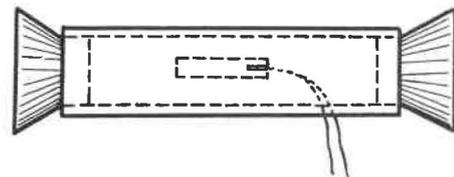


Fig. 15.

TABLEAU 3

Disposition de la charge dans le fourneau	Amorçage	Bourrage	Nombre de cartouches	Résultat
a	antérieur	néant	660 g 3 cartouches	inflammation
b	antérieur	néant	220 g 1 cartouche	inflammation
c	antérieur	fourneau sous pression d'eau	660 g 3 cartouches	pas d'inflammation
d	antérieur	ampoule d'eau longueur 50 mm	660 g 3 cartouches	pas d'inflammation

Le tout, placé dans la rainure latérale, à 40 cm d'une paroi de choc verticale, provoque à chaque tir l'inflammation du grisou.

Conclusion.

Sur le plan pratique, la technique du tir sous pression d'eau requiert un matériel adéquat.

Dans le domaine de la sécurité, l'explosif Hydrobel peut être comparé à la Dynamite III actuellement sur le marché belge, d'où sa classification dans le type I des explosifs dangereux, non soumis à l'agrégation.

Si cette technique présente une bonne efficacité contre l'inflammation du grisou avec l'utilisation des détonateurs instantanés, pour autant que le trou de mine soit bien rempli d'eau au moment du tir, elle peut être dangereuse avec les détonateurs à retard. En effet, dans ce cas, la décapitation d'une mine par une autre sautant plus tôt pourrait permettre au trou de mine de se vider et l'on se trouverait alors dans les conditions d'un tir à la dynamite, sans bourrage, dont le danger est bien connu en présence du grisou.

6. — COMPOSITION DES GAZ DEGAGES LORS DU TIR DES MINES

I. Essais avec la dynamite III Cooppal.

Le 20 juillet 1959, aux charbonnages Les Liégeois, Siège Zwartberg, deux ouvriers sont morts asphyxiés en retournant à front d'un burquin après un tir qui avait provoqué l'arrêt de la ventilation. Le burquin avait 30 m de hauteur et 10 m² de section. Le tir comportait au total 21 kg de Dynamite III dont la composition est la suivante :

Nitroglycérine	}	46,47
Nitroglycol		
T.N.T.		
Nitro-Coton		1,67
NH ₄ NO ₃		51,77

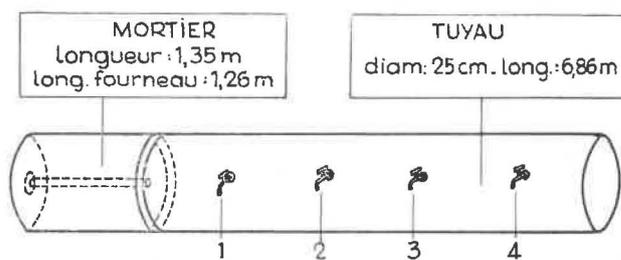
A la suite d'un tir semblable, fait quelques jours plus tard, nous avons prélevé des échantillons dont l'analyse a donné les résultats suivants (tableau 4).

Les teneurs en oxyde d'azote, déterminées sur une autre prise d'échantillons, ont été de :

Echantillon	% NO ₂
1	0,008
2	0,025
3	0,017
4	0,013

Comme suite à cet accident, des essais ont été entrepris avec la Dynamite que l'Administration des Mines nous a fait parvenir. Notre but était la détermination de la quantité de CO produite par le tir de cet explosif.

Le dispositif employé, pour nos essais, peut être représenté par la figure 16.



1, 2, 3, 4 : robinets de prélèvement

Fig. 16.

On tire, sans bourrage, la moitié ou les trois quarts d'une cartouche que l'on place au fond ou au milieu du mortier dont l'orifice du fourneau est disposé contre un tuyau métallique de 250 mm de diamètre et de 6,86 m de longueur. Les prises de gaz sont effectuées après le tir aux points (1) (2) (3) (4) simultanément.

Le tableau 5 donne les résultats représentant, dans chaque cas, la moyenne de dix essais.

TABLEAU 4

Echantillon n°	Endroit du prélèvement	Analyse						
		H ₂ %	O ₂ %	CH ₄ %	CO %	N ₂ %	CO ₂ %	CxHy %
1	à 1,50 m du sommet 10' après le tir	0,27	19,87	0,54	0,61	77,20	1,49	0,01
2	à 1,50 m du sommet 20' après le tir	0,28	20,06	0,69	0,51	77,29	1,15	0,02
3	à 4 m du sommet 15' après le tir	0,12	20,62	0,31	0,25	78,69	0,01	—
4	à 8 m du sommet 20' après le tir	0,15	20,53	0,33	0,29	78,64	0,05	0,01

TABLEAU 5

Quantité d'explosif	L'explosif est placé	% de CO			
		Prise 1	Prise 2	Prise 3	Prise 4
1/2 cartouche	au fond du mortier	1,35	0,39	0,15	0,03
1/2 cartouche	au milieu du mortier	0,99	0,16	0,08	0,003
3/4 cartouche	au fond du mortier	2,26	0,75	0,34	0,10
3/4 cartouche	au milieu du mortier	2,28	0,54	0,19	0,03

Si l'on trace un graphique donnant les teneurs en CO dans le tuyau en fonction de la distance au mortier, on peut déterminer la teneur moyenne en CO dans un volume bien déterminé de tuyau et en déduire la quantité de CO dégagée par 1 kg d'explosif.

On obtient ainsi :

1 ^{er} cas	39,0 litres
2 ^e cas	23,0 litres
3 ^e cas	39,8 litres
4 ^e cas	37,6 litres

Au cours de ces essais, on a déterminé la teneur en oxyde d'azote dans les échantillons prélevés aux points 1 et 2.

Les résultats obtenus figurent au tableau 6.

TABLEAU 6

Quantité d'explosif	L'explosif est placé	% de NO ₂	
		Prise 1	Prise 2
1/2 cartouche	au fond du mortier	0,048	0,017
1/2 cartouche	au milieu du mortier	0,056	0,015
3/4 cartouche	au fond du mortier	0,020	0,017
3/4 cartouche	au milieu du mortier	0,033	0,013

Les teneurs maxima en CO et NO₂ figurent au tableau 7.

TABLEAU 7

	% maximum de CO				% maximum de NO ₂	
	Prise 1	Prise 2	Prise 3	Prise 4	Prise 1	Prise 2
1/2 cartouche	2,25	0,45	0,27	0,09	0,071	0,022
3/4 cartouche	3,00	0,87	0,21	0,05	0,035	0,015

La teneur maxima de 3 % correspond à un dégagement de 56 litres de CO par kg d'explosif.

On sait qu'une teneur de 0,5 % de CO est mortelle en moins d'une heure (Traité de Manipulation et d'analyse des gaz par H. Guérin, page 424) et qu'une teneur de 0,025 % de NO₂ peut provoquer des troubles graves (Lehman et Hasegawa - Archiv

für Hygien, 1913, tome 17, pages 323-368). La toxicité des oxydes d'azote est donc environ 20 fois plus grande que celle du CO.

Si nous considérons les résultats figurant au tableau 7 et que nous faisons la moyenne des teneurs en CO et oxydes d'azote des prises 1 et 2, nous trouvons :

pour le 1^{er} cas :

$$\frac{2,25 + 0,45}{2} = 1,35 \% \text{ CO}$$

$$\text{et } \frac{0,071 + 0,022}{2} = 0,046 \% \text{ NO}_2$$

pour le 2^d cas :

$$\frac{3,00 + 0,87}{2} = 1,93 \% \text{ CO}$$

$$\text{et } \frac{0,035 + 0,015}{2} = 0,025 \% \text{ NO}_2$$

ce qui donne comme rapport CO/oxydes d'azote :

$$\text{pour le 1}^{\text{er}} \text{ cas : } \frac{1,35}{0,046} = 29,3$$

$$\text{pour le 2}^{\text{d}} \text{ cas : } \frac{1,93}{0,025} = 77,2$$

Nos essais ont donc montré que, pour la dynamite, le dégagement maximum d'oxydes d'azote est environ 30 fois moindre que le dégagement maximum de CO.

Il faut toutefois remarquer que ces chiffres doivent encore être considérés comme provisoires, étant donné que nos essais ne sont pas terminés.

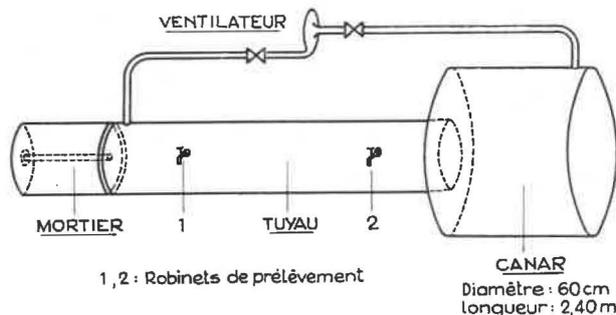


Fig. 17.

ventilateur en marche et les prises de gaz sont effectuées simultanément aux points 1 et 2 : 5, 10 et 15 minutes après le tir.

Les résultats obtenus sont consignés dans le tableau 8.

TABLEAU 8

N° de l'essai	% de CO						% de NO ₂				Observations
	5' après tir		10' après tir		15' après tir		5' après tir		15' après tir		
	Prise 1	Prise 2	Prise 1	Prise 2	Prise 1	Prise 2	Prise 1	Prise 2	Prise 1	Prise 2	
1	0,236	0,234	0,231	0,230	0,225	0,222	—	—	—	—	La cartouche est placée au fond du mortier
2	0,285	0,283	0,275	0,277	0,268	0,270	0,023	0,018	0,010	0,010	»
3	0,329	0,330	0,320	0,322	0,318	0,318	0,022	0,022	0,013	0,013	»
4	0,262	0,260	0,255	0,255	0,254	0,251	0,015	0,014	0,005	0,003	»
5	0,304	0,304	0,295	0,293	0,286	0,286	0,016	0,014	0,006	0,005	»
6	0,285	0,282	0,275	0,278	0,268	0,266	0,017	0,013	0,003	0,004	La cartouche est placée au milieu du mortier
7	0,273	0,271	0,265	0,267	0,257	0,260	0,026	0,026	0,015	0,016	»
8	0,283	0,286	0,280	0,276	0,276	0,273	0,033	0,033	0,008	0,005	»
9	0,269	0,267	—	0,265	0,263	0,263	0,022	0,025	0,009	0,008	»
10	0,270	—	0,267	0,265	—	—	0,026	0,028	0,012	0,013	»

II. Essais avec Charbrite 41.

Nous citerons, à titre documentaire, la composition de la Charbrite 41 employée.

Nitroglycérine	10,00
Nitrate sodique	54,00
Chlorure ammonique	33,70
Cellulose modifiée	1,00
Gühr	0,80
Savon métallique	0,50

Le dispositif utilisé a été modifié et peut être représenté par la figure 17.

Nous avons prolongé le tuyau par un cylindre en tôle de 2,40 m de longueur et 60 cm de diamètre.

La modification apportée a pour but d'obtenir une teneur uniforme dans un volume connu. En effet, le dispositif employé précédemment a le désavantage de donner une teneur en CO diminuant au fur et à mesure qu'on s'éloigne du mortier.

Une cartouche est placée au fond ou au milieu du mortier. Immédiatement après le tir, on met le

Connaissant la teneur moyenne en CO et le volume total de la canalisation, on peut en déduire le dégagement total de CO par kg d'explosif.

On obtient :

1 cartouche au fond du mortier	31,2 litres
1 cartouche au milieu du mortier	29,1 litres
soit une moyenne de 30 litres.	

La quantité minimum de CO dégagé par 1 kg d'explosif est de 24,9 litres et la quantité maximum 32,3 litres quand la cartouche est au fond du mortier.

Quand la cartouche est au milieu du mortier, ces quantités sont respectivement de 28,1 et 30 litres.

Si nous considérons la moyenne des teneurs en CO et oxydes d'azote des échantillons prélevés au point 1, cinq minutes après le tir, nous obtenons :

$$\begin{aligned} \text{teneur moyenne en CO} &= 0,280 \% \\ \text{teneur moyenne en NO}_2 &= 0,022 \% \end{aligned}$$

ce qui donne comme rapport CO/oxydes d'azote : 12,8.

Conclusion.

Comme la toxicité des oxydes d'azote est environ 20 fois plus grande que celle du CO, et que leur teneur dans les gaz d'explosion de la Charbrite est à peu près 13 fois moindre, le danger de ces gaz d'explosion de la Charbrite proviendrait donc particulièrement de ces oxydes d'azote.

D'après nos résultats indiqués ci-dessus, pour la

Dynamite ce serait plutôt le CO qui serait à craindre en premier lieu.

Cependant, il est à remarquer que, pour certains auteurs, les toxicités du CO et des oxydes d'azote s'ajoutent.

Cette étude est loin d'être terminée et les essais précités ne constituent que le stade préliminaire. Notre intention est d'analyser les gaz produits par nos divers explosifs, tant dans nos essais de laboratoire que dans les tirs de mines des charbonnages.

II. — DETONATEURS

1. — SECURITE DES DETONATEURS VIS-A-VIS DU GRISOU

Nous avons essayé, en mélange grisouteux, des détonateurs à court retard, ordinaires et antigrisouteux, des fabriques suivantes :

Dynamit Aktiengesellschaft (D.A.G.)
Imperial Chemical Industries (I.C.I.)

Les figures 18, 19 et 20 donnent un schéma de ces détonateurs.

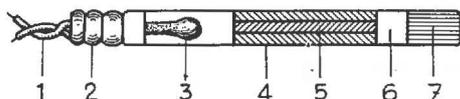


Fig. 18. — Détonateur ordinaire à court retard D.A.G. et I.C.I.

- 1 Fils du détonateur
- 2 Bloc en caoutchouc serti
- 3 Poudre d'amorce enrobant le fil de pont
- 4 Tube relais en laiton
- 5 Canal contenant la poudre relais
- 6 Fulminate de mercure
- 7 Charge fulminante

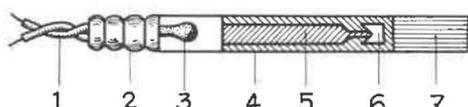


Fig. 19. — Détonateur D.A.G. à court retard anti-grisouteux

- 1 Fils du détonateur
- 2 Bloc en caoutchouc serti
- 3 Poudre d'amorce enrobant le fil de pont
- 4 Tube relais en laiton
- 5 Canal contenant la poudre relais, étranglé à l'extrémité
- 6 Fulminate de mercure
- 7 Charge fulminante

Ces schémas montrent que, pour rendre antigrisouteux les détonateurs à court-retard, on a simplement modifié la forme du tube-relais.

L'inflammation du grisou par un détonateur à court-retard ordinaire est due probablement à la poudre du relais. Celle-ci forme, au passage de la flamme, un silicate fondu qui est facilement expulsé du tube normal, qui est cylindrique, et c'est ce produit incandescent qui allume le grisou.

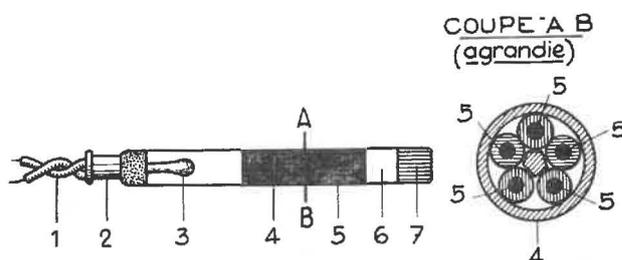


Fig. 20. — Détonateur I.C.I. à court retard antigrisouteux

- 1 Fils du détonateur
- 2 Bloc en caoutchouc serti
- 3 Poudre d'amorce enrobant le fil de pont
- 4 Tube enveloppe en plomb
- 5 Cinq tubes en plomb avec canaux capillaires contenant la poudre relais
- 6 Fulminate de mercure
- 7 Charge fulminante

Même si le détonateur se trouve dans une cartouche d'explosif de sécurité, le tube-relais n'est pas détruit lors de l'explosion et le produit incandescent, pouvant être projeté à une certaine distance, est susceptible de provoquer l'inflammation d'un mélange grisouteux.

Les fabricants ont cherché un moyen d'obstruer ce tube au moment de l'explosion du fulminate afin d'éviter la projection de ce produit incandescent.

La D.A.G. ménage, au contact du fulminate, un étranglement dans le conduit du tube-relais.

L'I.C.I. réalise un tube-relais en plomb percé de 5 canaux capillaires contenant la poudre-relais. Ces canaux sont obstrués d'un côté par l'explosion du fulminate.

Dans le second cas, la capillarité joue vraisemblablement son rôle pour retenir le silicate fusible à l'intérieur des canaux.

Ils ont ainsi réalisé des détonateurs beaucoup plus sûrs qu'ils ont dénommés « antigrisouteux ».

En réalité, il n'existe pas encore de détonateurs véritablement antigrisouteux, mais ceux que l'on dénomme ainsi sont beaucoup plus sûrs que les détonateurs ordinaires et, pour la facilité de l'exposé, nous adopterons également cette dénomination.

Nos essais ont été faits :

- A) en galerie métallique de 1,60 m de diamètre ;
- B) dans le mortier à plaques parallèles.

Les résultats de ces essais sont consignés dans les tableaux 9 à 12.

A) Essais en galerie métallique.

Tous les essais ont été effectués dans un mélange grisouteux à 9 % de méthane. La mise à feu était faite au moyen d'un exploseur de sécurité intrinsèque « Derby Demon ».

Détonateurs à court-retard (30 millisecondes).

a) Le détonateur seul est suspendu dans la chambre d'explosion de la galerie comme le montre la figure 21.

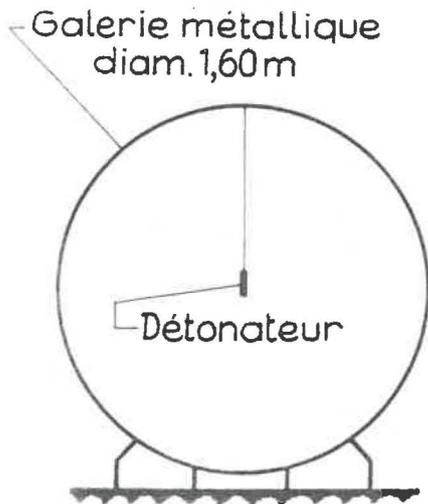


Fig. 21.

TABLEAU 9

Tir d'un détonateur seul suspendu.

Numéro du retard	D.A.G.		I.C.I.	
	Détos ordinaires (court-retard)		Détos ordinaires (court-retard)	
	Nombre de tirs	Nombre d'inflam-mations	Nombre de tirs	Nombre d'inflam-mations
4	10	4	10	7
5	10	7	10	8
6	10	6	10	8
7	10	8	10	7
8	10	8	10	8
9	10	9	10	8
10	10	8	10	7

b) Le détonateur seul est placé dans la rainure latérale du bloc d'acier, dans la chambre d'explosion de la galerie, comme le montre la figure 22.

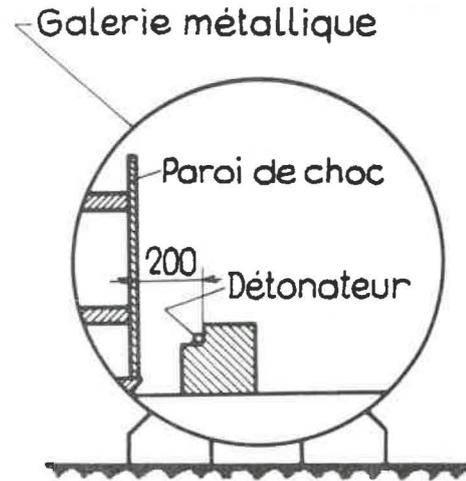


Fig. 22.

TABLEAU 10

Numéro du retard	Détos ordinaires		Détos antigrisouteux	
	Nombre de tirs	Nombre d'inflam-mations	Nombre de tirs	Nombre d'inflam-mations
D.A.G.				
5	3	2	3	0
6	3	1	3	0
7	3	2	3	0
8	3	2	3	0
I.C.I.				
5	3	2	3	0
6	3	3	3	0
7	3	3	3	0
8	3	3	3	0

c) Le détonateur est placé dans une cartouche de 100 g d'explosif de sécurité type III ou type IV et cette cartouche est suspendue dans la chambre d'explosion de la galerie, comme le montre la figure 23.

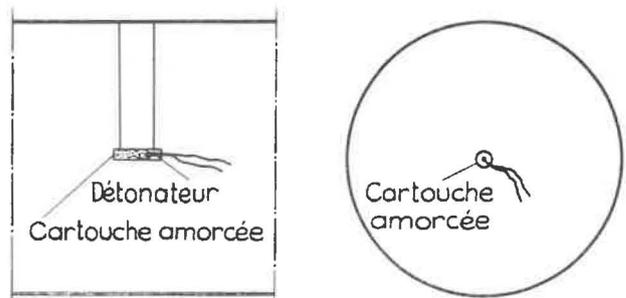


Fig. 23.

TABLEAU 11

Numéro du retard	Détonés ordinaires		Détonés antigrisouteux	
	Nombre de tirs	Nombre d'inflam-mations	Nombre de tirs	Nombre d'inflam-mations
	D.A.G.			
1	6	0	6	0
2	6	2	6	0
3	6	3	6	0
4	6	4	6	0
5	6	2	6	0
6	6	1	6	0
7	6	4	6	0
8	6	3	6	0
9	6	1	6	0
10	6	5	6	0
	I.C.I.			
1	6	0	6	0
2	6	0	6	0
3	6	2	6	0
4	7	2	6	0
5	7	6	6	0
6	6	2	6	0
7	6	5	6	0
8	6	5	6	0
9	6	4	6	0
10	6	4	6	0

TABLEAU 12

Numéro du retard	Détonés ordinaires		Détonés antigrisouteux	
	Nombre de tirs	Nombre d'inflam-mations	Nombre de tirs	Nombre d'inflam-mations
	D.A.G.			
1	4	0	10	0
2	4	0	10	0
3	4	0	10	0
4	4	1	10	0
5	4	0	10	0
6	5	0	10	0
7	4	1	10	0
8	4	1	10	0
9	5	0	10	0
10	4	0	10	0
	I.C.I.			
1	4	0	10	0
2	5	0	10	0
3	5	1	10	0
4	4	1	10	0
5	5	2	10	0
6	4	3	10	0
7	4	0	10	0
8	4	1	10	0
9	8	2	10	0
10	4	3	10	0

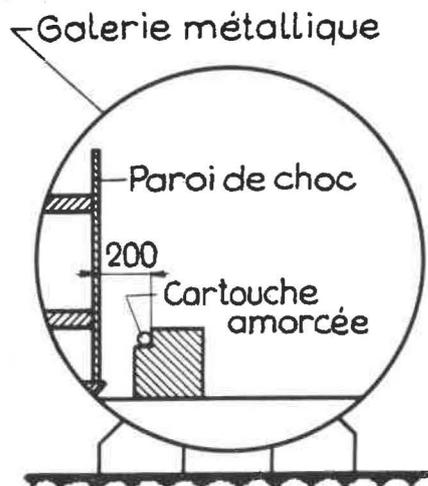


Fig. 24.

d) Le détonateur est placé dans une cartouche de 100 g d'explosif de sécurité type III ou type IV et cette cartouche est placée dans la rainure latérale du mortier d'acier à 20 cm d'une paroi de choc verticale, dans la chambre d'explosion de la galerie.

La figure 24 représente cette disposition.

Remarque.

Nous avons également essayé différents lots de détonateurs instantanés suspendus seuls dans la galerie ou placés dans une cartouche d'explosif de sécurité type IV suspendue également dans la galerie.

Le tableau 13 donne les résultats obtenus.

TABLEAU 13

Détonateurs instantanés.

Détonateur suspendu seul dans la galerie		Détonateur placé dans une cartouche d'explosif de sécurité, suspendue dans la galerie	
Nombre de tirs	Nombre d'inflam-mations	Nombre de tirs	Nombre d'inflam-mations
100	31	50	0

B) Essais dans le mortier à plaques parallèles.

Comme le montre la figure 25, le mortier à plaques parallèles consiste en un parallépipède dont 2 grandes parois de 1 mètre de côté peuvent être plus ou moins écartées l'une de l'autre.

Pendant les essais, un tuyau, percé de trous, placé entre les deux grandes parois au niveau des bords inférieurs de celles-ci, débite continuellement un mélange grisouteux à 8 % de méthane, tandis que la seule ouverture supérieure du mortier est fermée au moyen d'une feuille de papier.

Détonateurs à court-retard (30 millisecondes).

a) le détonateur seul est suspendu au centre du mortier en question (fig. 25).

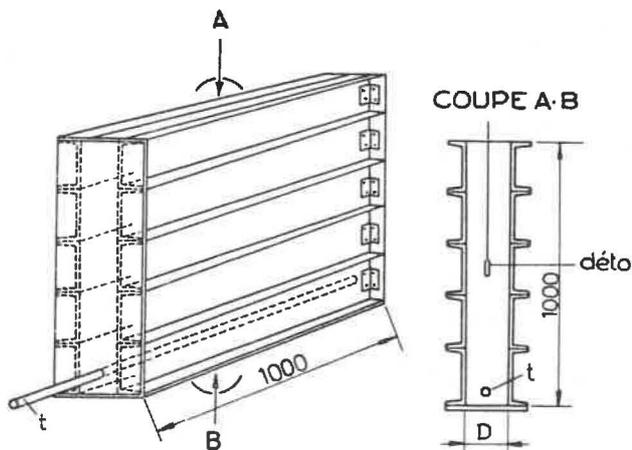


Fig. 25.

On a tiré, en les alternant, 600 détonateurs ordinaires et 600 détonateurs antigrisouteux n° 1, 2, 3 ... 10, en employant une batterie alcaline pour la mise à feu.

La distance D entre les parois a été respectivement de 50, 100 et 150 mm.

Dans ces conditions, nous avons obtenu, suivant leur provenance et leur retard, une fréquence d'inflammation allant de 20 à 100 % pour les détonateurs antigrisouteux et une fréquence de 90 à 100 % pour les détonateurs ordinaires.

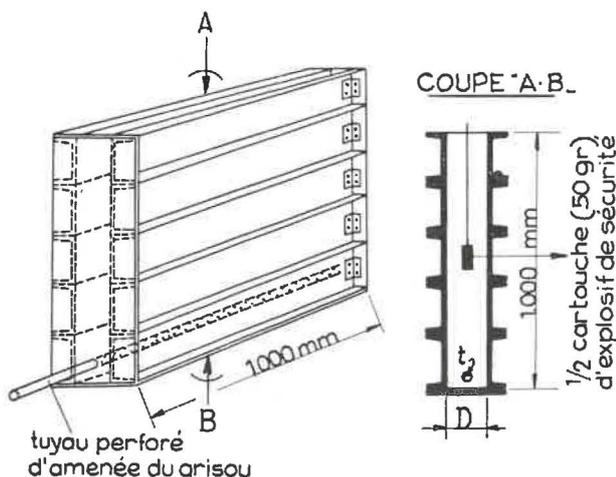


Fig. 26.

b) Nous avons essayé les mêmes détonateurs antigrisouteux, dans les conditions suivantes.

Le détonateur est placé dans une demi-cartouche de 100 g d'explosif de sécurité type IV et cette demi-cartouche est suspendue au centre du mortier en question comme indiqué à la figure 26.

Dans ces conditions, nous n'avons obtenu aucune inflammation avec les 60 détonateurs antigrisouteux que nous avons essayés.

Conclusion.

Les détonateurs dits antigrisouteux sont beaucoup plus sûrs que les ordinaires.

Ils sont cependant encore déficients dans certaines conditions lorsqu'ils sautent seuls à l'air libre, mais s'ils explosent dans une cartouche d'explosif de sécurité, ils paraissent présenter une sécurité complète.

Il est donc indiqué de faire en sorte que, dans la pratique, le détonateur ne puisse sortir de la cartouche-amorce quelles que soient les sollicitations auxquelles celle-ci puisse être soumise pendant le tir.

On peut atteindre facilement et économiquement ce résultat en plaçant la cartouche-amorce dans un fourneau ou gaine en matière plastique, soudé à une de ses extrémités et dont l'autre est ligaturée au moyen des fils du détonateur. Ce procédé est décrit plus loin, au chapitre III « Sécurité et salubrité des tirs de mines ».

2. — ETUDE D'INCIDENTS DE MINAGE DUS AUX DÉTONATEURS

Ratés de tir dans un charbonnage.

Dans un charbonnage de Campine, il se produisait un grand nombre de ratés lors du minage dans différents bouveaux. Les détonateurs utilisés étaient du type à long retard et de fabrication belge.

Les tirs donnant lieu à ces incidents comportaient de 50 à 70 mines et le nombre de ratés dans une même volée pouvait s'élever à 40. Les mines ratées étaient généralement localisées dans une même partie de la surface du front. Raccordées à la ligne de tir, elles sautaient en tout ou en partie, à la première mise à feu. Celles qui restaient éventuellement, sautaient à la mise à feu suivante.

Il est à noter que dans ces bouveaux, on pratiquait le forage à l'eau et que l'utilisation de détonateurs étrangers au lieu de détonateurs belges n'améliora pas de beaucoup la situation.

A la suite de ces incidents, les explodeurs et différents lots de détonateurs nous ont été soumis.

A. Explodeurs.

On a contrôlé, à l'oscillographe, le débit de 5 explodeurs sur résistance fixe de différentes valeurs

et quatre fois consécutivement le débit de l'un d'entre eux sur un circuit de tir constitué par 70 détonateurs de retard divers, raccordés en série.

Dans le premier cas, on a enregistré des intensités de courant supérieures à 1,5 A sur une résistance de 127 - 128 ohms, valeur de l'ordre de grandeur de la résistance des circuits de tir les plus chargés.

Dans les contrôles sur chaîne de 70 détonateurs, on n'a constaté aucun raté. L'intensité du courant s'est élevée à 1,5 - 1,7 A, tandis que la durée, limitée par le détonateur le plus sensible de la volée, a été de 0,7 à 1 milliseconde.

Le fonctionnement de ces explosifs était normal et les ratés n'étaient certainement pas dus à une déficience des explosifs.

B. Détonateurs.

Les détonateurs ont été essayés à deux points de vue : sensibilité et isolement.

TABLEAU 14

I A	Durée ms	Déto par déto	Proportion des départs		
			par volée de		
			25	22	20
1 A	2,00	0/1			
1 A	2,25	0/1			
1 A	2,50	1/2			
1 A	2,75	10/10	199/200	66/66	20/20

a) Sensibilité.

On a d'abord déterminé, pour une intensité d'un ampère, la durée la plus courte de l'impulsion de courant qui ne donnait lieu pratiquement à aucun raté.

Pour cela, on a lancé dans le ou les détonateurs un courant réglé, au préalable, à un ampère pendant une durée déterminée par un pendule de Helmholtz.

Ce pendule ouvre successivement deux contacts (voir schéma simplifié de la fig. 27). Le premier (1) supprime une connexion qui mettait le ou les détonateurs en court-circuit. A l'instant même, le courant pré-réglé passe dans les détonateurs. Le second contact (2) coupe ce courant.

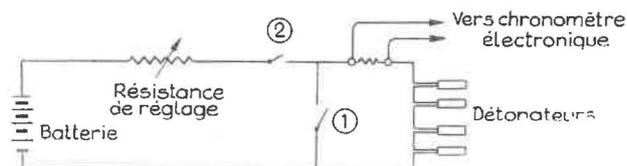


Fig. 27.

La durée ainsi déterminée au pendule est constante à $\pm 0,02$ milliseconde près pour une série d'essais successifs. Cette durée est mesurée chaque fois au chronomètre électronique.

En faisant abstraction des numéros des détonateurs, on a obtenu les résultats donnés au tableau 14.

TABLEAU 15

N° des détonateurs	Durée de l'impulsion				
	2,50 ms	2,35 ms	2,00 ms	1,80 ms	1,50 ms
0	—	7/10	2/10	—	—
1	9/9	7/10	0/10	—	—
2	7/9	7/10	6/10	0/10	—
3	10/10	5/10	0/8	—	—
4	9/10	4/6	4/10	2/10	—
5	8/9	5/6	0/10	—	—
6	8/9	7/10	0/10	—	—
7	8/9	8/10	0/10	—	—
8	9/10	4/10	1/10	—	0/10
9	10/10	10/10	9/10	0/10	0/10

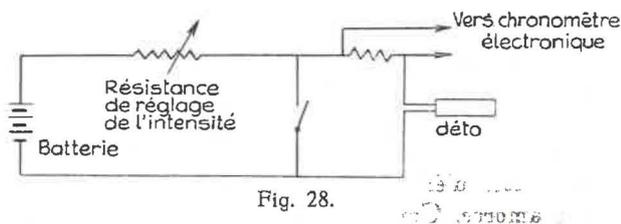
exprime le nombre de départs et le dénominateur le nombre de détos essayés.

A l'examen de ce tableau, on pouvait conclure que certains numéros (0, 2, 4 et 9) présentaient une sensibilité plus grande que les autres.

On pouvait craindre dès lors que ces détonateurs plus sensibles ne coupent le circuit en un temps inférieur à 2,75 ms, c'est-à-dire à la durée d'impulsion la plus courte nécessaire pour n'obtenir pratiquement aucun raté.

On a par conséquent déterminé, pour les numéros 0, 2 et 4, le temps qui s'écoule entre le lancer du courant et la rupture du circuit par le détonateur.

Ce temps est couramment appelé « délai de rupture ». On a opéré de la manière suivante (voir la figure 28 qui donne le schéma de principe).



On a lancé dans un détonateur, en ouvrant l'interrupteur (1), un courant d'un ampère non limité en durée. Le temps de passage du courant, c'est-à-dire le délai de rupture, a été mesuré au chronomètre électronique.

Les délais de rupture les plus courts sont donnés au tableau 16.

TABLEAU 16

N° du déto	Nombre d'essais	Délai de rupture le plus court en ms
0	20	2,94
2	10	2,98
4	10	3,08

Conclusion.

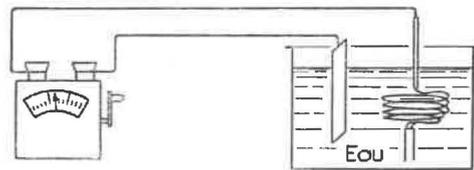
Le délai de rupture le plus court (2,94 ms) est plus long que la durée de l'impulsion nécessaire pour éviter les ratés (2,75 ms).

Les ratés constatés au Charbonnage ne s'expliquent donc pas par une anomalie dans la sensibilité des détonateurs.

b) Isolement des détonateurs.

Nous avons dès lors procédé à la mesure de l'isolement des détonateurs.

Cette mesure a été effectuée suivant le procédé représenté à la figure 29.



Le détonateur et ses fils (sauf les extrémités dénudées) sont plongés dans de l'eau contenant 50 g de sel (NaCl) par litre. Dans le même électrolyte est plongée également une lame de zinc. Cette dernière, d'une part, et le détonateur, d'autre part, sont raccordés aux bornes d'un mégohmmètre à magnéto.

Celle-ci donne à circuit ouvert une tension continue aux bornes de 500 V et, quand les bornes sont en court-circuit, une intensité au plus égale à 0,1 A.

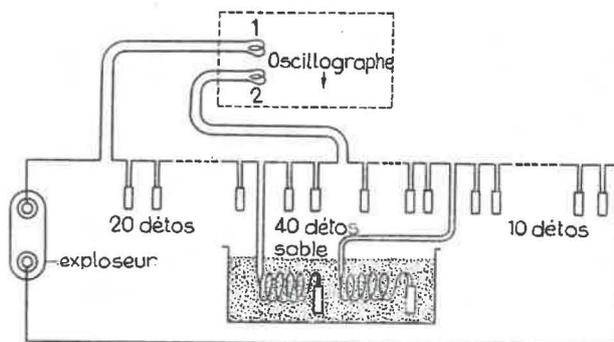
La position de l'aiguille de l'instrument de mesure dépend du courant passant dans le circuit extérieur.

Le cadran porte une graduation en mégohms. On lit donc immédiatement la valeur de l'isolement.

1°) Défaut d'origine.

Sur 330 détonateurs contrôlés de cette façon, nous en avons trouvé deux dont l'isolement était nul.

Ces deux détonateurs défectueux ont été introduits dans une chaîne de 72 détonateurs de tous retards, reliés en série suivant le schéma de la figure 30. Ils ont été séparés dans la série par 40 détonateurs normaux et enterrés, y compris leurs fils mais non les connexions, dans du sable imbibé d'eau salée à 50 g par litre.



Nous avons enregistré à l'oscillographe à boucles le courant débité par l'exploseur (boucle 1) et le courant passant dans les 40 détonateurs compris entre les deux détonateurs défectueux (boucle 2).

Lors du tir, ces 40 détonateurs n'ont pas sauté. L'enregistrement a révélé les intensités suivantes :

- intensivité débitée par l'exploseur : 2,20 A
- intensité dans les 40 détonateurs ratés : 0,45 A
- intensité dérivée par le sable humide : 1,75 A
- durée du courant : 1 ms.

Conclusion.

Cette dernière expérience démontre qu'il peut se produire des ratés par suite d'un défaut d'isolement de certains détonateurs. Le terrain doit cependant présenter une conductibilité suffisante.

Mais le pourcentage de détonateurs défectueux au point de vue isolement est trop faible pour expliquer la fréquence des ratés rencontrés à ce charbonnage.

2°) Défauts accidentels.

Nous avons donc été amenés à vérifier si les manipulations ne pouvaient produire des défauts semblables. Et c'est ainsi que nous avons pu constater qu'en nouant les fils d'un détonateur bien isolé autour d'un cylindre en bois représentant une cartouche et en frottant le nœud sur un morceau de grès sans cependant exagérer la poussée, on faisait tomber l'isolement à zéro.

Les manipulations brutales au cours du chargement, le frottement contre la paroi du fourneau du nœud exécuté autour de la cartouche amorce ou le coincement des fils sous l'extrémité du bourroir, peuvent provoquer la détérioration de l'isolant plastique et l'apparition d'un défaut d'isolement.

Conclusion.

L'introduction dans le fourneau de la cartouche-amorce et l'opération de bourrage doivent être exécutées avec un minimum de précautions de façon à ne pas détériorer l'isolant des fils du détonateur.

2. Accident de carrière.

A la suite d'un accident survenu dans une carrière à un ouvrier qui avait foré involontairement sur une mine ratée, un lot de détonateurs nous a été envoyé.

Nous avons vérifié leur sensibilité de la manière suivante.

Dans un détonateur isolé, on a fait passer un courant d'un ampère pendant un temps réglé au pendule à contacts et mesuré au millisecondemètre de précision.

On a obtenu ainsi 2 ratés sur 2 essais pour une impulsion d'un ampère pendant 2,25 ms et 5 départs sur 5 essais pour une impulsion d'un ampère pendant 2,50 ms.

On lance ensuite un courant d'un ampère pendant 2,5 ms successivement dans une série de 5, 10, 20 et 25 détos sans avoir de ratés.

Pour un courant d'un ampère, le délai d'amorçage est donc de 2,50 ms, c'est-à-dire qu'une impulsion de courant d'intensité d'un ampère et de durée de 2,5 millisecondes allume toutes les amorces.

Nous avons ensuite déterminé pour la même intensité le délai de rupture, c'est-à-dire le temps qui

s'écoule entre le lancer du courant et la rupture du circuit par le détonateur.

Pour cela, on lance un courant d'un ampère dans le circuit constitué par le détonateur, des résistances et le millisecondemètre. Celui-ci marque directement le délai de rupture.

Sur 24 essais, les 2 délais les plus faibles ont été de 2,88 et 2,95 ms. Les autres sont égaux ou supérieur à 3 ms.

Le délai d'amorçage (2,50 ms) est donc nettement inférieur au délai de rupture le plus faible (2,88 ms).

Il n'y a donc, dans la sensibilité de ces détos, aucune anomalie qui pourrait expliquer un raté.

Dans cette carrière, on utilisait le réseau à 220 V pour la mise à feu.

Cette méthode n'est plus admissible avec les détonateurs actuels de grande sensibilité. Le courant peut en effet être lancé sur la ligne au moment où la sinusoïde approche de zéro. Quand elle arrive à zéro, certains détonateurs peuvent avoir reçu une impulsion d'énergie déjà suffisante pour allumer leur amorce. Comme à ce moment les autres détonateurs ne reçoivent plus d'énergie, les premiers vont sauter et couper le circuit avant que les autres ne soient allumés.

Il est à remarquer que l'utilisation de détonateurs à retard, à l'exclusion du zéro, ne changerait rien à la probabilité de ratés parce que le délai de rupture d'un détonateur même à long retard n'est pas essentiellement différent de celui d'un détonateur instantané (voir à ce sujet les mesures rapportées au paragraphe 1 ci-dessus). La rupture du circuit par un détonateur à retard autre qu'un zéro est due en général, non pas à l'éclatement du détonateur, mais à l'inflammation de l'amorce.

3. Détonateurs ratés.

On nous a remis à différentes reprises, des Bassins de Charleroi et du Centre, quelques détonateurs ratés.

Chacun d'eux a été ouvert et examiné.

Sauf dans un cas, l'amorce a toujours été retrouvée intacte et saute ensuite quand on y a envoyé une impulsion de 1,25 A pendant 3 ms au plus.

Ceci laisse supposer que ces détonateurs n'ont pas reçu de courant ou ont reçu un courant trop faible pour provoquer leur départ.

Dans un cas, on a constaté que l'amorce ne portait aucune trace de poudre. Le fil de pont était coupé et montrait des perles de fusion.

Ces cas ont été signalés aux fabricants respectifs de ces détonateurs et ceux-ci ont été invités à soigner le contrôle.

III. — SECURITE ET SALUBRITE DES TIRS DE MINES

A. — ETUDE DE NOUVEAUX PROCEDES

MM. Demelenne et Fradcourt ont publié un article intitulé « Sécurité et salubrité des tirs de mines », avec une note annexe de M. Fripiat (1).

Il y était question de différents procédés susceptibles d'accroître la sécurité des tirs de mines que nous avons expérimentés à nouveau d'une façon plus poussée.

1) Bourrage hydraulique.

Et tout d'abord, le bourrage hydraulique qui consiste en une ampoule en matière plastique souple remplie d'eau avec ou sans additifs tels que $CaCl_2$, $NaCl$, des oxydants, des mouillants, etc...

Cette ampoule peut avoir des formes diverses et être fermée de différentes manières, notamment par soudure.

Ce bourrage est employé actuellement sur une grande échelle, en Angleterre, en Allemagne, aux Pays-Bas, etc.

Nos essais nous ont montré que :

a) Pour les tirs avec détonateurs instantanés, simplement placée contre la charge d'explosif, dans le trou de mine, cette ampoule, de longueur appropriée, présente la plus grande sécurité et améliore la salubrité.

En ce qui concerne la sécurité, nous avons constaté qu'il faut, dans le fourneau de 35 mm de diamètre du mortier d'acier, environ 20 cm³ d'eau par 100 g de dynamite III pour constituer un bourrage capable d'empêcher l'inflammation d'une atmosphère à 9,5 % de méthane.

Evidemment en pratique, il convient d'avoir une marge de sécurité suffisante et d'augmenter en conséquence le volume d'eau précité (2).

Pour ce qui est de la Salubrité, nous avons observé, dans la galerie en roche de Colfontaine, que c'est avec ce bourrage qu'il y a le moins de poussières mises en suspension dans l'air par le tir.

Comme on le verra plus loin dans la rubrique « Etude du bourrage au sable », la quantité de poussières est de l'ordre de 30 % moins élevée qu'avec les bourrages au sable et à l'argile.

b) Pour les tirs avec détonateurs à retard, tout ce qui vient d'être dit reste vrai à condition toutefois de prendre la précaution de bien caler l'ampoule de bourrage, sinon celle-ci pourrait être expulsée du trou de mine lors de l'explosion d'autres mines amorcées avec des détonateurs à retard plus courts, ce qui ne serait pas sans danger, tout au

(1) Annales des Mines de Belgique, mai 1956.

(2) D'après le Règlement, le bourrage doit d'ailleurs avoir une longueur d'au moins 40 cm.

moins avec les explosifs du type I (Dynamite) et type II (brisant gainé), puisque la mine sauterait alors sans bourrage.

2) Dispositif de fixation du détonateur dans la cartouche-amorce.

Au cours des précédentes recherches sur le tir à temps, on a enregistré, à de nombreuses reprises, des inflammations de grisou provoquées par le détonateur.

Lorsqu'une mine est décapitée par une voisine, le détonateur peut être extrait de la cartouche-amorce et exploser en dehors de la charge à l'air libre.

Si la sécurité du tir est déjà considérablement améliorée par l'emploi du détonateur « antigrisouteux », elle peut encore l'être davantage en faisant en sorte que ce détonateur ne puisse sortir de la cartouche, car si ces détonateurs « antigrisouteux » donnent encore lieu à des inflammations dans certaines conditions lorsqu'ils explosent seuls dans un mélange grisouteux, nous n'avons jamais constaté d'inflammation lorsqu'ils explosent dans une cartouche amorce de sécurité. Les résultats des essais faits à ce sujet sont exposés plus haut dans la rubrique relative aux détonateurs.

D'un autre côté, le nœud coulant, réalisé couramment avec les fils du détonateur autour de la cartouche, peut être à l'origine de certains ratés.

En effet, lors de l'introduction de la cartouche-amorce dans le trou de mine, les fils du détonateur, entourant cette cartouche, frottent contre la paroi du fourneau et cela peut occasionner des blessures à l'isolant des fils du détonateur, provoquer des contacts entre conducteurs et entraîner des ratés.

C'est en nous basant sur ces deux considérations que nous avons éprouvé un fourneau ou gaine d'environ un dixième de millimètre d'épaisseur en matière plastique très souple et résistante, dans lequel on peut placer la cartouche-amorce (fig. 31).

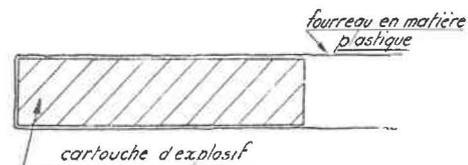


Fig. 31.

Le nœud coulant avec les fils du détonateur n'est plus effectué autour de ladite cartouche, mais à l'extrémité libre de la gaine préalablement tordue, comme le montre la figure 32.

Cette gaine est fermée par soudure à une de ses extrémités afin de réduire au minimum l'intervalle

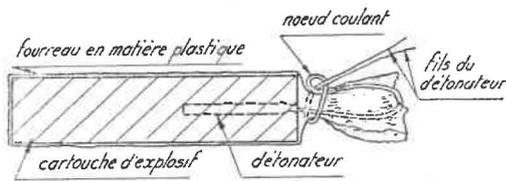


Fig. 32.

entre la cartouche-amorce et le reste de la charge.

Ce dispositif n'arrête, en aucune façon, la transmission de l'onde explosive.

La résistance de cette gaine est telle que, par traction progressive comme par traction brusque sur les fils du détonateur, ligaturés autour de l'extrémité libre de cette gaine, ce sont ces fils qui cassent et non la gaine.

Enfin, lors des essais de traction, nous avons constaté que l'allongement maximum, qui peut affecter cette gaine au moment où les fils du détonateur se rompent, est insuffisant pour permettre au détonateur de sortir de la cartouche-amorce.

Ce moyen simple et peu coûteux est susceptible d'éliminer les deux dangers signalés ci-dessus puisque, d'une part, quelles que soient les sollicitations auxquelles peut être soumise la cartouche-amorce lors du tir, le détonateur ne peut plus en sortir et, d'autre part, les fils du détonateur, n'entourant plus la cartouche, ne peuvent plus racler la paroi du trou de mine.

3) Moyen d'accroître la sécurité des tirs à la dynamite.

Avec les détonateurs à retard, on doit s'attendre à des phénomènes de décapitation et dans cette éventualité, même si ces détonateurs sont antigrisouteux et bien fixés dans la cartouche-amorce, il y a toujours un danger vis-à-vis du grisou, quel que soit le bourrage employé, si l'explosif utilisé n'est pas de sécurité (dynamite ou explosif brisant).

Cela étant, nous avons expérimenté le procédé suivant qui semble devoir permettre de diminuer sinon d'éliminer ce danger.

Dans chaque trou de mine, on utilise une cartouche d'explosif de sécurité comme cartouche-amorce ; un détonateur antigrisouteux y est fixé au moyen de la gaine en matière plastique mentionnée plus haut et une ampoule hydraulique de longueur

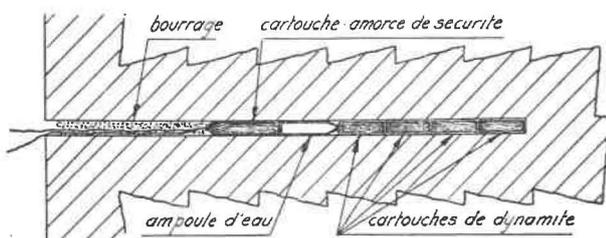


Fig. 33.

appropriée est intercalée entre la cartouche-amorce et la charge de dynamite ou d'explosif brisant.

Avec ce procédé, qui est illustré par la figure 33 les dangers pouvant résulter de la décapitation devraient pouvoir être écartés. En effet, si :

a) *Le bourrage seul est enlevé*, le tir n'enflammera pas le grisou, car la cartouche-amorce est de sécurité et l'ampoule intercalaire est suffisante pour protéger le reste de la charge.

Des tirs faits suivant ce procédé, *sans bourrage*, au mortier classique de 40 mm de diamètre, ont montré qu'il faut, par 100 g de dynamite III, environ 2 cm de longueur d'ampoule intercalaire de 35 mm de diamètre, soit de l'ordre de 20 cm³ d'eau, pour empêcher l'inflammation dans la galerie métallique d'une atmosphère à 9,5 % de CH₄.

La figure 34 représente le mortier classique utilisé, de 1,90 m de longueur, et la figure 35 une coupe diamétrale de celui-ci avec la disposition proposée de la charge dans le fourneau.



Fig. 34.

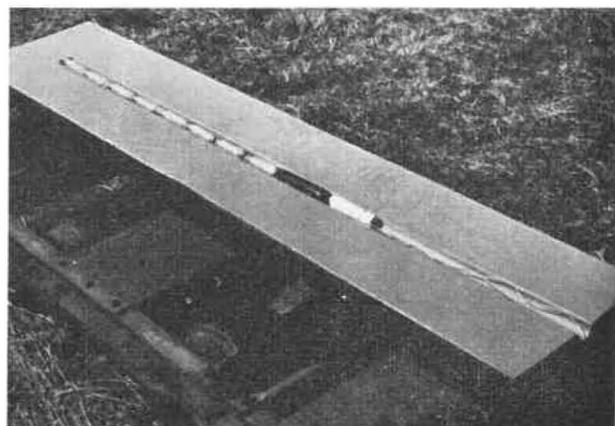


Fig. 35.

Dans cette disposition, on voit donc, à partir du fond du fourneau, les cartouches de dynamite, puis l'ampoule intercalaire et enfin la cartouche-amorce

de sécurité. Il n'y a pas de bourrage devant la cartouche-amorce.

De nombreux tirs de ce genre ont été faits en présence de grisou en employant une cartouche-amorce de Charbrite avec des détonateurs antigrisouteux de numéros divers et on a pu tirer 4 cartouches de 100 g de dynamite avec une ampoule intercalaire de 8 cm, 5 cartouches avec une ampoule de 10 cm, 6 cartouches avec une ampoule de 12 cm, 8 cartouches avec une ampoule de 16 cm, sans jamais provoquer l'inflammation du grisou.

b) *Le bourrage et la cartouche-amorce sont enlevés (fig. 36).*

Il n'y aura pas inflammation car, comme dit plus haut, la cartouche-amorce avec son détonateur antigrisouteux, enfermée dans la gaine ou fourreau en

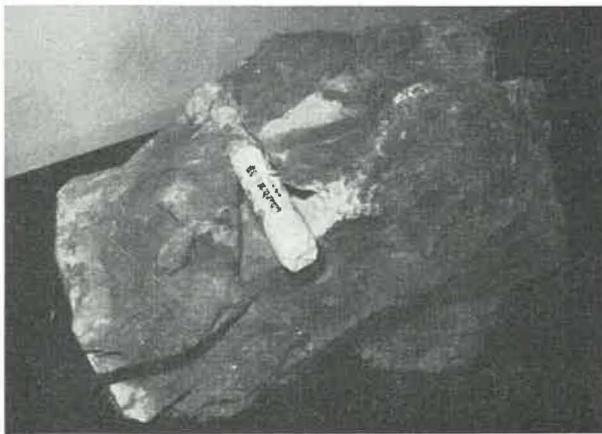


Fig. 36.

matière plastique, peut sauter, sans danger, tant à l'air libre qu'entre parois parallèles rapprochées (voir plus haut « Sécurité des détonateurs vis-à-vis du grisou »).

Le reste de la charge étant dépourvu de cartouche-amorce restera intact dans le trou de mine.

c) *Le trou de mine est ouvert longitudinalement, toute la charge restant en place (tir d'angle) (fig. 37).*

Dans ces conditions, seule la cartouche-amorce explosera, ce qui comme dit ci-dessus est sans danger.

Le reste de la charge ne sautera pas car, si l'onde explosive, développée par la cartouche-amorce, est suffisante pour traverser l'ampoule et faire sauter le reste de la charge dans un fourneau intact, elle ne l'est plus dans la rainure à l'air libre que constitue le trou de mine ouvert en long.

Dans des trous de mine intacts en roches dures, nous avons constaté que la propagation de l'onde explosive de la cartouche-amorce se fait normale-

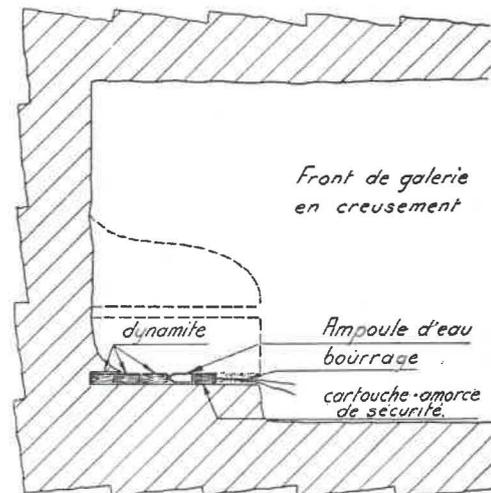


Fig. 37.

ment à travers une ampoule de 30 cm de longueur et que toute la charge saute.

Si les roches ne sont pas dures et sont fissurées, le procédé peut être mis en défaut lorsqu'on emploie une ampoule de trop grande longueur mais il est évident que, dans ces conditions, la dynamite n'est pas indiquée, tout au moins en fortes charges.

Dans le mortier ordinaire, il a fallu placer une ampoule de 45 cm de longueur pour que l'explosion de la cartouche-amorce ne fasse pas sauter le reste de la charge.

La coupe du mortier, représentée sur la figure 38, montre la disposition de cette charge comprenant une ampoule intercalaire de 45 cm de longueur.

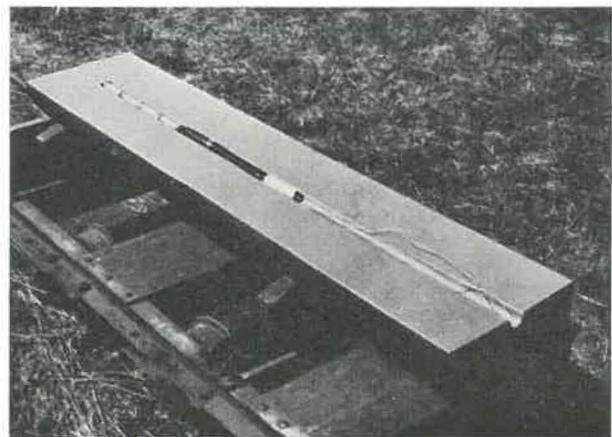


Fig. 38.

A remarquer que, si la charge de dynamite ou d'explosif brisant nécessite une ampoule trop longue compte tenu de la qualité des roches, les essais ont montré que l'on obtient le même résultat en plaçant une ampoule plus courte entre la cartouche-amorce et les cartouches de dynamite et en intercalant, dans celles-ci, une ou plusieurs autres ampoules de longueur appropriée à raison de 2 cm d'ampoule par 100 g de dynamite.

Avec deux ampoules intercalaires de 30 cm de longueur, disposées comme indiqué sur la figure 39, toute la charge saute dans le mortier ordinaire.

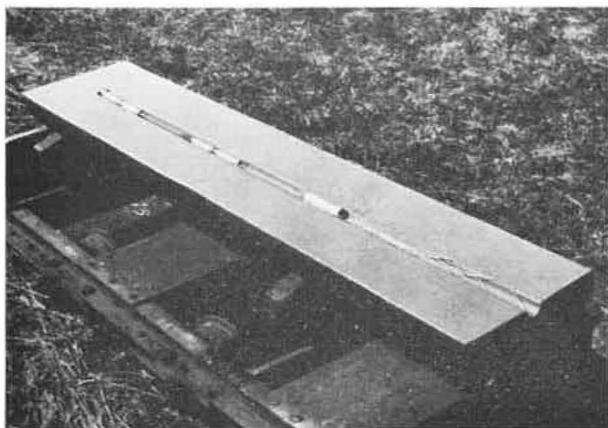


Fig. 39.

Cette disposition ne peut normalement que favoriser le rendement du tir car l'explosif est mieux réparti dans le trou de mine.

Par contre, dans la rainure latérale du bloc représenté sur la figure 40, il suffit d'une ampoule intercalaire de 4 cm de longueur pour que l'explosion d'une cartouche de Charbrite ne fasse pas sauter les cartouches de dynamite voisines.

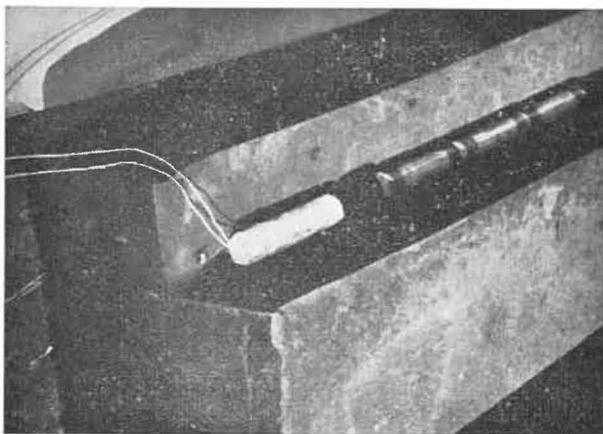


Fig. 40.

A noter que, sans ampoule intercalaire, la transmission dans cette rainure latérale peut se faire sur des longueurs beaucoup plus grandes selon la sensibilité de la Charbrite et pouvant dépasser 10 et même 15 cm.

Remarques.

1°) L'ampoule intercalaire doit être telle que son contact avec l'explosif, situé de part et d'autre, soit réalisé le mieux possible de façon que la distance entre l'explosif et le liquide de l'ampoule soit la plus

faible, afin de ne pas nuire à la transmission de l'onde explosive.

2°) Il convient aussi de dire que, sauf cas exceptionnel soumis à dérogation, le procédé, qui vient d'être décrit, n'est pas destiné à permettre le remplacement des explosifs de sécurité par des explosifs brisants ou de la dynamite ; son but est d'accroître la sécurité des tirs qui se font normalement avec ces derniers explosifs, et ce but sera toujours atteint, car s'il arrive qu'un boutefeu, chargé d'appliquer ce procédé, ne s'y conforme pas et néglige donc d'employer une cartouche-amorce de sécurité et de placer l'ampoule intercalaire, la situation sera, ni plus ni moins, celle qui existe actuellement.

B. — ETUDE DU BOURRAGE AU SABLE

Certains charbonnages utilisent des sachets de sable pour le bourrage des fourneaux de mine. Ce procédé a d'abord été essayé en bouveau, avant d'être employé dans les autres galeries.

Les sachets que l'on nous a demandé d'essayer ont 36 cm de longueur et 24 mm de diamètre et contiennent de l'ordre de 250 g de sable fin et sec. Le bourrage de chaque mine est effectué à l'aide de deux de ces sachets poussés l'un derrière l'autre et dont l'enveloppe doit normalement éclater sous la pression du bourroir.

Ces charbonnages signalent comme avantages de cette méthode :

- 1) économie de main-d'œuvre car les aides ne sont plus astreints à confectionner les carottes d'argile sur place ;
- 2) gain de temps puisque le bourrage au sable en question est plus rapide que le bourrage à l'argile ordinaire ;
- 3) sécurité accrue du fait que :
 - a) on a la certitude d'avoir un bourrage de longueur suffisante ;
 - b) le sable est plus efficace que l'argile contre les coups débourrants.

Nous avons étudié ces bourrages aux points de vue salubrité et sécurité.

Salubrité.

Nous avons procédé, dans notre galerie du Bois de Collfontaine, à une série d'essais afin de pouvoir déterminer la quantité de silice libre apportée par le sable car il est notoire que la silice libre est nuisible à la santé.

Dix essais avec ce bourrage ont été effectués et nous avons profité de l'occasion pour comparer, au point de vue de la salubrité, ce bourrage au sable avec le bourrage à l'argile et le bourrage à l'eau.

Nous avons donc également effectué 10 essais avec chacun de ces bourrages à l'argile et à l'eau.

Disposition et chargement des trous de mines.

Quatre trous de bossement en schiste dur sont forés en A, B, C et D, parallèlement à l'aire de voie, comme indiqué à la figure 41.

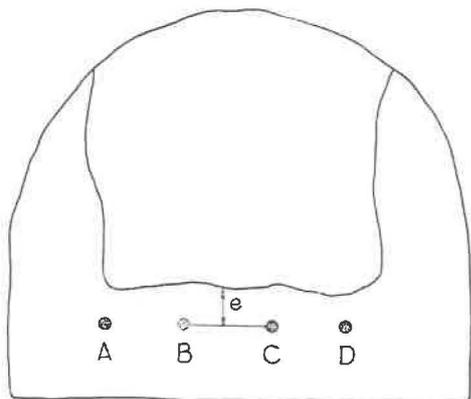


Fig. 41.

Comme explosifs, nous avons employé dans la moitié des cas, des cartouches de Ruptol (diamètre d'une cartouche : 30 mm ; longueur : 14 cm ; poids : 100 g), dans les autres, de la Dynamite III P.R.B. (diamètre d'une cartouche : 25 mm ; longueur : 13 cm ; poids : 100 g).

Le bourrage au sable était réalisé comme dit plus haut, tandis que le bourrage à l'argile avait 45 cm de longueur et que le bourrage à l'eau consistait en ampoules d'eau de 30 cm de longueur et 30 mm de diamètre.

Appareillage utilisé.

Lors du tir, les poussières dégagées sont recueillies sur des sphères en aluminium de 12 cm de diamètre, vaselinées sur toute leur surface extérieure.



Fig. 42.

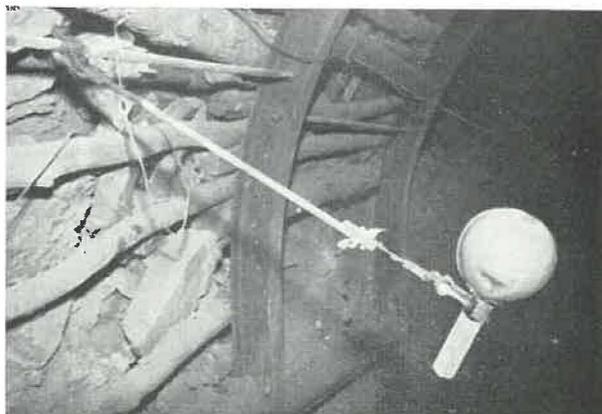


Fig. 43.

Ces sphères sont, immédiatement avant le tir, fixées aux entretoises des cadres de soutènement au moyen de tringles et sont disposées toutes dans une même section de la galerie, à 3,45 m du front.

Au cours de tous nos essais, nous avons adopté la disposition représentée sur les figures 42 et 43.

Analyse des poussières recueillies.

Comme il est dit ci-dessus, les poussières du nuage poussiéreux, provoqué par le tir, sont recueillies sur des sphères en aluminium vaselinées.

Après chaque essai, ces sphères sont rentrées au laboratoire et lavées à l'éther de pétrole qui dissout la vaseline. Les poussières sont recueillies sur filtre et lavées avec le même dissolvant. Le filtre est séché puis calciné. On obtient ainsi le poids de poussières déposées ; on analyse celles-ci afin de déterminer le pourcentage de silice qu'elles contiennent.

A chaque essai, sauf dans les deux premiers, on a prélevé un échantillon de poussières de forage à sec dans lesquelles on a également déterminé le pourcentage de silice.

Ont été soumis également à la même analyse le sable et l'argile utilisés pour le bourrage.

Résultats obtenus.

Les résultats sont indiqués dans le tableau 17 dans lequel sont notés : la nature du bourrage employé, la quantité et le pourcentage de Si O₂ des poussières recueillies, le pourcentage de Si O₂ contenu dans les poussières de forage, ainsi que dans le sable et l'argile de bourrage.

TABLEAU 17

Essai n°	Nature du bourrage employé	Quantité de poussières recueillies sur les sphères	Pourcentage de Si O ₂			
			Poussières recueillies sur les sphères	Poussières prélevées au cours du forage des trous de mine	Matières de bourrage	
					Sable	Argile
1	sable	3,74	77,94	—	97,00	—
2	»	3,54	77,82	—	97,00	—
3	»	4,19	72,14	64,70	97,00	—
4	»	3,85	74,27	64,69	97,00	—
5	»	1,68	74,15	63,06	97,00	—
6	»	2,93	81,76	65,71	97,00	—
7	»	3,52	78,22	64,70	97,00	—
8	»	1,48	67,84	56,98	97,00	—
9	»	3,50	79,04	72,04	97,00	—
10	»	2,67	72,69	61,15	97,00	—
11	eau	3,36	65,73	74,42	—	—
12	»	2,90	65,34	75,73	—	—
13	»	2,23	58,60	66,51	—	—
14	»	1,89	61,69	66,63	—	—
15	»	3,00	65,74	66,03	—	—
16	»	4,41	66,81	67,20	—	—
17	»	0,44	66,45	71,01	—	—
18	»	0,33	72,80	73,63	—	—
19	»	2,82	66,55	66,82	—	—
20	»	1,13	66,73	67,44	—	—
21	argile	4,06	64,45	64,07	—	82,88
22	»	3,53	64,60	64,24	—	82,88
23	»	2,69	63,38	61,53	—	82,88
24	»	2,71	63,82	62,38	—	82,88
25	»	3,30	67,23	66,46	—	82,88
26	»	2,82	67,88	65,47	—	82,88
27	»	4,10	71,59	61,71	—	82,88
28	»	4,57	66,67	62,94	—	82,88
29	»	3,66	66,90	63,72	—	82,88
30	»	2,34	63,51	62,86	—	82,88

Discussion des résultats.

Quelle est la proportion de silice libre apportée par le sable de bourrage dans les poussières recueillies ?

Le calcul nous donne les renseignements repris au tableau 18. A noter que, pour les essais 1 et 2, comme nous n'avions pas prélevé de poussières de forage avant l'essai, nous avons admis, pour celles-ci, une teneur en silice de 64,70 % qui représente la moyenne des teneurs en Si O₂ des essais 3, 4 et qui, comme on le voit, ne présentent pas entre elles, de grandes différences.

Signalons que, lors de l'essai n° 5, une seule cartouche de sable par trou de mine a été employée.

Le tableau 18 nous montre donc que, dans les poussières recueillies, la proportion de *silice libre* apportée par le sable varie de 23,05 à 51,29 %.

Il faut bien noter que ces chiffres ont trait à la silice libre et non à la silice combinée, comme celle provenant de l'argile de bourrage ou des poussières de forage qui contiennent essentiellement des silicates et qui sont moins nocives.

D'autre part, si nous examinons les chiffres du tableau 17, nous voyons que c'est avec l'eau que la quantité moyenne de poussières recueillies est la plus faible et de l'ordre de 30 % moins élevée qu'avec les autres bourrages ; il s'agit uniquement des poussières produites par le tir.

TABLEAU 18

N° de l'essai	Quantité de poussières recueillies en g	Silice libre apportée par le sable en %	Silice sous forme de silicate apportée par les poussières de forage en %
1	3,74	40,89	59,11
2	3,34	40,60	59,40
3	4,19	23,05	76,95
4	3,85	29,65	70,35
5	1,68	32,80	67,20
6	2,93	51,29	48,71
7	3,32	41,86	58,14
8	1,48	27,00	73,00
9	3,50	28,16	71,84
10	2,67	31,96	68,04

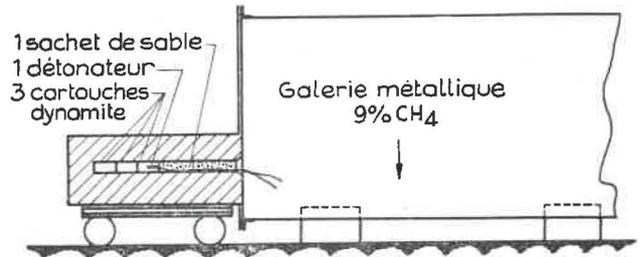


Fig. 44.

Sécurité.

Nous avons également essayé ce bourrage au sable dans des tirs en galerie métallique, en présence de grisou.

La figure 44 représente le dispositif employé.

Dans un mortier cylindrique, on place 3 cartouches de Dynamite III amorcées réglementairement puis, comme bourrage, un sac de sable de 360 mm de longueur.

On dispose le mortier contre l'orifice de la chambre à gaz de la galerie, où l'on introduit un mélange grisouteux à 9 % de CH₄, puis on tire.

Conclusions.

Le bourrage au moyen de sachets de sable peut donc constituer un danger vis-à-vis du grisou lorsque l'on tire avec des explosifs qui ne sont pas de sécurité.

D'un autre côté, lors du tir, il donne naissance à des poussières de silice en proportion élevée.

A noter qu'en Allemagne, il est interdit d'utiliser, dans les mines, des matériaux de bourrage contenant plus de 1 % en poids de silice libre et, entre autres, le sable sec pas suite du danger de silicose lié à sa haute teneur en quartz.

IV. — MATERIEL DE MINAGE

1. — EXPLOSEURS

Les explosifs utilisés dans les mines doivent maintenant répondre aux conditions stipulées dans la circulaire du Directeur général des Mines du 26 avril 1958, prise en application de l'article 5 de l'Arrêté Royal du 12 septembre 1955 sur l'emploi des explosifs.

Six explosifs de types et de marques différents, agréés antérieurement et modifiés par la firme S.E.R.T.R.A. pour répondre à la nouvelle condition de durée du lancer du courant (4 ms), ont été présentés pour être agréés suivant les nouvelles normes.

Chacun de ces appareils a été contrôlé à l'oscillographe à boucles au point de vue de la puissance et de la durée de l'impulsion de courant. Celle-ci est toujours comprise entre 3 et 4 ms.

Voici la nomenclature de ces explosifs avec la résistance la plus forte sur laquelle ils donnent l'intensité requise de 1,25 A.

1. Explosif Ernst Brün, type ZEB/A/20 à main
Résistance : 70 ohms
2. Explosif Ernst Brün, type ZEB/A/10 à main
Résistance : 50 ohms
3. Explosif Ernst Brün, type ZEB/A/50-1 à ressort
Résistance : 200 ohms
4. Explosif Schäffler, type BDKMS/25 à main
Résistance : 65 ohms
5. Explosif Schäffler, type ABFGS à ressort
Résistance : 220 ohms
6. Explosif S.E.R.T.R.A., type 1/100 à ressort
Résistance : 240 ohms.

Les modifications apportées à ces explosifs ont fait l'objet d'avenants aux agréments primitifs.

2. — OHMMETRE

La firme Atea, à Anvers, a présenté à l'agrément un ohmmètre portant la dénomination Minopzi. Il s'agit d'un appareil à pile (1,5 V) comportant deux

résistances et un galvanomètre contenus dans un boîtier en matière moulée.

Ce boîtier porte deux bornes, un bouton-poussoir et le bouton de compensation d'une baisse de tension de la pile. L'échelle est graduée de 0 à 500 ohms.

Les indications de l'instrument ont été vérifiées sur résistances-étalons. Elles sont d'une exactitude suffisante.

V. — PROPAGANDE POUR LA SECURITE DU MINAGE

Quarante-trois visites éducatives ont été organisées afin de satisfaire à l'Arrêté Ministériel du 26 juin 1959 relatif au certificat de capacité des boutefeux.

1.125 personnes (boutefeux accompagnés d'ingénieurs) ont ainsi assisté à des expériences réalisées spécialement à leur intention. Elles sont venues par groupes d'une trentaine et on leur a notamment montré :

Explosifs : le danger du grisou et des poussières inflammables, en provoquant dans la galerie métallique :

a) un coup de grisou avec une seule cartouche de dynamite placée dans le mortier cylindrique ordinaire ;

b) un coup de grisou-poussières avec une seule cartouche d'explosif S.G.P. sans gaine, placée dans

Le courant débité en court-circuit est de 5 mA, intensité trop faible pour faire sauter un détonateur.

De plus, les étincelles de rupture du circuit de mesure n'allument pas les mélanges de gaz d'éclairage et d'air.

Ce fait a été vérifié par la méthode utilisée pour les appareils électriques de sécurité intrinsèque.

la rainure latérale du mortier parallélépipédique, à 20 cm d'une paroi de choc verticale.

Détonateurs : le danger que peut présenter la manipulation des détonateurs et les précautions à prendre ;

la façon de bien placer le détonateur dans la cartouche amorce.

Lignes de tir : le danger des ligatures non isolées et des blessures de l'isolement, même légères, surtout en présence d'humidité.

Lampes : la manière de détecter convenablement le grisou et de mesurer les auréoles ;

les précautions à prendre avec les lampes à flamme, en présence de grisou.

Grisoumètres : la manière de se servir des nouveaux grisoumètres portatifs.

VI. — LOCOMOTIVES DIESEL

A. — FONCTIONNEMENT DES MOTEURS DIESEL EN ATMOSPHERE GRISOUTEUSE

Les locomotives diesel présentées à l'Institut National des Mines en vue de leur agrégation pour les mines sont soumises à des essais en atmosphère grisouteuse.

A cette fin, le moteur est mis en marche et réglé, soit au ralenti, soit à sa vitesse de régime. Il est ensuite introduit et enfermé dans une cuve munie de portes et pourvue de certains parois en papier. Un ventilateur souffle dans cette cuve un mélange de grisou et d'air. Les fuites par les interstices des portes et des parois laissent s'échapper à l'atmosphère un débit égal à celui du ventilateur. La teneur en méthane s'élève donc petit à petit dans la cuve jusqu'à atteindre celle du mélange introduit, qui est généralement supérieure à la limite inférieure d'inflammabilité.

Bien que la cuve soit balayée par le mélange grisouteux, l'atmosphère y est néanmoins polluée par les gaz d'échappement du moteur à l'essai.

Le moteur fonctionne ainsi à vide pendant 3 à 4 heures en atmosphère grisouteuse par essais d'une durée d'une demi-heure.

1. Constatations générales sur le fonctionnement.

Au cours de ces essais, on constate que le fonctionnement mécanique du moteur est en général fortement troublé.

Certains moteurs cognent dès que la teneur en méthane passe au-dessus de 3 à 4 % ; d'autres, par contre, ne présentent ce phénomène que pour des teneurs supérieures à 7 %.

La plupart galopent, c'est-à-dire qu'ils accélèrent et ralentissent alternativement. La période de ces accélérations et de ces ralentissements est d'ailleurs irrégulière.

L'accélération peut même aller jusqu'à l'emballement. Pour certains moteurs, ce phénomène se produit après un fonctionnement de longue durée en atmosphère grisouteuse et s'explique par un coincement du régulateur centrifuge. D'autres au contraire fonctionnent en moteur à gaz à une vitesse double de celle de régime dès que la teneur en méthane at-

teint 7 % ; la suppression complète de l'injection ne provoque pas de ralentissement. Ce phénomène a été constaté pour deux moteurs monocylindriques de marques différentes.

Un autre moteur, par contre, a tellement ralenti qu'il a fini par s'arrêter dans une atmosphère à 9 % de CH₄.

De plus, deux moteurs de même type peuvent présenter des caractéristiques de fonctionnement assez différentes.

2. Principe des essais.

En vue de déterminer les causes de cette diversité dans les troubles de fonctionnement, nous avons voulu voir ce que devenait le méthane en passant, mélangé à l'air, dans un moteur diesel.

C'est ainsi qu'au cours des essais des derniers moteurs présentés à l'Institut National des Mines, les années précédentes, nous avons prélevé simultanément, à l'aspiration et dans l'échappement, des échantillons de gaz qui ont été ensuite soumis à l'analyse par la méthode de fractionnement à basse température.

Bien que les essais ne soient pas très nombreux, les résultats nous ont paru assez intéressants pour être signalés. Nous les avons donc rassemblés et communiqués à la X^e Conférence Internationale (1959) des Directeurs de stations d'essais à Pittsburgh, sous le titre « Le fonctionnement des moteurs diesel en atmosphère grisouteuse ». Nous reprenons ici les parties principales de cette note.

3. Données sur les moteurs essayés.

Trois moteurs de conception et de réalisation très différentes ont été étudiés de cette façon.

Le premier A est un moteur à 4 cylindres, 4 temps, d'une puissance de 45 ch au régime de 3.000 tr/min. Il s'agit donc ici d'un moteur rapide. Dans la culasse sont ménagées des chambres de précombustion dans lesquelles débitent les injecteurs.

Le second B est un moteur monocylindrique à cylindre horizontal à 4 temps. La culasse comporte aussi une chambre de précombustion. La puissance est de 12 ch au régime de 1.200 tr/min.

Le troisième C est un moteur à trois cylindres à injection directe également à 4 temps. Puissance : 50 ch. Régime normal : 1.200 tr/min.

Contrairement aux moteurs B et C, pourvus chacun d'un régulateur centrifuge classique, le moteur A est équipé d'un régulateur pneumatique à membrane contrôlant le débit des injecteurs.

Un papillon est monté dans un Venturi de la tuyauterie d'aspiration. Il est commandé directement par le levier d'accélération.

La dépression créée par le moteur dans le collecteur d'aspiration est fonction de la vitesse de rotation et de la position du papillon. Elle détermine la

position de la membrane du régulateur et ainsi le débit des injecteurs. A chaque position du levier d'accélération correspond donc une vitesse de rotation que le régulateur établit et maintient constante dans des limites déterminées par sa sensibilité.

4. Essais.

Moteur A.

Le moteur A n'est pas équipé d'empilages ni à l'aspiration ni à l'échappement. Réglé au ralenti à 700-750 tr/min et placé dans une atmosphère dont la teneur en méthane augmente progressivement, il change brusquement de régime lorsque la teneur passe par 3,75 %. La vitesse s'établit à 1.700 tr/min. Cette vitesse reste sensiblement constante jusqu'à 7,5 % de méthane, puis elle commence à diminuer.

Pendant toute la durée du fonctionnement en atmosphère grisouteuse, le moteur ne galope pas et la vitesse de rotation reste continuellement sous le contrôle de l'accélérateur. Cependant, le ralenti s'établit à 1.700 tr/min au-dessus de 3,75 % de méthane ; de plus, quand la teneur en CH₄ est d'environ 8 %, il est impossible d'atteindre 3.000 tr/min.

Lorsque le moteur tourne à grande vitesse (plus de 2.500 tr/min), la cuve d'essais se remplit d'un épais brouillard de gazoil.

Les échantillons de gaz ont été prélevés simultanément à l'aspiration et dans le tuyau d'échappement, une première fois alors que le moteur tournait à 1.700 tr/min et une seconde fois à la vitesse de 2.700 tr/min.

Les résultats en volumes % des analyses de l'essai à 2.700 tr/min sont donnés en détails au tableau 19.

TABLEAU 19

	Aspiration	Echappement
H ₂	0,59	3,25
CH ₄	8,26	6,97
O ₂	17,61	11,98
N ₂	71,98	71,57
CO	1,07	4,05
CO ₂	0,39	1,60
Cx Hy	0,10	0,58

Ils montrent une teneur importante en hydrogène à l'échappement.

Ils sont repris en partie, de même que les résultats des autres analyses, au tableau 20.

Moteur B.

Ce moteur commence à cogner dès que la teneur en grisou dépasse 3 à 4 %. Il accélère assez fort,

puis ralentit par périodes irrégulières. Cette accélération est importante quand la teneur en méthane atteint 9 %.

On a l'impression qu'il n'est pas loin de fonctionner en moteur à gaz à auto-allumage. Cependant, il ralentit, revient aux environs de 700 tr/min et recommence le même cycle.

Il est pourvu d'un papillon dans la tuyauterie d'aspiration. Ce papillon est toujours en position d'ouverture. Sa fermeture est déclenchée par un dispositif à force centrifuge lorsque la vitesse de rotation atteint 1.400 tr/min.

Au cours des essais, ce papillon s'est fermé deux fois à une teneur en méthane comprise entre 8 et 9,5 %, provoquant ainsi l'arrêt du moteur.

On peut donc dire que ce moteur montre une nette tendance à l'emballement.

Un moteur du même type, non muni du dispositif de fermeture de l'aspiration, avait précédemment fonctionné en moteur à gaz à auto-allumage à partir d'une teneur en méthane de 7 %.

Au cours des essais du moteur B, on a prélevé 5 séries de deux échantillons de gaz, l'un à l'aspiration et l'autre dans l'échappement.

Trois séries ont été prises alors que le moteur était réglé à l'air pur à la vitesse de 600 tr/min et 2 séries à la vitesse de 1.200 tr/min.

Les résultats des analyses sont donnés au tableau 20.

Moteur C.

Ce moteur fonctionne très régulièrement en atmosphère grisouteuse. Il accélère légèrement, mais

ne montre aucune tendance à galoper. Les cognelements n'apparaissent que pour des teneurs supérieures à 7 % et restent peu accusés.

Au cours des essais, on a prélevé également 5 séries de 2 échantillons de gaz pour analyse.

5. Résultats des analyses.

Les analyses ont donné les teneurs des différents gaz en volumes % à l'aspiration et à l'échappement.

En nous basant sur le fait que l'azote et l'oxygène trouvés à l'aspiration doivent se retrouver intégralement à l'échappement, le premier à l'état libre et le second à l'état libre (O₂) ou composé (CO, CO₂, H₂O), nous avons pu transformer les résultats des analyses de manière à donner pour chaque gaz le nombre de moles trouvés à l'échappement par 100 moles de mélange aspiré et d'en déduire immédiatement le nombre de moles de gaz apparues ou disparues dans les cylindres.

Nous avons retenu spécialement le méthane et l'hydrogène et avons établi le tableau 20.

Ce tableau doit être lu de la manière suivante :

Lors de l'essai du moteur A à 1.700 tr/min (1^{re} ligne), 100 moles de mélange aspiré contenaient 7,69 moles de CH₄ ; parmi celles-ci, 2,23 (ou 29 %) ont été brûlées dans les cylindres. Pour la même quantité de mélange aspiré, 0,17 mole d'hydrogène est apparu à l'échappement.

TABLEAU 20

Méthane brûlé et hydrogène apparu.

Moteur	Prélèvement	Vitesse de rotation tr/min	CH ₄ à l'aspiration	CH ₄ brûlé	CH ₄ brûlé %	H ₂ apparu à l'échappement
A	I	1.700	7,69	2,23	29,00	0,17
	II	2.700	8,26	1,23	15,13	2,68
B	III	500	1,23	0,77	62,60	0
	II	id.	2,29	1,60	69,87	0
	I	id.	6,64	3,45	51,96	0
	IV	1.200	1,87	1,34	71,66	0
	V	id.	4,76	3,16	66,39	0
C	III	600	3,12	1,26	40,38	0
	II	id.	4,64	1,43	30,82	0
	I	id.	7,92	2,38	30,05	0,01
	IV	750	5,46	1,89	34,62	0
	V	id.	9,45	2,28	24,13	0,28

6. Discussion des résultats.

a) Proportion de méthane brûlé.

Les résultats des 4^{me} et 6^{me} colonnes du tableau 20 ont été reportés en graphique à la figure 45.

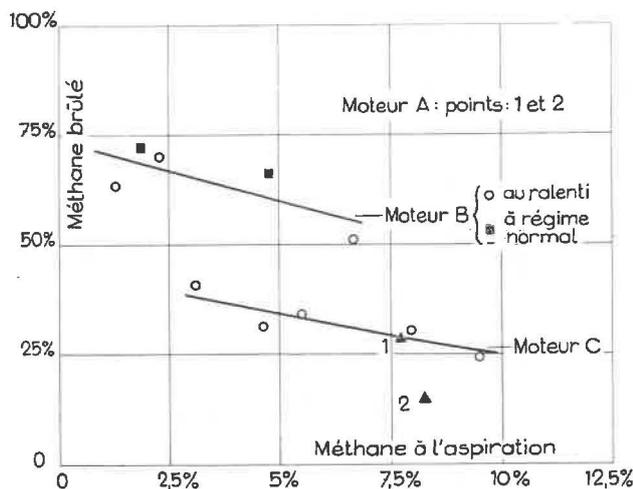


Fig. 45.

On y voit très nettement, pour les moteurs B et C, que la proportion de méthane brûlé diminue lorsque la teneur augmente à l'aspiration.

En ce qui concerne le moteur A, on ne dispose que de deux points correspondant à des vitesses très différentes et à des teneurs très voisines. Comme ce moteur tourne très régulièrement en grisou, on peut conclure que la proportion de grisou brûlé diminue quand la vitesse augmente. Ce fait n'apparaît pas pour le moteur B dont l'allure varie continuellement entre 700 et 1.300 tr/min.

De plus, en comparant les moteurs B et C, on remarque que le moteur à chambre de précombustion (moteur B) brûle beaucoup mieux le méthane que le moteur C à injection directe dans les cylindres. Et l'on comprend pourquoi le premier présente une tendance marquée à l'emballement.

b) Apparition d'hydrogène.

L'examen de la dernière colonne du tableau 20 appelle les remarques suivantes.

Pour un moteur lent (C), l'apparition d'hydrogène dans les gaz d'échappement semble se manifester lorsque la teneur en CH₄ dépasse 9 % à l'aspiration, c'est-à-dire lorsque le mélange air-méthane approche du rapport stoechiométrique et que l'oxygène n'est plus surabondant.

Pour un moteur rapide (A), l'hydrogène apparaît plus tôt (vers la teneur de 7,5 % de méthane à l'aspiration) ; la quantité d'hydrogène imbrûlé est déjà notable à 8,26 % de CH₄ au régime de 2.700 tr/min.

Ce phénomène doit être dû principalement à la détente particulièrement rapide des gaz en combus-

tion, conséquence directe d'une vitesse de rotation élevée.

Il n'est cependant pas interdit de penser que le papillon sur l'aspiration, lequel n'était pas entièrement ouvert lors de nos essais, n'est pas sans influence sur ce phénomène. Il réduit en effet la quantité d'air aspiré et par conséquent la quantité d'oxygène disponible pour assurer la combustion du gas-oil injecté.

7. Conclusions.

L'existence de chambres de précombustion dans les culasses favorise la combustion du méthane dans les cylindres. Et la grande proportion de grisou brûlé permet d'expliquer la tendance à l'emballement de certains moteurs.

Mais un phénomène qui nous paraît plus important est l'apparition d'hydrogène dans les gaz d'échappement. Cette apparition serait favorisée par un régime rapide et une proportion insuffisante d'oxygène.

Ce serait le cas lors de l'emballement d'un moteur lent en atmosphère grisou et air à teneur assez élevée en méthane.

La sécurité des empilages se conserve-t-elle dans ces conditions et la commande de l'arrêt d'un moteur emballé, par obstruction complète de la tuyauterie d'aspiration, est-elle bien indiquée ?

A la suite des travaux rapportés au paragraphe suivant, il est maintenant permis de répondre qu'il n'y a pas lieu de s'inquiéter.

Le CO₂ et l'important excès d'azote se trouvant dans les gaz d'échappement (tableau 19) enlèvent à l'hydrogène toute sa virulence.

B. — EMPILAGE COUPE-FLAMME A NETTOYAGE PAR PEIGNE

Le fait le plus important dans le domaine des locomotives diesel est certainement l'apparition d'un empilage coupe-flamme Roleco d'origine allemande à nettoyage par peigne.

En effet, la sécurité des moteurs Diesel repose principalement sur les coupe-flamme placés à l'aspiration et à l'échappement. Ces coupe-flamme sont normalement constitués de lamelles de 50 mm de largeur, empilées les unes sur les autres avec intercalation d'épaisseurs calibrées laissant, entre deux lames voisines, un interstice de 0,5 mm. Les gaz éventuellement enflammés doivent traverser ces empilages de lamelles et parcourir ainsi un trajet de 50 mm dans des interstices de 0,5 mm de hauteur ; à leur sortie, ils sont suffisamment refroidis et ne peuvent plus allumer un mélange de grisou et d'air.

A l'échappement, ces appareils se salissent très rapidement. Ils nécessitent, par conséquent, des nettoyages très fréquents, parfois même journaliers. Pour cette opération, il faut enlever l'empilage du

pot d'échappement et assez souvent le démonter entièrement. Ces enlèvements, démontages, remontages, remises en place ne sont pas sans danger, car la sécurité dépend surtout du soin apporté au remontage et à la remise en place. Elle serait de beaucoup augmentée si le coupe-flamme pouvait être nettoyé sans être enlevé du pot. C'est ce qu'a voulu réaliser le constructeur de l'empilage Roleco.

Ce coupe-flamme est muni d'un peigne rotatif. En faisant tourner ce peigne de temps en temps au cours du poste au moyen d'une manivelle, on en passe les dents, constituées de lamelles d'acier, dans les interstices du coupe-flamme qu'on déblaye ainsi des suies avant colmatage et durcissement.

Pour que les lamelles du peigne aient une rigidité suffisante, il faut que leur épaisseur soit de 0,7 mm au moins et par conséquent que les interstices de l'empilage soient de 0,8 mm, valeur d'ailleurs admise dans tous les pays miniers voisins.

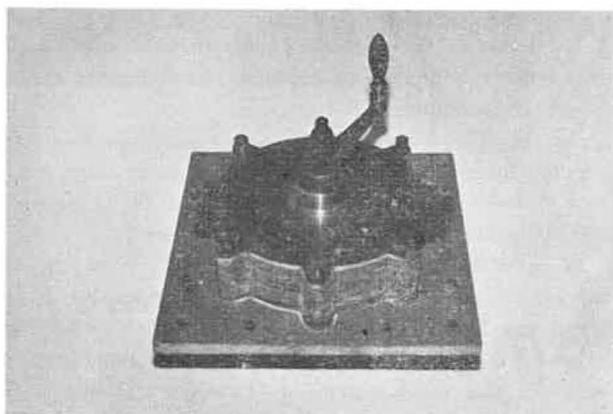


Fig. 46.

L'appareil soumis à l'I.N.M. représenté sur la figure 46 est constitué de lamelles de 2 mm d'épaisseur, présentant la forme d'une couronne circulaire de 50 mm de largeur et empilées à l'écartement de 0,8 mm, ce qui lui donne une forme extérieure cylindrique. Sur la lamelle extérieure est fixé un disque plein qui force les gaz à sortir par les interstices en se dispersant radialement. L'axe du peigne coïncide avec l'axe de l'appareil.

Tout l'appareil est en acier spécial Ni - Cr - 18/8 - Mo, inattaquable par les acides dérivés du soufre.

Essais.

Les essais ont été conduits de manière à faire ressortir le coefficient de sécurité de l'interstice 0,8 mm.

Le coupe-flamme a été monté sur un pot d'échappement et placé dans une cuve où l'on réalisait un mélange inflammable de grisou et d'air à une teneur comprise entre 7 et 11 %.

L'intérieur du pot était alimenté en mélange inflammable de méthane et d'air ou d'hydrogène, de méthane et d'air ou même en mélange plus complexe.

En vue de réduire le nombre d'analyses nécessaires pour ces essais, une installation spéciale a été réalisée pour obtenir ces différents mélanges. Elle est représentée sur la figure 47.

Un surpresseur aspire de l'air atmosphérique par un tuyau disposé en rectangles concentriques dans le but de favoriser l'homogénéité et de réduire l'en-

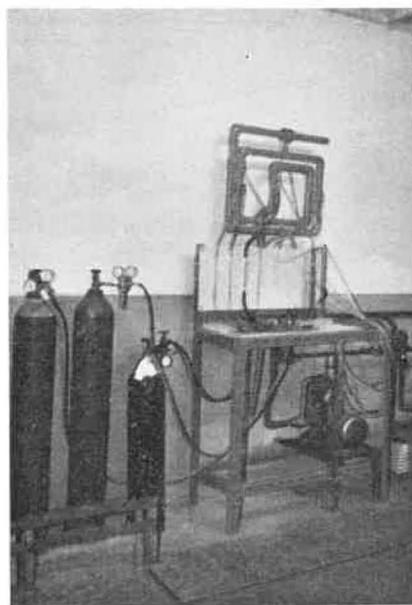


Fig. 47.

combrement. Ce surpresseur est pourvu d'un by-pass muni d'une vanne. Celle-ci sert à régler le volume d'air aspiré lequel est mesuré au moyen d'un débitmètre à diaphragme. Dans les branches verticales du tuyau d'aspiration, on peut injecter, à partir de bonbonnes munies de détendeurs, jusqu'à 5 gaz différents. Le débit de chacun d'entre eux est mesuré au moyen d'un débitmètre à flotteur.

Il est donc possible de réaliser ainsi a priori des mélanges gazeux dont les différents constituants se révèlent à l'analyse en proportions très proches de celles prévues. De plus, il suffit d'une seule analyse pour une série d'essais réalisés dans les mêmes conditions. Si l'on maintient chaque débitmètre à son repère, on est certain qu'il n'y aura aucun changement appréciable dans le mélange.

En présence de mélanges de méthane et d'air, on a déterminé l'interstice maximum de sécurité.

On a obtenu ainsi les résultats reportés au tableau 21 dans lequel le dénominateur de chaque fraction indique le nombre d'essais et le numérateur le nombre de traversées.

TABLEAU 21

Teneur en CH ₄ dans le pot		7 %	8 %	9 %	10 %	11 %
Interstice :	1,50 mm	2/30	2/30	0/30	0/20	0/20
	1,40 mm	0/20	1/42	2/40	0/40	1/40
	1,30 mm	0/20	0/20	0/20	0/20	0/20
	0,80 mm	0/20	0/20	0/20	0/20	0/20

Lorsqu'on a réalisé dans le pot des mélanges d'hydrogène, de méthane et d'air, on a opéré uniquement sur l'interstice 0,8 mm. En faisant varier les teneurs en hydrogène et en méthane, on a constaté qu'il y a risque de traversée lorsque la teneur en hydrogène atteint 3,5 %, la teneur en CH₄ pouvant être quelconque entre 3 et 10 %.

L'analyse du comportement de l'empilage en présence d'hydrogène a été entreprise parce qu'une étude précédente (voir plus haut, paragraphe A) avait révélé qu'un moteur Diesel, fonctionnant dans une atmosphère de grisou et d'air, produisait de l'hydrogène par cracking du gasoil dès que la teneur en méthane se rapprochait des proportions stoechiométriques.

Les mélanges gazeux constatés dans le pot d'échappement lors de cette étude (tableau 21) ont été reconstitués et rendus inflammables par addition d'air, ou d'air grisouteux pour l'essai de l'empilage. Aucun d'entre eux n'a mis en défaut l'empilage monté avec interstices de 1,4 mm.

De plus, de nombreux essais réalisés avec pulvérisation de gasoil dans la tuyauterie alimentant le pot ont montré que le gasoil n'aggravait nullement les conditions de l'essai.

Conclusion.

L'empilage coupe-flamme Roleco à nettoyage par peigne a fait l'objet d'un arrêté d'agrément.

VII. — LOCOMOTIVES ELECTRIQUES A ACCUMULATEURS POUR LES MINES

Batterie Tudor.

Cette batterie est représentée sur la figure 48.

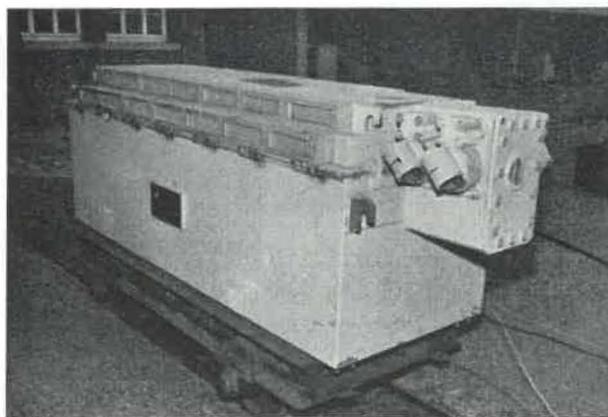


Fig. 48.

Elle est composée de 40 éléments au plomb du type 8 - 1 k - 100 d'une capacité nominale de 800 Ah en 8 heures. Elle est enfermée dans un coffre antigrisouteux en tôle d'acier revêtu intérieurement de caoutchouc.

Le couvercle se pose sur la bride du coffre et en forme ainsi la paroi supérieure.

Il se ferme par glissement longitudinal ; ce mouvement engage l'une sous l'autre des griffes extérieures en plan incliné et produit ainsi un serrage énergétique du couvercle sur le coffre.

Le couvercle est pourvu de 28 empilages disposés en deux étages de 14.

Chaque empilage est formé de 162 lamelles métalliques de 1 mm d'épaisseur, 63 mm de hauteur et 50 mm de largeur, maintenues à l'écartement de 0,4 mm par des bossages obtenus par emboutissage. La batterie dans son coffre a été soumise à des essais portant sur la concentration possible en gaz électrolytiques dans l'espace restant libre au-dessus des éléments et le coffre lui-même doit encore subir la série d'essais visant à déterminer l'efficacité des empilages contre les traversées de flamme.

Les essais du premier type sont effectués suivant le mode opératoire suivant.

La batterie est chargée, coffre ouvert, au moyen d'un redresseur pouvant débiter 40 A au maximum. Une heure après la fin de la charge, on ferme le couvercle.

Les éléments continuent à dégager de l'hydrogène et de l'oxygène qui se répandent dans l'espace libre du coffre et s'éliminent en partie par les empilages.

Le danger de ces gaz mélangés avec l'air pré-existant est directement lié à leur teneur.

On procède donc à des prélèvements de gaz dans l'espace au-dessus des éléments. A cette fin, un empilage a été remplacé par un bloc de bois traversé par un tuyau de prise. Les prélèvements au nombre de 4 ou 5 sont échelonnés sur 8 heures.

La batterie est déchargée sur une résistance pendant ou après la période des prélèvements.

La tension aux bornes de la batterie et l'intensité du courant sont enregistrées pendant la charge et la décharge.

Les enregistrements de l'intensité fournissent, par une simple opération de planimétrie, les valeurs en ampères-heure des charges et des décharges.

Les résultats des essais sont donnés au tableau 22.

Ces essais confirment que la disposition des empilages en deux étages est très efficace pour réduire la teneur en hydrogène dans l'espace libre du cof-

fret, à condition bien entendu que celui-ci soit ouvert pendant la charge.

On constate, en effet, que la teneur en H₂ est toujours restée inférieure à 2 % et que le maximum n'a pas été modifié par l'obturation de la moitié des empilages.

Mais il faut bien remarquer que charger une batterie sans ouvrir au préalable le coffret constitue une réelle imprudence. L'analyse révèle, en effet, une teneur en hydrogène atteignant 14 % lors du premier prélèvement effectué cependant 1/2 heure après la fin de la charge, ce qui est extrêmement dangereux au point de vue explosion.

Nous n'avons pas encore terminé tous nos essais relatifs au comportement des empilages vis-à-vis des mélanges gazeux complexes d'air, hydrogène, oxygène et méthane.

Ils feront l'objet d'un prochain rapport.

VIII. — APPAREILS ET CIRCUITS ELECTRIQUES DE SECURITE INTRINSEQUE

Un circuit électrique est dit de sécurité intrinsèque quand les étincelles pouvant s'y produire n'allument pas les mélanges gazeux inflammables dans lesquels le circuit pourrait devoir fonctionner. Un appareil complet est de sécurité intrinsèque quand tous ses circuits répondent à cette condition.

L'essai consiste donc à alimenter normalement le circuit à vérifier et à y provoquer des étincelles au moyen d'un rupteur dont les lames sont connectées, soit en série avec les différents éléments, soit en parallèle sur certains d'entre eux.

Le rupteur utilisé comporte deux lames, l'une en laiton et l'autre en zinc. La première est fixe et la deuxième est calée sur un axe. Quand on fait tourner l'axe, la lame de zinc touche une fois par tour la lame de laiton, ce qui établit entre elles un contact bref suivi d'une rupture et provoque une étincelle. Le dispositif fonctionne dans une petite chambre où l'on peut introduire un mélange gazeux inflammable.

Pour les circuits devant fonctionner en grisou, le mélange est généralement formé de gaz d'éclairage et d'air à 20 % de gaz. Cette manière d'opérer procure un coefficient de sécurité appréciable, étant donné que le gaz d'éclairage est plus facile à enflammer que le méthane.

A. — APPAREILS DE SECURITE INTRINSEQUE

1) Pont de mesure à transistors Peekel type T. 200.

Cet appareil est spécialement construit par le Laboratorium voor Electronika, à Rotterdam (Hollande), pour la détermination des tensions dans les matériaux au moyen de jauges de contraintes.

Celles-ci, au nombre de deux, forment deux branches d'un pont équilibré dont les deux autres branches sont constituées par des résistances pures. Ces dernières sont enfermées dans le boîtier de l'appareil. L'une des jauges est collée au préalable sur l'élément dont il faudra ultérieurement déterminer la fatigue.

Le boîtier contient une batterie d'accumulateurs du type étanche de 6,25 V et 450 mAh servant à l'alimentation des circuits. Cette batterie est accompagnée d'un redresseur permettant de la charger à partir du secteur.

L'appareil comprend un générateur à transistors qui fournit dans l'une des diagonales du pont une tension alternative de fréquence 1.000 Hz.

Quand la jauge active subit une déformation (allongement ou raccourcissement), le pont est déséquilibré et une tension apparaît aux extrémités de la seconde diagonale. Cette tension est compensée par une tension en opposition prélevée au même générateur. Cette dernière est réglée en agissant sur un diviseur de tension de façon à ramener à zéro l'aiguille d'un galvanomètre raccordé à la sortie d'un montage à transistors amplifiant la tension compensée. La position du diviseur de tension donne la variation de la résistance de la jauge de mesure sous la contrainte qu'elle subit.

Les essais de l'appareil ont visé la sécurité intrinsèque des circuits d'alimentation du pont (courant alternatif à 1.000 Hz) et d'alimentation du générateur et de l'amplificateur (courant continu de la batterie).

Pour cela, le rupteur a été raccordé :

- 1°) en série dans le circuit de la batterie ;
- 2°) aux bornes mêmes de la batterie ;
- 3°) aux bornes d'alimentation du pont de jauges.

TABLEAU 22

N° de l'essai	D : décharge C : charge en Ah	Repos ouverte	Délai depuis fermeture	H ₂	O ₂	Air	Autres	Observations
1	D : 229 C : 340	1 h 15'	45'	0,52	0,47	98,98	0,03	coffret ouvert
			1 h 30'	0,71	0,89	98,36	0,04	
			3 h	0,62	1,00	98,36	0,02	
			5 h	0,68	1,22	98,07	0,03	
			8 h	0,53	0,93	98,49	0,05	
2	D : 240 C : 337	1 h 25'	45'	0,52	0,02	99,46	0,03	id.
			1 h 30'	0,71	0,77	98,48	0,03	
			3 h	0,63	0,71	98,63	0,03	
			5 h	0,57	1,12	98,28	0,03	
			8 h	0,52	0,99	98,45	0,04	
3	D : 220 C : 312	2 h 15'	45'	0,49	0,41	99,06	0,04	id.
			1 h 30'	0,58	0,62	98,76	0,04	
			3 h	0,57	0,63	98,76	0,04	
			5 h	0,51	1,09	98,36	0,04	
			8 h	0,41	0,91	98,63	0,05	
4	D : 284,4 C : 386	1 h 05'	45'	0,77	0,86	98,35	0,02	id.
			1 h 30'	0,80	0,96	98,21	0,03	
			3 h	0,70	1,46	97,81	0,03	
			5 h	0,55	1,30	98,12	0,03	
			8 h	0,53	0,99	98,45	0,03	
5	D : 291,6 C : 402	1 h	45'	0,84	1,11	98,02	0,03	id.
			1 h 30'	0,86	1,16	97,95	0,03	
			3 h	0,76	1,35	97,86	0,03	
			5 h	0,63	1,40	97,93	0,04	
			8 h	0,55	1,30	98,12	0,03	
6	D : 316,8 C : 446	1 h	45'	0,76	0,81	98,40	0,03	id.
			1 h 30'	0,89	1,28	97,80	0,03	
			3 h	0,84	1,38	97,75	0,03	
			5 h	0,79	1,45	97,73	0,03	
			8 h	0,71	1,33	97,92	0,04	
7	D : 270 C : 378,4	1 h 40'	45'	0,67	0,63	98,67	0,03	id.
			1 h 30'	0,74	0,99	98,23	0,04	
			3 h	0,74	0,70	98,53	0,03	
			5 h	0,64	1,06	98,26	0,04	
			8 h	0,51	1,16	98,30	0,03	
8	D : 314,4 C : 402	1 h	45'	0,83	0,85	98,28	0,04	id.
			1 h 30'	0,88	1,15	97,93	0,04	
			3 h	0,85	1,36	97,75	0,04	
			5 h	0,71	1,31	97,93	0,05	
			8 h	0,63	1,03	98,30	0,04	

TABLEAU 22 (suite)

N° de l'essai	D : décharge C : charge en Ah	Repos ouverte	Délai depuis fermeture	H ₂	O ₂	Air	Autres	Observations	
9	D : 338 C : 417	1 h	45'	0,65	0,98	98,33	0,04	coffret ouvert	
			1 h 30'	0,74	1,08	98,14	0,04		
			3 h	0,69	1,26	98,01	0,04		
			5 h	0,61	1,37	97,99	0,03		
			8 h	0,55	1,32	98,09	0,04		
10	D : 278 C : 408	néant	30'	14,27	10,74	74,92	0,07	coffret fermé	
			1 h	7,52	8,25	84,16	0,07		
			1 h 45'	3,90	5,69	90,36	0,05		
			2 h 30'	2,10	4,93	92,92	0,05		
			4 h	1,08	3,59	95,28	0,05		
			6 h	0,64	2,07	97,26	0,03		
			9 h	0,55	1,46	97,95	0,04		
11	D : 347,2 C : 410,6	néant	30'	14,21	11,88	73,86	0,05	id.	
			1 h	7,57	8,88	83,49	0,06		
			1 h 02'			mise en décharge			
			1 h 45'	3,46	6,39	90,12	0,03		
			2 h 30'	1,87	4,92	93,17	0,04		
			4 h	0,99	3,28	95,70	0,03		
			6 h	0,71	2,11	97,14	0,04		
			9 h	0,58	1,12	98,26	0,04		
12	D : 350 C : 710	1 h	45'	1,58	1,59	96,80	0,03	mise en pa- rallèle d'un second re- dresseur cof- fret ouvert	
			1 h 30'	1,89	1,70	96,38	0,03		
			3 h	2,01	1,67	96,30	0,02		
			5 h	1,93	1,34	96,70	0,03		
			8 h	1,71	0,74	97,52	0,03		
13	D : 410 C : 680	1 h	45'	1,26	1,25	97,47	0,02	id.	
			1 h 30'	1,63	1,63	96,71	0,03		
			3 h	1,73	1,70	96,54	0,03		
			5 h	1,63	1,35	97,00	0,02		
			8 h	1,52	0,95	97,50	0,03		
14	D : 403 C : 720	1 h	45'	1,03	0,95	98,00	0,02	id.	
			1 h 30'	1,19	1,29	97,50	0,02		
			3 h	1,28	1,49	97,21	0,02		
			5 h	1,25	1,49	97,24	0,02		
			8 h	1,07	1,01	97,90	0,02		
15	D : 325 C : 700	1 h	45'	1,32	1,48	97,18	0,02	id.	
			1 h 30'	1,61	1,75	96,62	0,02		
			3 h	1,72	1,93	96,33	0,02		
			5 h	1,68	1,41	96,89	0,02		
			8 h	1,52	0,85	97,61	0,02		
16	D : 325 C : 700	1 h	45'	1,16	0,85	97,97	0,02	id.	
			1 h 30'	1,36	1,26	97,35	0,03		
			3 h	1,39	1,22	97,37	0,02		
			5 h	1,34	1,10	97,54	0,02		
			8 h	1,24	0,90	97,83	0,03		

Dans aucun cas, on n'a obtenu l'inflammation du mélange gazeux qui était formé en l'occurrence de gaz d'éclairage et d'air.

Conclusion.

L'appareil complet, déconnecté du réseau, est de sécurité intrinsèque. Il a été agréé.

2) Poste téléphonique à transistor TT. 55 de la firme Fernsprech-Zubehör - Dienst G.m.b.H. à Berlin.

Chaque poste comprend un combiné microtéléphonique et un boîtier, d'ailleurs reliés l'un à l'autre par un câble à six conducteurs.

Le boîtier renferme une pile de 1,5 V, un montage à transistor fonctionnant en générateur à 1.000 Hz ou en amplificateur des courants microphoniques, ainsi qu'un transformateur. Il porte deux bornes de raccordement à la ligne, ainsi qu'un bouton-poussoir.

Si l'un des correspondants raccordés à la ligne appuie sur ce bouton, les microphones de tous les autres postes fonctionnent en hurleur.

Les combinés sont pourvus d'une touche permettant de passer d'écoute à conversation.

Les essais ont visé la sécurité intrinsèque du signal d'appel plus puissant que les courants téléphoniques.

Une ligne a été équipée de deux postes et le rupteur a été raccordé en série dans la ligne et ensuite en parallèle aux bornes de l'un des postes. Dans chacune des deux dispositions on a envisagé les cas suivant : appel lancé

- 1°) par le poste 1 ;
- 2°) par le poste 2 ;
- 3°) simultanément par les 2 postes.

Dans chaque hypothèse, on a provoqué 250 ruptures ; aucune n'a donné lieu à l'inflammation d'un mélange de gaz d'éclairage et d'air.

Conclusion.

L'appareil est donc de sécurité intrinsèque et a fait l'objet d'un arrêté d'agrément.

3) Émetteur-récepteur radiotéléphonique Mayday, Gilly.

Cet émetteur-récepteur portatif est un poste à transistors destiné à fonctionner dans les puits et les galeries souterraines.

Il y permet des communications téléphoniques aisées même à grande distance. Les galeries doivent cependant être équipées d'un guide d'ondes (tuyauterie métallique, câble électrique ou conducteur tendu spécialement).

L'appareil est du type à modulation d'amplitude. Il émet sur 150 kHz.

Il est contenu dans un boîtier en tôle d'acier divisé en deux compartiments séparés par une cloison étanche.

L'un des compartiments renferme le montage électronique avec microphone - haut-parleur et l'autre contient 3 batteries cadmium-nickel du type lampe de mines ou du type étanche de 7 Ah, connectées en série par l'intermédiaire de fusibles du type clos « sous verre ». Ces compartiments sont pourvus d'ouverture de ventilation.

La manipulation du commutateur émission-réception provoque la coupure ou le rétablissement d'un courant de 20 mA.

Sur position « émission », l'intensité du courant d'alimentation est de 290 mA ; sur position « réception », elle est de 60 mA ou de 20 mA respectivement en la présence ou en l'absence de signal. La puissance en haute fréquence à l'antenne est tout au plus de 600 mW.

Les essais ont consisté à vérifier, en gaz d'éclairage, la sécurité du circuit d'alimentation en positions réception et émission au maximum de puissance, ainsi que celle du circuit de commutation émission-réception.

Tous ces essais ont été satisfaisants.

Conclusion.

L'appareil émetteur-récepteur Mayday a été agréé.

4) Lampe signal Friemann et Wolf.

Il existe des installations téléphoniques sans source de courant. Elles sont d'une sécurité absolue et paraissent convenir pour l'équipement des tailles.

Elles présentent l'inconvénient de demander un dispositif particulier d'appel.

La lampe signal est précisément l'un de ces dispositifs. C'est une lampe électrique à main munie d'une tête spéciale qui, dans la première version précédemment agréée, renfermait un relais fin et un relais fort. Cette tête est de plus munie de deux prises, l'une servant à la raccorder à la ligne téléphonique et l'autre recevant la fiche du microphone-écouteur. Cette fiche contient une très petite pile de 1,5 V et est pourvue d'un bouton-poussoir. Lorsqu'on appuie sur celui-ci, la pile excite le relais fin de chaque lampe raccordée à la ligne téléphonique. Ce relais ferme le circuit de l'enroulement du relais fort alimenté par l'accumulateur contenu dans le pot et chaque lampe s'allume.

Le relais fin était très fragile, c'est pourquoi le constructeur l'a remplacé par un montage à transistors absolument indéréglable.

La sécurité du montage à transistors a été vérifiée en provoquant, en gaz d'éclairage, des ruptures du circuit de l'enroulement du relais fort, le plus dangereux, parce qu'il est parcouru par l'intensité

la plus forte (56 mA) et qu'il possède le coefficient de self-induction le plus élevé. Aucune rupture n'a provoqué l'inflammation du gaz.

Conclusion.

La modification de la lampe signal Friemann et Wolf n'a affecté en rien le caractère primitif de sécurité intrinsèque. Elle a donc été admise par un avenant à l'arrêté d'agrément.

B. — CIRCUITS DE SECURITE INTRINSEQUE

1) Détecteur de niveau à isotope radioactif ETA 1 de Landys et Gyr à Zoug (Suisse).

Cet appareil est destiné à la commande du remplissage ou de la vidange d'une trémie, ou de l'arrêt de l'une de ces opérations, quand les matériaux y contenus atteignent un certain niveau. A cette fin, une bombe contenant un isotope radioactif est placée au niveau à surveiller en dehors de la trémie. Elle émet au travers de celle-ci un faisceau horizontal de radiations. L'intensité de celles-ci est fortement réduite quand les matériaux solides arrivant à leur hauteur les interceptent. La bombe ne comporte aucun organe électrique et n'apporte aucune cause d'inflammation du grisou.

Dans le faisceau sortant de la trémie se trouve un tube Geiger-Müller (G.M.) dont le rôle est de détecter les radiations. Ce tube, alimenté sous une tension continue de 550 V, émet des impulsions en nombre proportionnel à l'intensité des radiations reçues. Ces impulsions sont amplifiées et intégrées par un circuit à constante de temps appropriée. Lorsque l'intensité des radiations dépasse (ou descend sous) un certain niveau, la tension continue s'établissant aux bornes du circuit intégrateur passe au-delà ou en-deça d'une certaine valeur, actionne (ou lâche) un relais qui déclenche une alarme ou commande le mécanisme de mise en route (ou d'arrêt) du remplissage ou de la vidange.

Le tube G.M. est contenu dans un cylindre métallique.

L'appareil fournissant la tension continue, amplifiant les impulsions et les intégrant est alimenté par le secteur. Il est contenu dans son coffret propre qui peut être très distant du tube G.M. Ce coffret est antigrisouteux ou il est installé dans un endroit où aucun afflux de grisou n'est à craindre.

La ligne reliant l'appareil au tube G.M. est de sécurité intrinsèque, de même d'ailleurs que le tube G.M. lui-même.

Ce fait a été vérifié en mélange de gaz d'éclairage et d'air dans les diverses conditions suivantes : le rupteur a été connecté ;

1°) seul aux bornes de l'appareil entre lesquelles apparaît la tension continue de 550 V ;

2°) en parallèle avec le tube G.M. aux mêmes bornes ;

3°) en série dans le circuit de la sonde.

Conclusion.

Il s'agit donc bien ici d'un appareil à circuit de sécurité intrinsèque.

Le détecteur de niveau à isotope radioactif ETA 1 de Landys et Gyr a été agréé sous condition que l'appareil d'alimentation et d'amplification soit enfermé dans un coffret antigrisouteux ou placé dans un endroit où aucun afflux de grisou n'est à craindre.

2) Central automatique Siemens « Kleinautomat 28/4 - 24 V ».

La Société Siemens a soumis à l'I.N.M. son commutateur automatique à 28 numéros, ainsi que deux postes « d'abonné ».

Cette installation est déjà utilisée au fond. Les postes sont enfermés dans des coffrets antigrisouteux agréés et le commutateur est placé en général dans un endroit où aucun afflux de grisou n'est à craindre ; il peut même être installé à la surface.

Il s'agissait de vérifier le caractère de sécurité intrinsèque des lignes reliant le commutateur aux postes et des postes eux-mêmes.

La décision d'agrément belge impose, en effet, quelques modifications aux coffrets fabriqués pour l'Allemagne. Ces changements ne seraient pas nécessaires si les circuits étaient reconnus de sécurité intrinsèque.

De plus, il n'y aurait pas lieu de mettre toute l'installation téléphonique hors tension en cas d'apparition de grisou.

Les essais ont porté sur le courant de sonnerie et sur les impulsions du disque d'appel.

Le courant de sonnerie est émis par le commutateur. Il est alternatif et actionne la sonnerie avec des périodes de silence. Pendant ces dernières, le circuit est parcouru par un courant continu de charge du condensateur en série avec l'enroulement de sonnerie.

Lorsqu'on actionne le disque d'appel, la ligne est parcourue par un courant continu haché par les interruptions du disque. Le circuit sonnerie était déjà de sécurité intrinsèque.

Le circuit d'appel a été rendu de sécurité intrinsèque en intercalant dans la ligne un réseau à selfs-condensateurs : une bobine de self sans fer est intercalée dans chacun des deux fils de ligne et deux condensateurs de 50.000 pF disposés en série réunissent les bornes de sorties des bobines.

Si un réseau semblable est placé à chaque poste, les étincelles au rupteur n'allument plus les mélanges inflammables de gaz d'éclairage et d'air, que le circuit soit parcouru par le courant de sonnerie ou par les impulsions d'appel et que le rupteur soit pla-

cé en série dans la ligne ou en parallèle sur le poste. Rien n'est changé si l'on court-circuite l'un des condensateurs, ce qui pourrait toujours se présenter en pratique par claquage de l'un d'entre eux.

Conclusion.

Il s'agit donc ici d'une installation à circuits de sécurité intrinsèque. Elle fera comme telle l'objet d'une proposition d'agrément.

IX. — PREVENTION DES INCENDIES

1. — COURROIES TRANSPORTEUSES

L'Arrêté Royal du 2 décembre 1957 paru au moniteur du 7 décembre en son article 12 dit :

« Le Ministre ayant les mines dans ses attributions fixe une date à partir de laquelle les bandes de convoyeur satisfont à des normes qu'il détermine. »

Dès 1957, l'I.N.M. s'est attaché à la question des courroies ininflammables.

Comme suite à l'étude faite, des normes ont été établies et l'arrêté ministériel du 8 juillet 1958 qui les a prescrites a été publié dans le moniteur du 14 septembre 1958.

En 1959, nous avons essayé :

1) 46 courroies neuves dont 18 ont été agréées. Ces dernières sont reprises dans l'annexe au présent rapport qui donne la liste des appareils électriques et divers agréés.

2) 2 courroies ayant respectivement 6 et 12 mois de service dans un charbonnage de Campine. Elles satisfaisaient aux normes précitées.

Nous proposons de continuer, en 1960, l'étude de ces courroies ininflammables en vue de revoir les normes actuelles à la lumière de l'expérience acquise tant en Belgique qu'à l'étranger.

2. IGNIFUGES

Le moniteur du 7 décembre 1957 publie l'Arrêté Royal du 2 décembre 1957 sur la prévention des incendies dans les mines de houille. Plusieurs articles de cet Arrêté mentionnent les termes « matériaux incombustibles ou ignifugés ».

Il nous a donc paru utile d'étudier les ignifuges présentés sur le marché au point de vue de leur utilisation dans les travaux souterrains.

Ces produits n'empêchent pas la carbonisation du bois si celui-ci est soumis, pendant longtemps, à des températures élevées, mais ils ont la propriété de retarder et de rendre difficile l'inflammation, ainsi que la combustion des bois qu'ils protègent.

Il existe deux façons d'ignifuger les bois. La première par imprégnation en autoclave d'un sel dissous dans l'eau, la seconde par badigeonnage au pinceau ou au pistolet, du produit ignifuge.

Nous avons mis au point une méthode d'essai qui permet de se rendre compte de l'efficacité d'un ignifuge. Elle consiste à établir un soutènement en bois dans une galerie en maçonnerie, de 24 m de longueur et de 1,80 m × 1,80 m de section com-

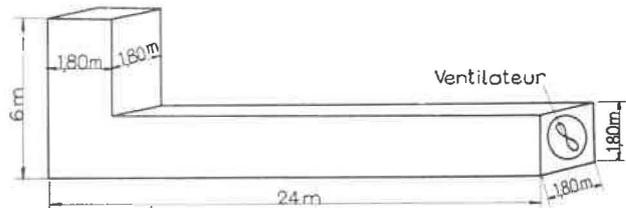


Fig. 49. — Perspective de la galerie.

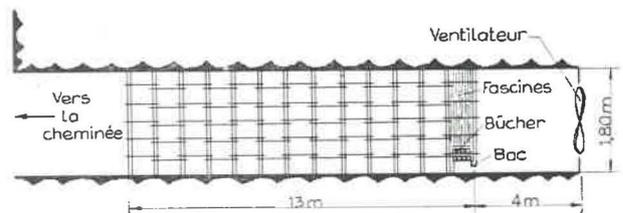


Fig. 50. — Coupe longitudinale.

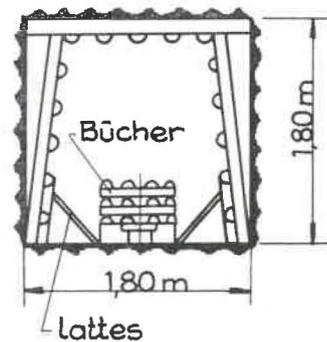


Fig. 51. — Coupe transversale.



Fig. 52.

portant, à l'une de ses extrémités, une cheminée de 6 m de hauteur (fig. 49, 50, 51 et 52) et, à l'autre

extrémité, un ventilateur hélicoïde soufflant qui permet d'obtenir un courant d'air de 1 à 6 m/s.

Le soutènement est constitué de 14 cadres trapézoïdaux en rondins de 15 cm de diamètre.

Le premier cadre est placé à 4 m du ventilateur et l'intervalle entre deux cadres est de 1 m.

Chacune des parois et la couronne de chaque havée sont garnies de 5 demi-lambourdes de 7 cm de diamètre, clouées sur les cadres, comme l'indique la figure 50.

La première havée est, en outre, garnie de fascines, à raison de 5 fagots contre chaque paroi et de 2 fagots à couronne.

Le tout est retenu par les demi-lambourdes. Sur le garnissage de la première havée et à partir du sol jusqu'à 1,10 m de hauteur, on cloue des lattes de 40 mm de largeur et de 5 mm d'épaisseur. La distance entre ces lattes est de 10 mm environ. De cette façon, il y a 20 lattes sur chaque paroi.

Dans cette première havée, au milieu de la galerie, on dispose une grille à 17 cm de l'aire et, sur cette grille, on élève un bûcher de 80 kg environ, constitué de demi-rondins de 10 cm de diamètre et de 90 cm de longueur, mis en pile, par lit de quatre.

Partant du bûcher, on place des lattes de 55 cm de longueur environ qui reposent sur les lattes clouées au soutènement et qui sont donc inclinées pour communiquer plus aisément le feu aux parois.

Devant le bûcher, contre la grille et sur le même plan que celle-ci, on dépose un bac qui contient 500 cm³ de gasoil auxquels on ajoute 200 cm³ d'essence d'auto (fig. 50 et 51).

On enflamme ce mélange combustible. On laisse brûler le tout pendant 3 min 30 s sans ventilation, puis on chasse de l'air à une vitesse de 3 m/s.

Au bout de 30 minutes, le bûcher et les fascines sont complètement brûlés et, à ce moment, on arrête le ventilateur.

A. Essai test sur bois non traités par ignifuge.

Constatation.

Trente secondes après la mise en marche du ventilateur, la flamme atteint 21 m (soit l'extrémité de la galerie). Après 6 min 10 s, la flamme s'étend sur 16 m.

Après l'arrêt du ventilateur, on remarque que toutes les demi-lambourdes sont complètement brûlées.

Tous les cadres de soutènement sont presque complètement calcinés et tombés en morceaux.

Il n'a pas été possible de relever les températures obtenues pendant l'essai parce que nous n'avions pas encore l'enregistreur de températures.

B. Essai de bois ignifuges au Basilit I. F. B. (Bayer) par imprégnation en autoclave.

1) Disposition du soutènement.

Pour les essais de bois ignifugés, nous utilisons la méthode décrite ci-dessus ; toutefois, les quatre premiers cadres (côté ventilateur) ne sont pas ignifugés, tandis que les 10 suivants le sont. Les trois premières havées sont garnies de demi-lambourdes non ignifugées. La quatrième havée et les suivantes sont garnies de demi-lambourdes ignifugées de sorte que les premières demi-lambourdes ignifugées sont clouées au 4^{me} cadre non ignifugé et au 5^{me} cadre ignifugé.

À 8, 10, 12, 14 et 20 m, nous introduisons dans la galerie des couples pour relever la température.

2) Traitement des bois.

Ces bois ont été imprégnés en autoclave à l'aide d'une solution aqueuse de 10 % de sel I.F.

a) Les bois des cadres ont été traités de la façon suivante :

Pin sylvestre du Nord

Vide : 420 mm pendant 10 min

Pression : 8 kg/cm² pendant 30 min

Absorption moyenne : 26,400 kg de sel par m³.

b) Les demi-lambourdes ont été traitées de la façon suivante :

Epicéa du pays (refendu et non écorcé)

Vide : 420 mm pendant 10 min

Pression : 8 kg/cm² pendant 60 min

Absorption moyenne : 22,700 kg de sel par m³.

3) Constatations.

Neuf secondes après la mise en marche du ventilateur, la flamme est à 21 m, soit à l'extrémité de la galerie.

Après 5 min 50 s, la flamme ne s'étend plus que sur 13 m.

Après 7 min, la flamme est revenue à 7 m.

Après 11 min, le feu reste confiné aux cadres non ignifugés.

Après l'essai, lorsque le ventilateur est arrêté, on remarque :

1°) que les demi-lambourdes ignifugées ont brûlé sur 1,50 m ; le reste du soutènement est simplement calciné superficiellement sur une épaisseur ne dépassant pas 5 mm, mais est resté intact et n'a pratiquement pas brûlé avec flamme.

Les températures maxima enregistrées immédiatement après la mise en marche du ventilateur sont :

à 8 m	à 10 m	à 12 m	à 14 m	à 16 m	à 20 m
1210°	880°	815°	795°	750°	665°

Les températures minima enregistrées environ 30 min après le début de l'essai sont :

à 8 m	à 10 m	à 12 m	à 14 m	à 16 m	à 20 m
100°	100°	110°	110°	110°	110°

17 minutes après l'arrêt du ventilateur, nous prélevons les gaz au point 21 m. On obtient :

H ₂	néant
O ₂	20,79 %
N ₂	78,67 %
CH ₄	0,41 %
CO	0,05 %
CO ₂	0,08 %

**C. Essai des bois ignifugés au minolith
Dr. W. (Wolmann)
par imprégnation en autoclave.**

1) *Disposition du soutènement.*

Identique à l'essai B.

2) *Imprégnation des bois.*

Ces bois ont été imprégnés en autoclave à l'aide d'une solution aqueuse à 4 % de sel Minolith.

a) Les bois des cadres ont été traités de la façon suivante :

Pin sylvestre du Nord

Vide : 600 mm pendant 60 min

Pression : 8 kg/cm² pendant 15 min

Absorption moyenne : 16,120 kg de sel par m³.

b) Les demi-lambourdes ont été traitées de la façon suivante :

Epicéa du pays (lambourdes refendues, non écorcées)

Vide : 700 mm pendant 180 min

Pression 8 kg/cm² pendant 240 min

Absorption moyenne : 14,320 kg de sel par m³.

3) *Constatations.*

On constate que, 130 secondes après la mise en marche du ventilateur, la flamme va jusque 21 m, c'est-à-dire à l'extrémité de la galerie.

Après 6 min 30 s, la flamme ne s'étend plus que sur 9 m.

Après 7 min 45 s, la flamme est revenue à 7 m.

Après 8 min 45 s, le feu se confine aux quatre premiers cadres jusqu'à la fin de l'essai.

Après l'essai, lorsque le ventilateur est arrêté, on remarque :

1°) que le soutènement ignifugé est brûlé sur 1,50 m de longueur ;

2°) qu'à partir de là, le soutènement ignifugé est resté bien en place, n'a pas donné naissance à une combustion avec flammes et est simplement calciné superficiellement sur une épaisseur qui va en diminuant au fur et à mesure qu'on s'éloigne du foyer et dont le maximum est inférieur à 5 mm.

Les températures maxima enregistrées sont les suivantes, entre 4 et 5 min 40 s après le début de l'essai :

à 8 m à 10 m à 12 m à 14 m à 16 m à 20 m
940° 740° 680° 560° 490° 400°

15 min après le commencement de l'essai :

210° 230° 230° 220° 220° 205°

33 min 30 s après le commencement de l'essai :

60° 75° 75° 75° 70° 68°

40 s après l'arrêt du ventilateur, nous prélevons les gaz au point 21 m. On obtient :

H ₂	0,06 %
O ₂	20,34 %
N ₂	79,05 %
CH ₄	0,13 %
CO	0,09 %
CO ₂	0,34 %

**D. Essais des bois ignifugés
par badigeonnage au basilitol.**

1) *Disposition du soutènement.*

Identique à l'essai B.

2) *Traitement des bois.*

Les bois des cadres et les demi-lambourdes sont badigeonnés au pinceau à raison de 350 à 400 g de produit par m².

3) *Constatations.*

120 s après la mise en marche du ventilateur, la flamme est à 21 m (soit à l'extrémité de la galerie).

Après 7 min, le feu se confine aux quatre premiers cadres non ignifugés.

Après l'essai, lorsque le ventilateur est arrêté, on remarque :

1°) que les demi-lambourdes ignifugées ont brûlé avec flammes sur 1 m. Les demi-lambourdes des havées 5 et 6 sont calcinées sur épaisseur de 1 mm, tandis que les demi-lambourdes des havées 7 à 13 sont pratiquement intactes ;

2°) seul des cadres ignifugés, le cadre 5 est légèrement calciné ; les autres sont intacts ;

3°) il est apparu, sur tous les bois badigeonnés, une abondante mousse qui protège le bois des flammes et empêche sa distillation.

Les températures maxima relevées sont les suivantes :

6 min après le début de l'essai :

à 8 m à 10 m à 12 m à 14 m à 16 m à 20 m
985° 810° 720° 665° 600° 520°

15 min après le commencement de l'essai :

210° 255° 255° 245° 240° 230°

33 min 30 s après le commencement de l'essai :

110° 85° 90° 85° 85° 80°

15 min après l'arrêt du ventilateur, nous prélevons les gaz au point 21 m. On obtient :

H ₂	0,019 %
O ₂	20,43 %
N ₂	78,79 %
CH ₄	0,09 %
CO	0,18 %
CO ₂	0,49 %

Conclusion.

Les deux ignifuges sur bois imprégnés, ainsi que l'ignifuge appliqué par badigeonnage, sont capables d'empêcher, dans une large mesure, la propagation d'un incendie. Cependant, il convient de noter que nous n'avons pas encore fait d'essai au sujet de la durée de cette efficacité.

D'autre part, tous les fabricants d'ignifuges reconnaissent que ceux-ci ne résistent pas à la pluie et que, par conséquent, les bois traités doivent être mis sous abri en attendant l'emploi.

3. — HUILES ININFLAMMABLES

En 1959, nous avons acquis une pompe Roper à engrenages actionnée par un moteur électrique (5 ch - 950 tr/min) qui nous permet d'obtenir une pression de 70 kg/cm² et ainsi de pulvériser l'huile sous cette pression. Cette pompe se termine par un ajutage dont l'orifice est de 0,4 mm de diamètre.

A partir de ce moment, les huiles dites ininflammables ont été soumises au test suivant.

La flamme du chalumeau oxyacétylénique est introduite dans un jet d'huile finement pulvérisée sous pression de 70 kg/cm². La flamme est déplacée lentement dans le nuage à partir de l'origine du jet jusqu'à 45-50 cm de ce point. A 1 m de l'ajutage, on place une tôle sur laquelle vient se briser l'huile pulvérisée.

Nous donnons ci-après les résultats des essais effectués sur les huiles qui nous ont été soumises.

Shell S. 4950.

Lorsqu'on introduit le dard du chalumeau dans le jet à 15 cm de l'orifice de pulvérisation, l'huile pulvérisée donne une flamme de 85 cm de longueur qui se maintient contre la tôle verticale disposée à 1 m dudit orifice de pulvérisation. Cette flamme cesse dès qu'on retire le chalumeau du jet.

Skydrol.

Au contact de la flamme du chalumeau, introduite dans le jet près de l'organe de pulvérisation, l'huile pulvérisée s'enflamme et sa combustion persiste contre la tôle verticale, même après le retrait du chalumeau.

Huile Houghton 620.

L'huile pulvérisée ne s'enflamme pas et la flamme du chalumeau n'est pas allongée lorsque celle-ci est introduite dans le jet.

Huile Pydraul F. 9.

L'huile pulvérisée s'enflamme au contact du chalumeau et brûle sur une distance de 70 cm.

Si on maintient la flamme du chalumeau dans le jet d'huile, la combustion persiste sur la tôle verticale disposée à 1 m de l'origine du jet.

Huile Mobil Oil Nyvac n° 20.

On promène la flamme bleue du chalumeau dans le jet d'huile pulvérisée :

- 1) en la dirigeant perpendiculairement au jet ;
- 2) en la dirigeant parallèlement au jet.

Dans les deux cas, l'huile ne s'enflamme pas et il n'y a pas allongement de la flamme du chalumeau.

Shell F.R. Hydraulic-Fluid.

On promène la flamme bleue du chalumeau dans le jet d'huile pulvérisée.

- 1) en la dirigeant perpendiculairement au jet :
 - a) à 20 cm de l'orifice de l'ajutage ;
 - b) à 45 cm de l'orifice de l'ajutage.

Dans le premier cas, il n'y a pas allongement de la flamme du chalumeau.

Dans le deuxième cas, il y a un allongement de la flamme du chalumeau de 4 cm.

Dans aucun cas, il n'y a eu inflammation de l'huile.

- 2) en la dirigeant parallèlement au jet :
 - a) à 20 cm de l'orifice de l'ajutage ;
 - b) à 45 cm de l'orifice de l'ajutage.

Dans le premier cas, il y a un allongement de la flamme du chalumeau de 4 cm.

Dans le second cas, on constate un allongement de la flamme du chalumeau de 10 cm, mais en aucun cas l'huile ne s'enflamme.

Huile incombustible Engeoil A.S. 2.

Elle s'enflamme dès qu'on promène la flamme du chalumeau dans le jet. La flamme se maintient sur la tôle placée à 1 m de l'ajutage de pulvérisation.

Huile de la Sté Evence-Coppée.

Elle ne s'enflamme pas et ne produit pas un allongement de la flamme du chalumeau lorsque celle-ci est introduite dans le jet.

Conclusion.

L'essai du jet pulvérisé dont il vient d'être question est considéré actuellement, dans tous les pays, comme le test le plus important pour les liquides et huiles ininflammables.

Il correspond à la rupture d'une tuyauterie ou d'un récipient sous pression, en présence d'une flamme ou d'un arc électrique.

Quant aux autres tests auxquels ces liquides et huiles pourraient, en outre, devoir satisfaire, une sous-commission, dont nous faisons partie, a été chargée par la C.E.C.A. d'en faire l'étude.

4. — CANARS ININFLAMMABLES

A. Canar en bois bakérisé.

En 1959, un Charbonnage du Centre nous a demandé d'examiner un canar en bois contre-plaqué bakérisé, au point de vue de son incombustibilité.

Description de l'essai.

L'essai a été fait dans la galerie en maçonnerie de 24 m de longueur et de 1,8 × 1,8 m de section (fig. 53).

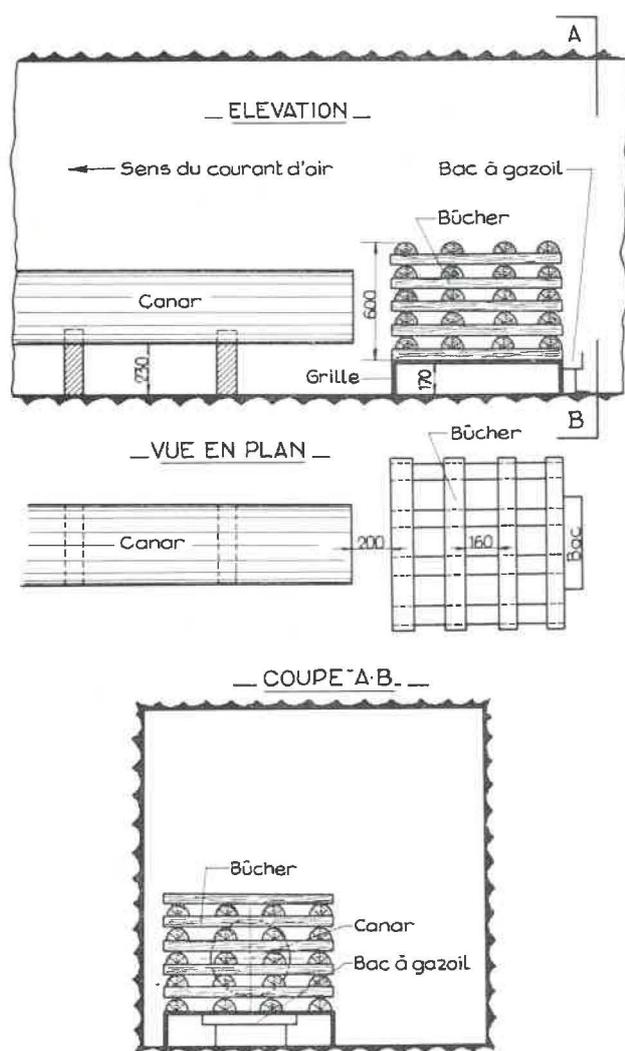


Fig. 53.

A 15 m de l'entrée de la galerie et contre la paroi gauche, nous plaçons une grille qui se trouve à 170 mm de l'aire de voie. Sur celle-ci, nous élevons un bûcher constitué de 10 rangées de 4 demi-rondins de 100 mm de diamètre et de 900 mm de longueur.

L'intervalle entre les demi-rondins est de 160 mm environ. Le bûcher a une hauteur de 600 mm. Devant le bûcher, contre la grille et sur le même plan que celle-ci, on dépose un bac qui contient 500 cm³ de gasoil auxquels on ajoute 200 cm³ d'essence d'auto.

Le canar est posé à 250 mm au-dessus de l'aire de voie, dans l'axe du bûcher et à 200 mm derrière celui-ci.

Nous enflamons le mélange combustible. On laisse brûler le tout pendant 4 minutes sans ventilation, puis on envoie un courant d'air de 1,50 m/s donné par un ventilateur soufflant.

Constatation.

Dès la mise en marche du ventilateur, des flammes traversent le canar. Après trois minutes, on arrête le ventilateur. On constate que le canar est complètement brûlé.

Conclusion.

Dans nos conditions d'essai, ce canar n'est pas inflammable.

B. Canar en tissu plastifié.

Nous avons également examiné un canar en tissu plastifié, appelé Mécotube « Blue », fabriqué par la firme « The Mining Engineering Co Ltd Meco Works ».

Les tissus plastifiés utilisés dans les travaux souterrains sont essayés au contact d'une flamme comme dit ci-après.

Description de l'essai.

Ces épreuves se font dans une chambre cubique de 120 litres environ, avec glaces d'observation et prolongée par 2 tubulures de 44 cm de diamètre dont l'une renferme un ventilateur hélicoïde.

L'éprouvette de 150 × 15 mm, dirigée horizontalement suivant sa longueur et inclinée à 45° suivant sa largeur, est placée à 70 mm au-dessus d'un bec Bunsen de 11 mm de diamètre intérieur.

La température de la flamme à l'endroit de l'éprouvette est de 850° ± 25° C.

On utilise 32 éprouvettes dont :

- 16 ne subissent aucune préparation ;
- 8 sont recouvertes de poussières de charbon ;
- 8 sont préalablement chauffées à 200° pendant 15 minutes.

De toutes ces éprouvettes, 16 sont prélevées dans le sens de la trame, 16 dans le sens de la chaîne.

—Des 16 éprouvettes, 8 sont essayées en atmosphère calme, et les 8 autres en atmosphère animée d'un courant d'air de 1,50 m/s.

Après deux minutes de contact, on éteint le bec Bunsen. On constate que l'éprouvette continue à

brûler avec flamme ou sans flamme, mais en restant incandescente.

Les 8 éprouvettes recouvertes de poussières de charbon et les 8 éprouvettes préalablement chauffées sont testées en atmosphère calme jusqu'à extinction de la flamme de l'éprouvette, puis on fait agir immédiatement un courant d'air animé d'une vitesse de 1,5 m/s.

D'après notre expérience, la moyenne des temps

d'extinction de la flamme ou des points incandescents ne devrait pas dépasser 3 s.

Constatation.

La moyenne des temps d'extinction des points incandescents est donnée au tableau 23.

Conclusion.

Dans les conditions de nos essais, ce tissu n'est pas ininflammable.

TABLEAU 23

En atmosphère calme		En atmosphère animée		Epreuves recouvertes de charbon		Epreuves préalablement chauffées à 220°	
Epreuves		Epreuves		Epreuves		Epreuves	
en trame	en chaîne	en trame	en chaîne	en trame	en chaîne	en trame	en chaîne
18 s	29,5 s	20 s	24,5 s	23,5 s	33,5 s	17 s	15 3/4 s

X. — LUTTE CONTRE LES INCENDIES

1. — EXTINCTEURS

Le Moniteur des 16, 17 et 18 novembre 1958 publie l'arrêté royal du 3 novembre 1958 sur la prévention des feux de mine et sur la lutte contre les feux et incendies de mines.

L'article 11 stipule :

Les extincteurs sont d'un type agréé par le Directeur Général des Mines. Ils sont entretenus régulièrement afin d'être maintenus constamment en état de servir.

L'Institut National des Mines fut chargé d'étudier les conditions d'agrément des extincteurs portatifs destinés aux travaux souterrains des mines de houille.

Les tests ainsi mis au point font l'objet de la circulaire n° 116 du 24 août 1959 de la Direction Générale des Mines reproduite ci-dessous.

1. Conditions générales.

1°) Produit extincteur.

Le produit extincteur est non toxique. Il ne peut subir aucune modification chimique ou physique qui puisse entraîner un raté de l'extincteur ou une diminution du rendement d'extinction dans le délai prévu par le constructeur.

2°) Propriété diélectrique.

La projection du produit extincteur sur un objet sous tension de 6.000 V, situé à 1,50 m de distance, ne peut donner naissance à un courant supérieur à 2 mA dans l'extincteur mis à la terre.

3°) Mesures de sécurité.

Le réservoir, la bouteille pour le produit propulseur et le dispositif de limitation de pression répondent aux prescriptions réglementaires en la matière.

4°) Prescription pour la construction.

L'extincteur est pourvu d'un dispositif qui empêche l'écoulement du produit extincteur dans toutes les positions.

Les appareils fonctionnant automatiquement par renversement sont exclus.

L'extincteur doit pouvoir fonctionner même en position horizontale.

5°) Manipulation et distance du jet.

L'appareil doit pouvoir être mis en marche normale en quelques secondes.

Le jet a une portée efficace d'au moins 4 m.

6°) Identification et coloration de l'extincteur.

L'appareil est muni d'une plaque portant les indications suivantes :

Marque — type
n° de fabrication et année de construction
n° d'agrément

L'extincteur porte les inscriptions suivantes (à titre d'exemple) :

10 litres — Extincteur à mousse d'air
Mode d'emploi (succinct et aisément compréhensible).

L'extincteur est peint en couleur très apparente ; il est à conseiller qu'une bande de cette couleur soit réfléchissante.

Tous les extincteurs utilisés dans les travaux souterrains doivent répondre aux conditions générales ci-dessus.

Les extincteurs de 10 litres et 15 litres de capacité doivent, en outre, satisfaire aux conditions particulières suivantes.

2. Conditions particulières.

A. Extincteurs type I (environ 10 litres de capacité).

1°) Prescriptions pour la construction.

Le fond de l'extincteur est bombé et protégé par un anneau de base assurant une garde au sol d'au moins 8 mm. L'appareil est muni, autant que possible, d'un dispositif permettant d'interrompre son fonctionnement.

2°) Epreuve d'efficacité de l'extincteur.

a) Feu de bois.

L'appareil est mis à l'épreuve dans une galerie d'incendie de 24 m de longueur et d'une section de $1,8 \times 1,8$ m. La vitesse de l'air y est d'environ 1,10 m/s avant la mise à feu de l'incendie expérimental.

A une distance de 19,5 m de l'entrée de la galerie, on érige près de la paroi gauche une pile de bois constituée par des bûches de bois résineux de 4×4 cm de section et de 30 ou 60 cm de longueur.

Les bûches sont placées sur une grille qui est à 17 cm de l'aire de voie. Elles sont étagées en croix sur une surface de base de 30×60 cm de manière qu'il y ait des vides de 4 à 5 cm entre chacune des bûches (soit 28 bûches de 60 cm et 48 bûches de 30 cm).

Le côté large de cette pile est orienté face au courant d'air et est, à 10 cm en arrière du bord de la grille.

Devant et contre la grille, on allume 500 cm^3 de gasoil pour moteur Diesel, additionnés de 250 cm^3 d'essence d'auto et placés dans un récipient parallélépipédique en fer de 35×25 cm de surface, le long côté étant parallèle au bord de la grille.

Le bord supérieur du bac se trouve dans le plan de la grille. On laisse agir ce foyer initial pendant 4 minutes sur la pile de bois, puis on enlève le récipient.

L'extincteur est ensuite mis en action après un délai supplémentaire de 3 min.

L'incendie est attaqué à une distance de 2 m ; on peut s'en approcher davantage si c'est possible, mais sans le contourner.

L'extincteur est considéré comme satisfaisant si l'incendie ne se rallume pas endéans les 3 min qui suivent l'extinction.

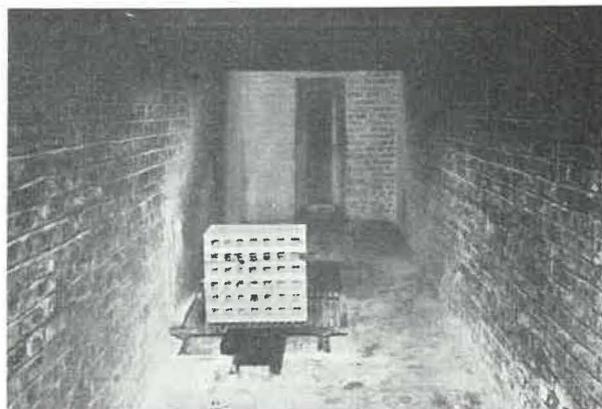


Fig. 54. — Bûcher avant inflammation.

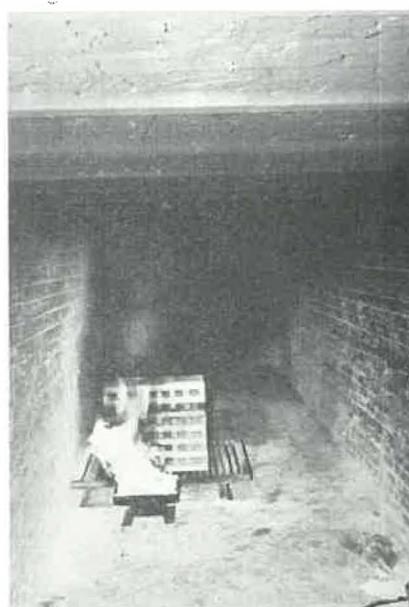


Fig. 55. — Mise à feu.

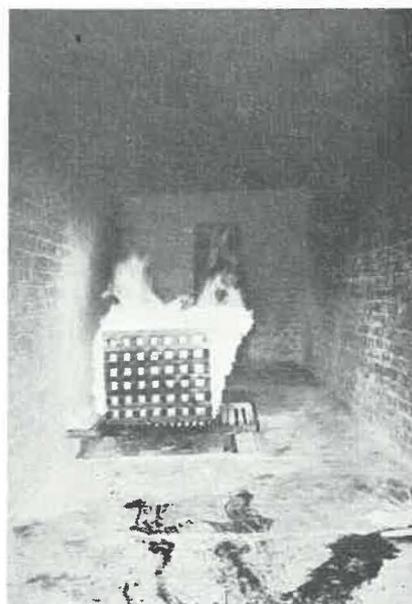


Fig. 56. — Bûcher en combustion.

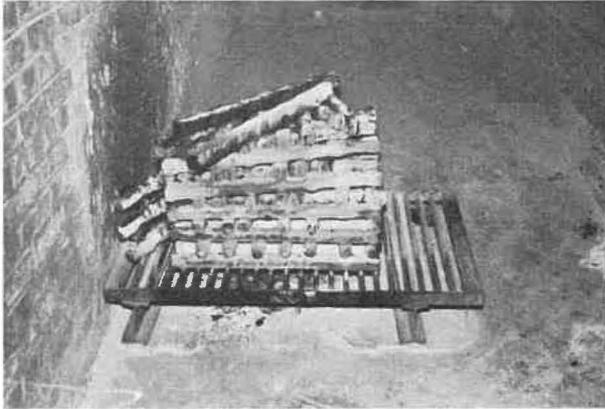


Fig. 57. — Bûcher après extinction.

L'épreuve d'agrément de l'extincteur comporte au moins 3 essais d'extinction avec, chaque fois, une charge de l'appareil : en aucun cas l'incendie ne peut se rallumer endéans les 3 minutes (fig. 54, 55, 56 et 57).

b) Feu d'huile.

Dans la galerie d'incendie, à une distance de 19,50 m près de la paroi gauche, on dépose une cuve de 110 × 90 × 10 cm contenant 10 litres de gasoil pour moteur Diesel.

La cuve présente son côté étroit au courant d'air.

Parallèlement aux parois les plus courtes, on place dans la cuve deux traverses de bois sec, de 90 cm de longueur, portant des rails fixés par des clous. Les arêtes extérieures des traverses sont à une distance de 5 cm des parois les plus courtes.

Le gasoil est mis à feu à l'aide de 5 pelotes de déchets de coton imbibées d'essence d'auto et enflammées ; ces pelotes ont la grosseur du poing et sont réparties également sur toute la surface.

L'extincteur est mis en action lorsque toute la surface du gasoil, ainsi que les traverses imbibées de gasoil, sont en flamme et au plus tôt après 3 min.

L'incendie est attaqué à une distance de 3 m.

L'épreuve d'agrément de l'extincteur comporte au moins 3 essais avec, chaque fois, une charge de

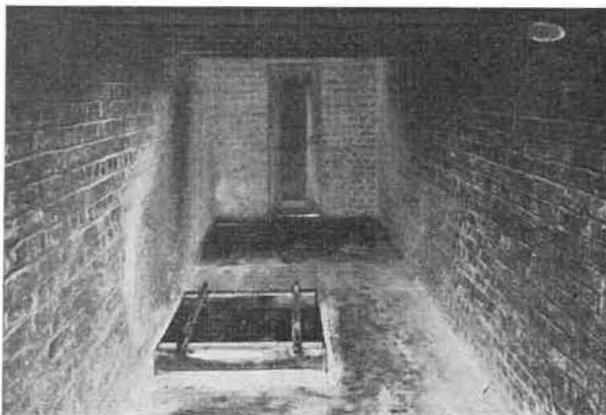


Fig. 58. — Avant allumage.



Fig. 59. — En feu.

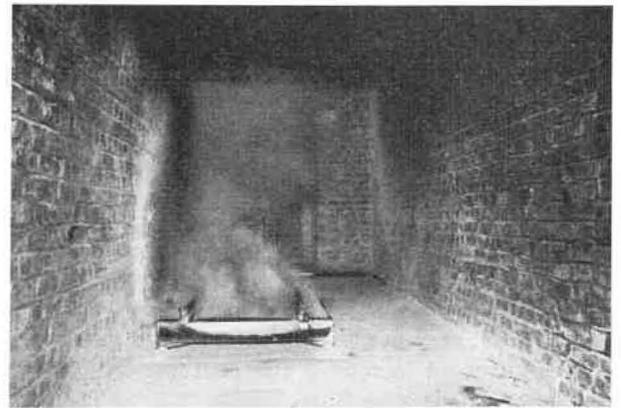


Fig. 60. — Après extinction.

l'appareil ; en aucun cas l'incendie ne peut se rallumer (fig. 58, 59 et 60).

Un extincteur agréé et sa charge restent en observation à l'Institut National des Mines.

c) Feux d'origine électrique.

Principe : Il est évidemment nécessaire qu'on puisse diriger le jet d'un extincteur sur un conducteur électrique sous tension sans risquer l'électrocution.

Condition d'agrément qui en résulte.

Dispositif d'essai.

Le dispositif d'essai répond au schéma de la figure 61. On y reconnaît le transformateur T 220 V/

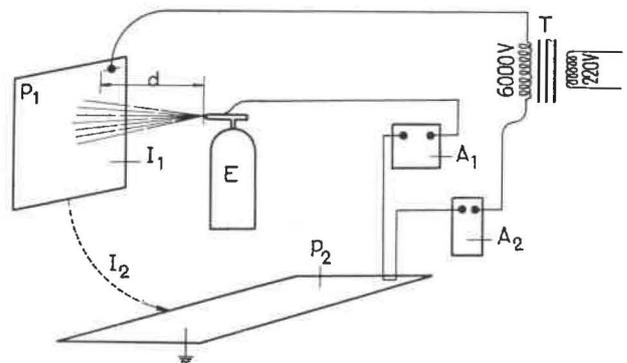


Fig. 61.

6.000 V de 3 kW, les deux milliampèremètres A¹ et A², l'extincteur à l'essai E et les deux plaques métalliques P¹ et P².

Toutes les parties du circuit haute tension sont convenablement isolées du sol, sauf la plaque P² qui est posée par terre. La plaque P¹ a une surface de 1 m² et son bord inférieur est à 1 m du sol.

On voit immédiatement que le milliampèremètre A¹ mesure l'intensité i^1 du courant conduit par le jet de l'extincteur et le milliampèremètre A² la somme des intensités ($i^1 + i^2$), i^2 étant l'intensité du courant conduit par la matière extinctrice tombant de la plaque P¹ sur le sol. Le milliampèremètre A² marque également, même en l'absence d'extincteur, l'intensité du courant capacitif entre P¹ et P². Ce courant est très faible. Il est de 0,85 mA.

La distance « d » entre la plaque P¹ et la tuyère de l'extincteur est de 1,50 m.

En décembre 1959, nous avons essayé les extincteurs de la firme « Protection Générale Incendie ». Celle-ci a présenté à l'agrément les appareils suivants :

A) Les appareils L.10 But et L.15 But à mousse physique ;

B) Les appareils P.K.10.U - P.H.7 - P.9 - P.H.12 à poudre universelle.

Il nous paraît nécessaire de définir ces termes « poudre universelle » et « mousse physique ». La « poudre universelle » est une poudre sèche susceptible d'éteindre à la fois les feux secs (feux de bois), les feux gras (feux d'huile ou de gasoil) et les feux d'origine électrique.

Elle agit par son pouvoir couvrant qui étouffe les flammes. D'autre part, elle dégage, sous l'action du feu, de l'eau et du gaz carbonique.

L'eau absorbe les calories et refroidit le foyer ; les gaz dégagés empêchent l'arrivée de l'oxygène.

Etant donné que, dans les travaux souterrains, on peut rencontrer à la fois un feu sec, un feu gras et même un feu d'origine électrique, il est indiqué que les extincteurs à poudre soient des extincteurs à *poudre universelle*.

Quant à la « mousse physique » ou mécanique ou à mousse d'air (les trois noms désignent généralement la même mousse), elle est formée d'un mélange d'eau, d'un produit émulsifiant et d'air.

A sa sortie de l'ajutage, elle apparaît sous forme de mousse qui a l'apparence de la crème fouettée.

Sous cette forme, elle enrobe mieux les matériaux sur lesquels elle est projetée ; elle y adhère et partant la isole davantage du contact avec l'oxygène de l'air.

Du fait qu'elle reste plus longtemps en contact avec les objets sur lesquels elle est déposée, elle empêche le réallumage et pénètre mieux dans la masse. L'eau qu'elle contient absorbe également les calories dégagées pour se transformer en vapeur, ce qui abaisse la température d'inflammation du matériau qu'elle recouvre. D'où son utilisation comme agent extincteur.

Résultats des essais de l'extincteur Type I (10 litres de capacité).

Ces résultats sont mentionnés dans les tableaux 24 et 25.

TABLEAU 24

Désignation de l'appareil	Poids de l'appareil rempli en kg	Poids de matière utilisée pour l'extinction en kg	Essai diélectrique en mA	Temps de vidange en secondes	Résultats obtenus
<i>A. - Mousse physique</i>					
<i>a) Feu de bois</i>					
L.10 But	21,3	9,6	nous avons constaté des anomalies et poursuivons nos essais	95	O
	21,2	9,5			+
	20,8	9,1			O
	22,2	10,5			O
<i>b) Feu de gasoil</i>					
L.10 But	21,5	9,8			O
	21,2	9,5			O
	21,5	9,9			O

+ indique la réinflammation
O indique l'extinction

TABLEAU 25

Désignation de l'appareil	Poids de l'appareil rempli en kg	Poids de matière utilisée pour l'extinction en kg	Essai diélectrique en mA	Temps de vidange en secondes	Résultats obtenus
<i>B. - Poudre universelle</i>					
<i>a) Feu de bois</i>					
P.K.10 U	19,3	5,9	< 0,3 satisfaisant	34	○
	19,0	3,8			○
	19,3	4,0			○
P.9	16,9	9,6	< 0,3 satisfaisant	20	○
	16,9	8,2			○
	16,8	10,0			○
P.H.12	18,5	5,7	< 0,3 satisfaisant	25	○
	18,3	5,2			○
	18,7	7,5			○
P.H.7	12,9	6,4	< 0,3 satisfaisant	10	○
	12,9	5,1			○
	12,6	5,0			○
<i>b) Feu de gasoil</i>					
P.K.10 U	19,0	9,2			+
	18,2	8,7			○
	18,6	8,6			○
	19,7	9,950			○
P.9	17,0	6,7			○
	17,0	9,5			○
	17,2	9,7			○
	17,8	10,3			○
P.H.12	19,7	10,5			○
	19,8	10,3			○
	19,7	11,7			○
P.H.7	13,1	6,3			+
	13,1	6,8			○
	12,7	5,6			+
	13,6	7,1			○
	13,6	7,0			○
	13,6	7,1			○

+ indique la réinflammation

○ indique l'extinction

B) Extincteurs type II (environ 15 litres de capacité).

Les extincteurs de 15 litres environ de capacité doivent répondre aux conditions générales ci-dessus et aux conditions particulières ci-dessous.

Généralités.

Ces extincteurs doivent pouvoir être déplacés rapidement parfois sur de grandes distances, transpor-

tés, traînés ou roulés entre le dépôt et le point d'utilisation. Il convient donc qu'ils soient particulièrement robustes pour subir, sans dommage, ces déplacements souterrains.

1^o) Prescriptions pour la construction.

L'extincteur présente une surface extérieure lisse. La protection des organes de fonctionnement est assurée par une coiffe qui reste attachée au réservoir.

Le fond de l'extincteur est bombé et protégé par un anneau de base assurant une garde au sol d'au moins 8 mm de hauteur.

2°) Dispositif de transport.

Coiffé ou non, l'extincteur doit pouvoir être déplacé facilement dans les travaux souterrains.

3°) Manipulation.

L'extincteur est muni d'un tuyau d'éjection d'au moins 70 cm de longueur, y compris la lance.

L'appareil est muni d'un dispositif permettant d'interrompre son fonctionnement.

4°) Epreuve d'efficacité de l'extincteur.

a) Feu de bois.

L'appareil est mis à l'épreuve dans une galerie d'incendie de 24 m de longueur et d'une section de $1,8 \times 1,8$ m. La vitesse de l'air y est d'environ 1,10 m/s avant la mise à feu de l'incendie expérimental. A une distance de 19,5 m de l'entrée de la galerie, on érige près de la paroi gauche une pile de bois constituée par des bûches de bois résineux de 4×4 cm de section et de 45 ou 60 cm de longueur. Les bûches sont placées sur une grille qui est à 17 cm de l'aire de voie. Elles sont étagées en croix sur une surface de 45×60 cm de manière qu'il y ait des vides de 4 à 5 cm entre chacune des bûches (soit 8 rangées de 5 en 60 cm et 7 rangées de 7 en 45 cm). Le côté large de cette pile est orienté face au courant d'air et est à 10 cm en arrière du bord de la grille.

Devant et contre la grille, on allume 500 cm^3 de gasoil pour moteur Diesel additionnés de 250 cm^3 d'essence d'auto et placés dans un récipient parallélépipédique en fer de 35×25 cm de surface, le long côté étant parallèle au bord de la grille.

Le bord supérieur du bac se trouve dans le plan de la grille.

On laisse agir le foyer initial pendant 6 min sur la pile de bois, puis on enlève le récipient.

L'extincteur est ensuite mis en action après un délai supplémentaire de 4 min 30 s.

L'incendie est attaqué à une distance de 3 m ; on peut s'en approcher davantage, si c'est possible, sans dépasser la face avant du bûcher.

Le nombre d'essais à exécuter est laissé à l'appréciation de la station d'essais, sans être inférieur à trois.

L'extincteur est considéré comme satisfaisant lorsque deux essais au moins, avec chaque fois une charge de l'appareil, ont éteint l'incendie à un point tel que son extension peut être empêchée sans secours spéciaux.

b) Feu d'huile.

Dans la galerie d'incendie, à une distance de 19,5 m près de la paroi gauche, on dépose une cuve

de $1,5 \times 1 \times 0,10$ m contenant 15 l de gasoil pour moteur Diesel.

La cuve présente son côté étroit au courant d'air. Parallèlement aux parois les plus courtes, on place dans la cuve deux traverses en bois de 1 m de longueur, portant des rails fixés par des clous. Les arêtes extérieures des traverses sont à une distance de 5 cm des parois les plus courtes.

Le gasoil est mis à feu à l'aide de 6 pelotes de déchets de coton imbibées d'essence d'auto et enflammées ; ces pelotes ont la grosseur du poing et sont réparties également sur toute la surface.

L'extincteur est mis en action lorsque toute la surface du gasoil, ainsi que les traverses imbibées de gasoil, sont en flamme et au plus tôt après 3 min. L'incendie est attaqué à une distance de 3 m. L'épreuve d'agrément de l'extincteur comporte au moins 3 essais d'extinction avec le même appareil et en aucun cas l'incendie ne peut se rallumer.

Un extincteur agréé et sa charge restent en observation à l'Institut National des Mines.

Résultats des essais de l'extincteur Type II (15 litres de capacité)

Ces résultats sont mentionnés dans le tableau 26.

Les extincteurs à poudre, comme ceux à mousse physique, peuvent certes fonctionner en position horizontale mais, dans cette position, nous avons remarqué qu'ils ne se vident pas complètement et parfois seulement en petite quantité. Il y aura donc lieu, lors de l'initiation du personnel, de montrer l'inclinaison la meilleure à adopter pour obtenir une vidange maximum de l'appareil.

Conclusion.

Les extincteurs à poudre universelle examinés répondent à toutes les conditions d'agrément de la circulaire 116 de la Direction Générale des Mines.

Quant aux extincteurs à mousse qui nous ont été soumis, nous avons constaté des anomalies au point de vue diélectrique ; ils seront examinés à nouveau en 1960, en même temps que les appareils présentés par les autres firmes.

Nous ajouterons qu'à notre avis, il est indispensable d'apprendre au personnel la façon de se servir de tous ces appareils et, à cette occasion, de leur montrer la meilleure inclinaison à adopter pour obtenir un rendement maximum quand on est amené à les utiliser dans une autre position que la position verticale.

2. — APPAREIL DE SAUVETAGE

Un seul appareil de sauvetage a été expérimenté avec la collaboration des sauveteurs de la station de Frameries.

TABLEAU 26

Désignation de l'appareil	Poids de l'appareil rempli en kg	Poids de matière utilisée pour l'extinction en kg	Essai diélectrique en mA	Temps de vidange en secondes	Résultats obtenus		
<i>Mousse physique</i>							
a) Feu de bois							
L.15 But	35.0	15.3	nous avons constaté des anomalies et poursuivons nos essais	86	+		
	35.7	15.0			○		
	36.2	16.0			○		
	35.5	15.5			○		
b) Feu de gasoil							
L.15 But	35.0	15.2			+		
	36.5	15.5			○		
	35.6	15.6			○		
	36.0	16.0	○				
	34.8	15.1	○				

+ indique la réinflammation
○ indique l'extinction

L'appareil respiratoire Fenzy modèle 55, qui peut être utilisé dans les industries sidérurgiques et autres soumises au contrôle de l'Administration des Mines, à l'exclusion des travaux du fond des mines, a été porté au cours des exercices habituels d'entraînement dans une salle chauffée à des températures comprises entre 30 et 31,5°.

Description.

L'appareil respiratoire Fenzy, modèle 55, est du type « à circuit fermé » ; il comprend (fig. 62) :

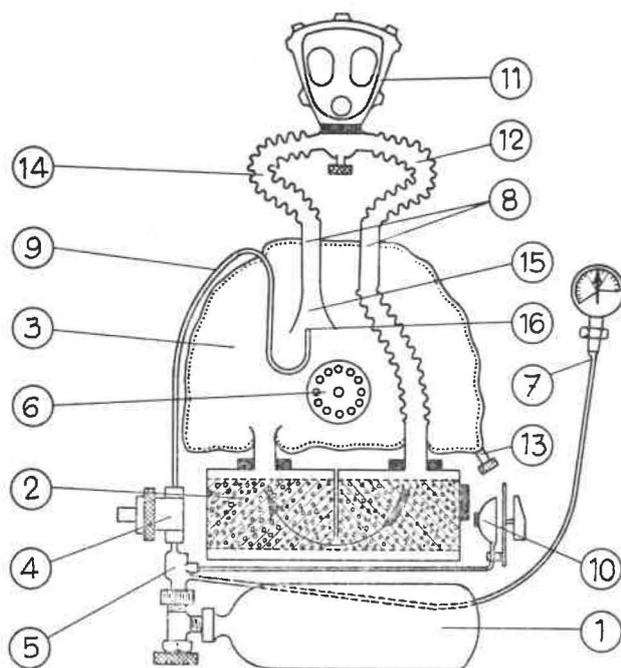


Fig. 62. — Schéma de l'appareil Fenzy modèle 55.

- une bouteille d'oxygène (1) de 1,5 litre comprimé à 150 kg/cm² ;
- une cartouche génératrice (2) contenant de la chaux sodée qui retient le gaz carbonique de l'air expiré ;
- un sac respiratoire (3) en tissu imperméable. Sur ce sac sont fixés :
 - les deux raccords de branchement au régénérateur ;
 - le dispositif insufflateur d'air (8) et les raccords des tuyaux annelés ;
 - la boîte à soupape de surpression (6) ;
 - le tuyau d'arrivée d'oxygène (9) ;
 - le raccord de purge d'eau du sac (13).

L'insufflateur d'air comporte un cône Venturi (15) avec gicleur (16) d'où s'échappe l'oxygène provenant du détendeur (4).

Le pot de raccordement porte les deux raccords d'entrée et de sortie sur lesquels sont fixés les tuyaux annelés (12) et (14).

Un bloc haute pression (5) relie le robinet de la bouteille au détendeur (4) au tube manométrique (7) et à l'avertisseur à sonnerie (10).

Le détendeur (4) est placé à la sortie de la bouteille ; il est destiné à ramener la pression de la bouteille à 1 kg environ pour l'alimentation du gicleur par le tuyau d'arrivée (9).

L'avertisseur à sonnerie (10), que l'on arme d'un demi-tour lors de la mise en marche de l'appareil, se déclenche et ralentit lorsque la pression de la bouteille tombe à 30 kg/cm², c'est-à-dire lorsque l'appareil entre dans le dernier quart d'heure d'utilisation.

Le poids total de l'appareil masque compris est de 9,5 kg.

Fonctionnement de l'appareil.

Lors de la mise en service de l'appareil, on ouvre le robinet de la bouteille ; l'oxygène détendu arrive au gicleur (16) et souffle dans le cône de Venturi (15), en entraînant l'air du sac respiratoire (3) dans le tuyau d'inspiration (14). Cet air balaie le masque (11), arrive au régénérateur (2) par le tuyau annelé (12) et retourne au sac (3) après avoir été débarrassé de son gaz carbonique par la chaux sodée.

L'appareil ne comporte aucun clapet, seule la soupape de trop-plein (6) s'ouvre lorsque le sac arrive à un certain état de gonflement.

Essais.

Nous avons vérifié le fonctionnement de l'appareil en le faisant porter par des sauveteurs de la station de Frameries qui ont exécuté les exercices nor-

maux d'entraînement, marche à plat, ascensions et descentes alternées et répétées d'échelles verticales et de plans inclinés.

Quatre essais ont été effectués.

Pour chaque essai, on a :

- 1° relevé la température de la salle d'exercices ;
- 2° mesuré la température de l'air arrivant au masque ;
- 3° noté la consommation d'oxygène ;
- 4° effectué des prélèvements d'air régénéré dans le tuyau d'inspiration.

Les résultats sont reportés au tableau 27.

Conclusion.

L'appareil respiratoire Fenzy, modèle 55, peut être utilisé dans les industries sidérurgiques et autres soumises au contrôle de l'Administration des Mines, à l'exclusion des travaux du fond des mines.

TABLEAU 27

	I	II	III	IV
Durée (en min)	70	70	70	68
Température dans la salle	30°	30°	30° - 31,5°	30,5°
Température de l'air régénéré	44°	42°	45°	42°
Air régénéré :				
O ₂ %	86,65 à 97,75	79,03 à 96,99	69,85 à 97,17	75,27 à 97,63
N ₂ %	13,24 à 2,16	20,89 à 2,95	29,28 à 2,73	24,70 à 2,25
Consommation d'oxygène litres/min	3,2	3,1	3,1	3,4

XI.— TRAVAUX DES LABORATOIRES DE CHIMIE

L'activité de nos laboratoires a été consacrée aux analyses :

- de mélanges électrolytiques prélevés pour l'étude des batteries anti-grisouteuses de locomotives électriques 210
- de mélanges gazeux :
 - pour essais d'empilages de locomotives 15
 - pour agréation d'une lampe 6

A la demande des Divisions, il a été procédé, en outre, aux travaux suivants :

- analyses de gaz : détermination de H₂ - N₂ - CO - CO₂ 23
- examens et analyses d'échantillons de poussières neutralisées 187

- analyses d'échantillons de charbon de sondage 22
- analyses d'échantillons de charbon 55
- dosages de soufre dans un charbon provenant d'une couche à feu spontané 2
- examen au densitomètre d'échantillons de poussières prélevés dans les charbonnages 2.633

Préparation et analyse des charbons.

A. Préparation.

I. Echantillon de poussières neutralisées.

a) *But de la neutralisation.*

Afin d'éviter les coups de poussières, on pratique la neutralisation généralisée. Celle-ci consiste à je-

ter, sur les parois des galeries, sur l'aire de voie et dans tous les endroits poussiéreux, une quantité de poussières inertes suffisante pour que le mélange des deux poussières ne soit plus susceptible de propager une explosion. Les poussières inertes généralement utilisées sont le schiste broyé, les craies et le filler calcaire. Les cendres de carneaux ne sont pas à conseiller.

b) Préparation de l'échantillon.

1) Peser une certaine quantité (20 g) préalablement homogénéisée.

2) Tamiser l'échantillon aux tamis de 1600 et de 6400 mailles/cm².

Pour que la matière inerte soit efficace, il faut qu'elle ait la même finesse que les poussières déposées dans les différents endroits de la mine. Nous avons constaté que ces dernières traversent le tamis de 1600 mailles et ont une finesse telle que 80 à 90 % traversent même le tamis de 6.400 mailles. Il s'ensuit que la poussière inerte devrait donc être broyée de façon qu'elle contienne au moins 80 % passant au travers du tamis de 6400 mailles.

Pour nos analyses, nous considérons que, seules, les poussières traversant le tamis de 1600 mailles, ont une action efficace lors d'une explosion.

Nous déterminons donc :

- le poids du refus au tamis de 1600 mailles/cm² ;
- le poids du refus au tamis de 6400 mailles/cm² ;
- le poids de ce que laisse passer ce dernier.

Broyer le refus du 6400 mailles et le mélanger à la partie non retenue par ce tamis.

3) Sécher à l'étuve à 105°/110° C (jusqu'à poids constant).

4) Dosier les cendres.

De nombreuses expériences ont été faites antérieurement dans notre galerie métallique, en opérant avec différents mélanges de charbon et de matière neutralisante.

Il a été constaté que les différents charbons de plusieurs charbonnages de Campine avaient à peu près la même teneur en matières volatiles, de l'ordre de 30 %. Dans ce bassin, la matière neutralisante généralement utilisée est le schiste ou le filler calcaire. Pour obtenir une bonne neutralisation de ces charbons avec ces produits, la teneur en cendres de l'échantillon neutralisé doit être au moins de 75 % lorsque l'on emploie du schiste et de 52 % lorsque l'on utilise le filler calcaire.

Il est bien entendu que l'incinération de l'échantillon neutralisé se fait conformément aux conditions indiquées ci-dessous, au paragraphe « analyse des charbons ».

Les charbons des charbonnages du Bassin du Sud, qui nous ont été soumis, titraient respectivement environ 30 %, 22 % et 16 % de matières volatiles.

Il convient de noter que certains charbons, dont la teneur en matières volatiles est de 22 %, se comportent parfois comme ceux qui titrent 30 %. Il est à supposer que cela tient à la constitution intime de ces charbons.

Dans le Bassin du Sud, la matière neutralisante généralement employée est la craie, pour laquelle nous avons pu établir les critères suivants :

a) pour les charbons qui titrent environ 16 % de matières volatiles, l'échantillon neutralisé doit avoir une teneur en cendres minimum de 41 % ;

b) pour les charbons dont la teneur en matières volatiles est de 22 % et 30 %, l'échantillon neutralisé doit avoir une teneur en cendres minimum de 49 %.

II. Echantillons de charbon prélevés dans la veine.

Pour établir les critères de classification sous le rapport du risque d'inflammation des poussières en vue de l'emploi des explosifs (Police des Mines, page 285), il est nécessaire de connaître la teneur en matières volatiles du charbon.

1°) Broyer l'échantillon jusqu'à ce qu'il traverse complètement le tamis de 6400 mailles.

2°) En prélever une partie aliquote.

3°) La sécher à l'étuve à 105/110° C (jusqu'à poids constant).

4°) Dosier l'humidité - les cendres - les matières volatiles.

III. Charbon de sondage.

L'analyse de ce charbon, jointe à certains renseignements recueillis par le Service géologique, permet, d'une part, de déterminer l'appartenance des couches traversées aux couches connues et exploitées par les charbonnages du bassin, d'autre part, de connaître la qualité de la couche par examen de l'échantillon aux liquides denses.

1°) Nettoyer l'échantillon à l'éther. Filtrer et continuer le lavage jusqu'à ce qu'il n'y ait plus de tache d'huile sur le filtre.

2°) Passer aux liquides denses : 1,30 et 1,60 (fig. 63).

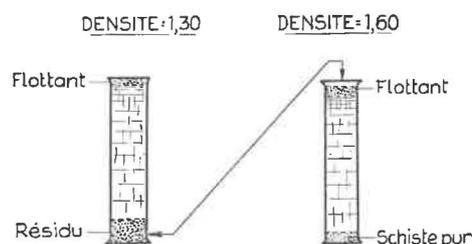


Fig. 63.

Avec le liquide de densité 1,30 deux fractions :
— flottant
— résidu.

Le résidu à 1,30 est versé dans le liquide à 1,60, d'où deux fractions :

- flottant
- schiste pur.

On pèse :

- a) le flottant à 1,30
 - b) le flottant à 1,60
 - c) le résidu à 1,60
- 3°) Le flottant à 1,30 doit être :
- a) séché
 - b) broyé
 - c) tamisé au tamis de 6400, il ne peut laisser de refus.
 - d) séché à 105/110° C — jusqu'à poids constant.
- 4°) Doser les matières volatiles et les cendres sur charbon sec.

B. Analyse.

Pour tous les échantillons, tant neutralisés que prélevés en couche et que provenant des sondages.

I. Humidité.

- 1) Peser une certaine quantité de l'échantillon (1 - 5 - 10 - 20 g ...).

- 2) Chauffer à l'étuve à 105/110° C jusqu'à poids constant.

II. Matières volatiles.

- 1) Peser 1 kg de charbon sec.
- 2) Introduire dans le four maintenu à 1040° C.
- 3) Dès que la flamme, qui apparaît entre le bord du creuset et le couvercle a disparu, attendre deux minutes. Après ce temps, enlever immédiatement le creuset du four.
- 4) Placer dans un dessiccateur.
- 5) Peser à nouveau et déterminer le pourcentage en M.V.

III. Cendres.

- 1) Peser 1 g de charbon sec.
- 2) Introduire la nacelle dans le four froid et monter progressivement en température.
Pour les échantillons de charbon de couche et de sondage, pour les échantillons neutralisés avec le schiste, laisser cette nacelle pendant une heure à 900/950° C. Pour les échantillons neutralisés avec le filler calcaire et la craie, maintenir la température à 1020/1040° C pendant une heure.
- 3) Peser à nouveau et déterminer le pourcentage des cendres.

XII. — GRISOMETRIE

TABLEAU 29

Classement par catégorie, division et teneur en méthane.

Catégorie	Division	Répartition suivant teneur en CH ₄				Totaux
		0 à 0,5 %	0,5 à 1 %	1 à 2 %	> 2	
1 ^{re}	Borinage - Centre	79	15	1	3	98
	Charleroi - Namur	195	51	13	1	260
	Liège	124	47	10	3	184
	Campine	60	27	8	—	95
	Totaux :	458	140	32	7	637
2 ^{me}	Borinage - Centre	135	56	106	115	412
	Charleroi - Namur	62	59	21	4	146
	Liège	54	21	12	—	87
	Campine	—	—	—	—	—
	Totaux :	251	136	139	119	645
3 ^{me}	Borinage - Centre	168	112	158	151	589
	Charleroi - Namur	5	3	3	1	12
	Liège	—	—	—	—	—
	Campine	—	—	—	—	—
	Totaux :	173	115	161	152	601

En 1959, nous avons contrôlé 2 grisoumètres pour le compte d'un charbonnage.

TABLEAU 28
Nombre de prélèvements analysés.

Division	1958	1959
Borinage - Centre	1.808	1.099
Charleroi - Namur	607	418
Liège	250	271
Campine	121	95
	2.786	1.883

XIII. — RECHERCHES DIVERSES

A. — DISPOSITIFS ANTI-RETOUR DE FLAMME POUR TUYAUX D'ACÉTYLENE

Ces appareils sont prévus pour être montés, soit à la sortie du manodétendeur placé sur la bonbonne d'acétylène, soit sur le tuyau même d'adduction du gaz au chalumeau dans le but d'empêcher tout retour de flamme jusqu'à la bonbonne et de supprimer ainsi une cause d'explosion de cette dernière.

Dans le tuyau d'acétylène, il peut se produire des mélanges tonnants d'acétylène et d'oxygène par suite, par exemple, d'une obstruction momentanée du bec du chalumeau.

La pression de l'oxygène étant plus élevée que celle de l'acétylène, le premier gaz remonte dans le tuyau d'amenée du second et y forme avec ce dernier un mélange tonnant que la flamme remonte à très grande vitesse.

Il ne paraît pas impossible non plus qu'il se produise des mélanges d'acétylène et d'air à partir du manodétendeur même, par suite de l'existence accidentelle d'une communication avec l'atmosphère à un endroit où le jet d'acétylène crée une dépression. Dans ces conditions, le coupe-flamme éventuel intercalé dans le tuyau est parcouru par le mélange.

L'essai consiste donc à faire passer dans l'appareil qui nous est soumis un mélange d'acétylène et d'oxygène convenant pour la soudure. Ce mélange est allumé du côté aval. Pour que l'essai soit satisfaisant, la flamme ne doit pas passer du côté amont.

Le dispositif d'essai est représenté schématiquement à la figure 64.

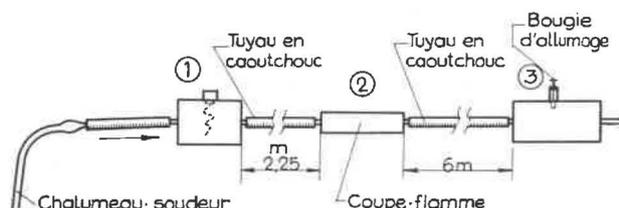


Fig. 64.

Le dispositif (2) est relié par tuyau souple de chalumeau, d'une part, côté entrée du gaz, à un réservoir (1) de 100 cm³ en acier, contenant une touffe de coton nitré et, d'autre part, côté sortie du gaz, à un réservoir analogue pourvu d'une bougie d'allumage et débitant à l'atmosphère par une buse-lure. Le coton nitré sert de témoin du passage de la flamme.

Le mélange est préparé au moyen d'un chalumeau-soudeur. Celui-ci est allumé et on règle les débits d'oxygène et d'acétylène pour obtenir une flamme normale. On repère la pression aux manomètres B.P. des détendeurs. On ferme les bonbonnes et, lorsque le chalumeau est éteint, on les ouvre à nouveau. Le chalumeau débite un mélange d'air et d'acétylène convenant pour la soudure.

Ce mélange est injecté dans le dispositif d'essai et y circule continuellement du réservoir (1) au réservoir (3). En surveillant la pression aux détendeurs, on contrôle la constance du mélange.

Les bonbonnes sont par raison de sécurité installées dans un réservoir en acier qui limiterait la portée des éclats résultant d'une explosion éventuelle.

1) Soupape anti-retour Florian.

Cette soupape est représentée schématiquement à la figure 65.

La propriété d'arrêter la flamme est due au cylindre en métal fritté. Cette matière se présente comme un assemblage de petites billes, qui peuvent être microscopiques, juxtaposées et soudées par leurs points de contact. Elle est très poreuse et ne

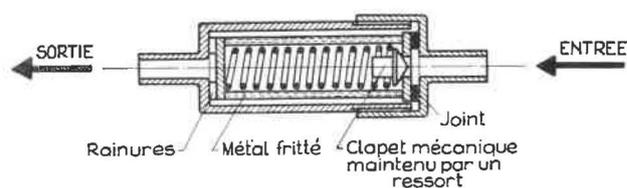


Fig. 65.

provoque qu'une perte de charge relativement faible.

Le clapet mécanique est là pour s'opposer dans la plupart des cas à une remontée d'oxygène dans le tuyau d'acétylène. En effet, une telle remontée s'accompagne généralement d'une surpression du côté sortie et le clapet se ferme, empêchant ainsi la formation d'un mélange tonnant à l'amont du dispositif.

L'appareil soumis à l'I.N.M. a subi suivant le procédé rappelé plus haut quelque deux cents essais qui sont résumés dans l'ordre chronologique au tableau 30.

TABLEAU 30

Série	Intervalle entre les essais	Nombre d'essais
1	5 min	3
2	1 min	35
3	30 s	42
4	15 s	20
5	30 s	120

Au cours de la cinquième série, on a obtenu une traversée au 94^{me} essai.

On procédait de la manière suivante.

Après dix essais consécutifs, on vérifiait l'état du témoin en coton nitré. A ce moment, le dispositif coupe-flamme était tiède.

Après l'essai qui a donné la traversée, le dispositif était très chaud.

Cette température élevée et le fait que la traversée ne s'est pas renouvelée aux essais suivants montrent que ce phénomène n'est pas dû à une défec-tuosité de la soupape, mais à un concours de cir-constances qui pourrait se présenter à n'importe quel moment. La seule explication plausible est en effet la suivante. La flamme s'est établie à l'inté-rieur du corps du dispositif pendant l'intervalle en-tre deux essais, par suite probablement de la pré-sence de suie. Elle a échauffé le métal fritté suffi-samment haut pour lui faire perdre ses propriétés et elle est passée à l'amont.

Ce phénomène avait déjà été constaté à l'I.N.M. sur un appareil de même nature, mais d'origine dif-férente. Il était resté inexplicé à cause de l'insuf-fisance des observations.

Il ne nous a donc pas été possible de préconiser ou de recommander le dispositif Florian, pas plus d'ailleurs que le précédent qui avait donné lieu à une traversée identique.

2) Soupape Carolo.

Ce dispositif est une simple soupape qui s'ouvre pour laisser passer l'acétylène quand un appel vient du chalumeau. Il ne peut donc s'employer qu'avec

les chalumeaux dont la tubulure d'acétylène est mise en dépression sous l'action du jet d'oxygène.

Cet appareil semble devoir s'opposer efficacement à la constitution, à partir du chalumeau, de mélan-ges tonnants dans le tuyau d'acétylène.

En effet, si de l'oxygène remonte dans celui-ci à un moment donné, il y rétablit une pression au moins égale à la pression atmosphérique à l'aval du dispositif et celui-ci se ferme, empêchant toute ar-rivée d'acétylène.

Une flamme peut donc remonter à la rigueur jus-qu'à la soupape, mais pas au-delà puisqu'il n'y existe pas de mélange inflammable.

C'est tout différent si le mélange se forme à l'amont du dispositif comme l'a montré l'unique essai auquel nous avons soumis cet appareil.

Suivant la méthode déjà décrite, le mélange a été injecté à l'amont et allumé à l'aval. La flamme a traversé le dispositif.

Conclusion.

Il ne nous a donc pas été possible de préconiser ou de recommander cet appareil.

B. MATERIEL ANTISTATIQUE

Des charges d'électricité statique peuvent dans certains cas se développer sur des corps conducteurs isolés, et notamment lorsque ceux-ci sont soumis au frottement, soit d'un courant d'air à grande vitesse emportant des particules solides, soit de matériaux non conducteurs de l'électricité.

Le premier cas est celui des pièces de raccord fixées sur les flexibles à air comprimé et le second celui d'un rouleau pour courroie, si ce rouleau est isolé du sol.

L'accumulation des charges est évitée et, par consé-quent, tout danger est écarté si l'on rend conduc-teur le matériau qui est normalement isolant.

L'essai consiste donc à relier au sol l'un des pô-les d'une machine électrostatique par l'intermédiaire de l'élément à vérifier. Si la tension de ce pôle, me-surée au voltmètre électrostatique, tombe à zéro au moment où l'on établit la liaison avec le sol, l'élé-ment (flexible ou rouleau) est suffisamment con-ducteur.

A titre indicatif, nous avons mesuré au mégohm-mètre à magnéto, la résistance de l'élément à vé-rifier. La magnéto donne une tension continue de 500 V.

1) Rouleau pour transporteur à courroie.

Ce rouleau construit par la firme F. Heuchamps à Courcelles tourne sur son axe par l'intermédiaire de bagues auto-lubrifiantes en matière synthétique. Il n'y a donc aucune liaison métallique entre la sur-face extérieure et l'axe du rouleau. Si les bagues étaient isolantes, les charges électrostatiques pour-

raient s'accumuler sur le rouleau par suite du frottement de la bande.

L'essai à la machine électrostatique a montré que les bagues possèdent une conductibilité suffisante. Au moment où l'on établissait la liaison du pôle de la machine avec le sol par les bagues, la tension tombait de 16.000 V à zéro.

La résistance des deux bagues en parallèles, mesurée au mégohmmètre, est de 0,03 mégohm.

Conclusion.

Ce rouleau se comporte donc au point de vue électricité statique comme s'il était entièrement métallique.

2) Tuyaux flexibles pour air comprimé.

Le tableau 31 donne les résultats d'essais des flexibles qui nous sont parvenus cette année.

Les cinq premiers nous ont été soumis par un charbonnage et les autres par les fabricants.

TABLEAU 31

Marque	Longueur	Ø mm	Tension			Résistance d'isolement sous 500 V
			Machine	après liaison au sol		
				par C.I.	par C.E.	
Englebert						
« Neutravolt »	6	15/20	22.000	0	0	0,2
id.	6	25/40	22.000	0	0	0,5
id.	6	68/96	22.000	0	0	1,0
id.	6,25	32/45	25.000	0	5.000	40,0
id.	6	32/45	25.000	0	5.000	20,0
id.	7,50	15/20	25.000	0	0	5,0
Pirelli						
« Pres Belgomine »	7,50	15/20	24.000	0	0	0,15
Bergougnan						
« Exvolt »	7,50	15/20	18.000	0	8.000	0,5

Tous ces flexibles donnent des résultats satisfaisants.

XIV. — AGREATION D'APPAREILS ELECTRIQUES ET AUTRES

AGREATION D'APPAREILS

En 1959, l'Institut National des Mines a proposé pour agréation 53 appareils électriques et autres soit :

— Appareils électriques : 32

Moteurs	2
Batterie pour loco électrique	1
Téléphones et signalisation	5
Matériel électrique sujet à déplacement	2
Lampe électrique portative	1
Appareils électriques divers	20
Ohmmètre	1

— Divers : 21

Appareils de sauvetage	2
Courroies	18
Rouleau pour convoyeur	1

— Il a été procédé en outre à l'examen de 27 demandes pour modification d'appareils agréés.

Haveuse	1
Moteurs	4
Appareils électriques divers	11
Lampes électriques portatives	2
Matériel électrique sujet à déplacement	1
Téléphones et signalisation	2
Exploseurs	6

Les décisions et avenants font l'objet d'une note annexe.

En terminant le compte rendu de nos travaux sur l'exercice 1959, il m'est particulièrement agréable de remercier mes collaborateurs MM. Callut, Cheppe, Nenquin, Fally, Samain, Cyprès et Poivre, dont l'aide m'a été précieuse pour l'élaboration du présent rapport.

INSTITUT NATIONAL DES MINES

Rapport sur les travaux de 1959

ANNEXE

Liste des appareils électriques et divers

agréés en 1959

sur proposition de l'Institut National des Mines.

N.B. — Nous désignons par « demandeur » la firme ayant sollicité l'agrément. Lorsque le « demandeur » n'est pas le « constructeur », celui-ci est désigné dans la colonne « Observations ».

I. — HAVEUSE

Date de la décision	Demandeur	N° de la décision	Observations
14-5-59	E ^{ts} Beupain, 105, rue de Serbie, Liège.	4/59/B/212	3 ^e avenant à la décision 13E/6999 du 2-4-1947 relative à la haveuse Anderson Boyes type A.B.15. Modification de détail. - Plan B. 2/160.2.

II. — MOTEURS

Date de la décision	Demandeur	N° de la décision	Observations
4-5-59	E ^{ts} Beupain, 105, rue de Serbie, Liège.	4/59/B/233	Avenant à la décision 13E/7284 du 26-10-1948 relative au treuil électrique Pikrose type 3, à simple tambour. Modifications caractéristiques électriques.
4-5-59	E ^{ts} Beupain, 105, rue de Serbie, Liège.	4/59/B/234	Avenant à la décision 13E/7284 du 26-10-1948 relative au treuil électrique Pikrose type 3 à double tambour. Modifications caractéristiques électriques.

II. — MOTEURS

Date de la décision	Demandeur	N° de la décision	Observations
26-6-59	C ^{ie} Joy Sullivan, 66, Bd. de l'Impératrice, Bruxelles 1.	4/59/B/300	Treuil Joy Sullivan mod. D.113 construit par la firme Joy Sullivan Ltd à Greenock (Ecosse) actionné par l'un des moteurs électriques (5,5 ou 7,36 kW) construit en collaboration avec la « Metropolitan Vickers » de Manchester et de « Pruce Peebles » d'Edimbourg suivant plans 655 BBM et X.1902/2 BBM
29-7-59	E ^{ts} Beaupain, 105, rue de Serbie, Liège.	4/59/B/329	Avenant aux décisions 4/54/115/4953 du 21-12-54 et 13E/8776 du 17-9-53 relatives aux moteurs de treuils Pickrose types S.3 - 35 ch et S.2.A - 25 ch. Utilisation d'une entrée de câble du type d. 960 Gu construite par la firme Göthe à Mülheim (Ruhr) et agréée par la décision 13E/8805 du 19-10-1953 et les avenants 4/54/115/1920 du 4-6-1954 et 4/55/115/3067 du 9-9-1955. Voir plan B.2222.
26-8-59	S.A. d'Etudes et Rationalisation de Travaux Miniers, rue A. Masquelier, 32, Mons.	4/59/B/375	Second avenant à la décision 4/56/115/2756 du 5-9-1956 relative au moteur du cylindre « poussoir Raco » type III - Puissance portée de 6,5 à 7,5 kW.
4-11-59	Ateliers de Constructions Electriques de et à Charleroi	4/59/B/503	Enveloppe type A.K.G.c. 4166 pour moteurs électriques asynchrones triphasés, 190 à 1.000 V, 600 à 1.500 tr/min, 24 à 42 kW \pm 50% - Plan 1.022.885.

III. — APPAREILS DIVERS

Date de la décision	Demandeur	N° de la décision	Observations
9-1-59	S.P.R.L. Jema, 18/22, rue de Menin, Bruxelles 8.	4/59/B/6	Troisième avenant à la décision 13E/8044 du 18-8-1951. Modification du coffret type E.130 qui est actuellement désigné type E.130.A - Plan E.584.
16-1-59	Ateliers de Constructions Electro-Mécaniques, 55, rue J. Schmidt, à Dampremy.	4/59/B/21	Deuxième avenant à la décision 13E/8256 du 20-3-1952 relative au coffret interrupteur tripolaire 550 V, 30 A. - Plan 453. Modifications de détail. Appareil désigné actuellement coffret disjoncteur tripolaire 500 V, 200 A - Plan n° 4513.
4-2-59	Ateliers de Constructions Electriques de et à Charleroi	4/59/B/32	Transformateurs secs types T.b.G.S ₂ 2955 (75 kVA); T.b.G.S ₂ 3055 (100 kVA); T.b.G.S ₂ 3155 (125 kVA); T.b.G.S ₂ 3255 (160 kVA); T.b.G.S ₂ 3355 (200 kVA); T.b.G.S ₂ 3455 (250 kVA); T.b.G.S ₂ 3555 (315 kVA); T.b.G.S ₂ 3655 (400 kVA); et T.b.G.S ₂ 3755 (500 kVA) - Plan 2.085.719.

III. — APPAREILS DIVERS

Date de la décision	Demandeur	N° de la décision	Observations
5-2-59	S.A. Electromécanique, 19, rue L. Crickx, Bruxelles 7.	4/59/B/65	Avenant aux décisions 4/55/115/3064 du 8-9-55 et 4/58/B/387 du 24-7-58 relatives aux appareils dits « Tranches ADS.753 et 754. La boîte de raccordement peut être utilisée avec ou sans remplissage de masse isolante ou de quartz.
10-2-59	Ateliers de Constructions Electro-Mécaniques, 35, rue J. Schmidt, à Dampremy.	4/59/B/84	Deux types d'entrée pour câble armé - Plans 61.127 et 61.149.
25-2-59	Ateliers de Constructions Electro-Mécaniques, 35, rue J. Schmidt, à Dampremy.	4/59/B/101	Transformateur sec, 500/110 V, 10 kVA - Plans 51.179 et 61.107.
11-3-59	S.A. Schröder, à Ans-lez-Liège.	4/59/B/128	Coffret type AD.300 pour appareillages électriques divers, équipé de boîtes à bornes et d'entrées de câble déjà agréées - Plans 761.111/0 et 761.166/3.
20-3-59	Société Nouvelle Siemens, 116, chaussée de Charleroi, à Bruxelles 6	4/59/B/126	Avenant aux décisions 13E/8581 du 12-1-1953 - 4/54/115/1815 du 26-5-54 - 4/56/115/2755 du 6-9-1956 - 4/56/115/3758 du 17-12-1956 - 4/56/115/3853 du 24-12-1956 et 4/57/115/2569 du 22-10-1957 relatives aux coffrets A.S.C. - A.C.D. - A.C.S.1 - A.C.S.2 - A.C.S.4 et A.T.S. utilisation d'un type de regard pour appareil de mesure déjà agréé avec les coffrets A.T.D.1 et A.T.D.2 (décision 4/57/115/2569 du 22-10-1957) - Plan 336.094.
20-3-59	S.A. Schröder, à Ans-lez-Liège.	4/59/B/127	Avenant à la décision 4/58/B/436 du 14-8-1958 relative au coffret type A.D. 190 utilisation d'un regard pour appareil de mesure faisant l'objet de l'agrément 4/54/115/1379 du 21-4-1954 - Plan 761.166/3.
20-3-59	Société Nouvelle Siemens, 116, chaussée de Charleroi, à Bruxelles 6	4/59/B/148	Coffrets types A.F.M. pour manipulateurs et A.F.B. boîte à connexions avec entrée de câble - Plan n° 138.654.
20-3-59	Ateliers de Constructions Electriques de et à Charleroi	4/59/B/150	Boîtier type EXC 6.000 pour camera de télévision utilitaire - Plan 1.200.465.
7-4-59	S.A. Electro-Appareils, 233, rue de la Loi, Bruxelles.	4/59/B/168	Coffret interrupteur, identifié EX.1201 G - EX.1202 G - EX.1205 G - EX.1206 G - EX.1207 G suivant l'appareillage qu'il contient et construit par la firme allemande Stotz-Kontakt G.m.b.H. de Heidelberg suivant plan EX.1201.07 G.

III. — APPAREILS DIVERS

Date de la décision	Demandeur	N° de la décision	Observations
7-4-59	S.A. L'Electricité Industrielle Belge, rue Pisseroule, Dison.	4/59/B/169	Second avenant à la décision 13E/8114 du 8-10-1951 relative au Coffret pour disjoncteur type D.S.R.G.350 - Modification de détail - Plan 421.480.
7-4-59	Ateliers de Constructions Electriques de et à Charleroi	4/59/B/170	Coffret pour controller type PACg - Plan 2.146.577.
22-4-59	S.A. L'Electricité Industrielle Belge, rue Pisseroule, à Dison.	4/59/B/206	Avenant à la décision 4/57/115/1230 du 30-4-1957 relative au coffret disjoncteur type D.A.G.6 - Modification de détail - Plan n° 441.451.
22-4-59	Ateliers de Constructions Electro-Mécaniques, 35, rue J. Schmidt, Dampremy.	4/59/B/207	Coffret sectionneur 7.000 V, 200 A, avec boîtes à bornes et entrées de câble - Plan 7.1158.
28-5-59	E ^{ts} Cigrang Frères, 152, chaussée de Malines, à Anvers.	4/59/B/248	Coffret interrupteur à 2 boutons-poussoirs construit par la S.A. Equipement électrique antidéflagrant, avenue du Général Bizot, 112, à Paris (12 ^e) suivant plan n° 5300 X.
28-5-59	Ateliers de Constructions Electro-Mécaniques, 35, rue J. Schmidt, à Dampremy.	4/59/B/258	Coffret de démarrage pour moteur de 37 kW (500 V) construit suivant plans 6.1.061 - 7.1.119 et 5.1.105.
16-6-59	Société Nouvelle Siemens, 116, chaussée de Charleroi, à Bruxelles 6	4/59/B/301	Caisson type A.D.S. pour la protection d'appareillage HT 7.000 V - Plan n° 138.024.
6-7-59	Maison Lejour, 30, av. Franklin Roosevelt, Bruxelles 5.	4/59/B/315	Relais de niveau à isotope radioactif ETA ₁ construit par la firme Landis et Gyr à Zoug (Suisse) - Schéma n° H.442.115.
11-7-59	Ateliers de Constructions Electro-Mécaniques, 35, rue J. Schmidt, Dampremy.	4/59/B/325	Coffret pour transformateur triphasé du type sec - 550/380 V ± 5 % puissance 5 kVA et appareillage divers - Plan 5.1.184.
13-7-59	Société Nouvelle Siemens, 116, chaussée de Charleroi, à Bruxelles 6	4/59/B/324	Second avenant à la décision 13E/8676 du 12.5.1953 (transformateur 200 kVA), Modifications de détail. Nouvelle désignation de l'appareil Type d.K.443 s/6 puissance 200 kVA - Plan 1.T.1675.3.
29-7-59	Equipement électronique, 184, chaussée de Vleurgat, Bruxelles.	4/59/B/328	Pont de mesure à transistors type T.200, construit par le Laboratorium voor Electronika à Rotterdam - Schéma n° 115/59 et 116/59 et vignette.

III. — APPAREILS DIVERS

Date de la décision	Demandeur	N° de la décision	Observations
29-7-59	Société Nouvelle Siemens, 116, chaussée de Charleroi, à Bruxelles 6.	4/59/B/330	Avenant à l'agrément 4/57/115/3242 du 12-12-1957 relative au coffret pour transformateur sec monophasé type d.E.163 n/06/8 kVA. Modification de détail. L'appareil sera identifié type d.E.203 n/06 puissance 10 kVA - Plan 1.T.1557-3.
7-8-59	E ^{ts} H.F. Destiné, 33, rue de la Vallée, Bruxelles 5.	4/59/B/360	Avenant aux décisions 13E/7540 du 18-10-49 et 13E/8717 du 6-7-53 relatives à un coffret de chantier construit par les Usines Victor Products de Wallsend-on-Tyne (Angleterre). Utilisation d'un socket construit par Victor Products suivant plan Q/3400 utilisable avec fiche Victor 30 A agréée par décision 13E/7929 du 19-4-51.
19-10-59	S.A. Electromécanique, 19, rue Lambert Crickx, à Bruxelles 7.	4/59/B/460	Coffret pour transformateur de potentiel du type basculant et coupe-circuits type A.D.S.T..B., construit par les Ets. Merlin & Gérin de Grenoble et destiné à compléter l'équipement électrique des coffrets dénommés « Tranches A.D.S.753 et A.D.S.754 » respectivement agréés par les décisions 4/35/115/3064 du 8-9-1955 et 4/58/B/387 du 24-7-1958 - Voir plan C ^B 7011.
4-11-59	Ateliers de Constructions Electriques de et à Charleroi	4/59/B/502	Boîtier pour interrupteur à tirage type Itex - Plans n° 2.200.769 et Si-C.I.12.
10-11-59	Sté Nouvelle Siemens, 6, rue des Augustins, Liège.	4/59/B/509	Troisième avenant à la décision 13E/8676 du 12-5-1953 : cuve pour transformateur sec type d.K.445s/6 200 kVA - Plan 1.T.1753 B.
22-12-59	S.A. Electromécanique, 19, rue Lambert Crickx, à Bruxelles 7.	4/59/B/552	Prise de courant avec fiche tripolaire et circuit de terre, 25 A 400 V type ML. 8039-839 construite par les Ets. Martin Lunel à Noizy-le-Sec (Seine) France - Plan C ^B 6900.
22-12-59	Ateliers de Constructions Electriques de et à Charleroi	4/59/B/553	Coffret disjoncteur type D.V.Z.g 400/600 destiné à la protection d'un disjoncteur extractible tripolaire 400 à 600 A, de deux appareils de mesures, d'une lampe de signalisation, de fusibles pour protection d'un voltmètre et d'une bobine de déclencheur à minima de tension - Plan n° 9.175.170.

IV. — LOCOS ELECTRIQUES ET MATERIEL POUR DITO

Date de la décision	Demandeur	N° de la décision	Observations
27-7-59	S.A. Accumulateurs Tudor, à Florival.	4/59/B/341	Coffret avec batterie de 54 éléments au cadmium nickel type 7 TG. 3 H. de 394 A/h - Plans F.1441.E - F.1201.G - F.1202.G - F.1308.E - F.1717.D - F.1268.F - F.1762.C.

V. — MATERIEL D'ECLAIRAGE SUJET A DEPLACEMENT

Date de la décision	Demandeur	N° de la décision	Observations
11-2-59	S.A. Les Ateliers Mécaniques, à Morlanwelz-Hayettes.	4/59/B/81	Lampe électro-pneumatique Dafluor à deux tubes fluorescents de 15 W chacun, construite par la firme anglaise Davis à Derby - Plans n° 4850 et 1476.c.
9-3-59	« Agincos », 38, rue Keyenveld, Bruxelles 5.	4/59/B/122	Armatures pour lampes à incandescence types d.3314 (100 W) et d.3315 (200 W) construites par la firme allemande Schanzenbach & C° de Frankfurt (Main) - Plan Z.5326.
20-3-59	S.A. Socome, 120-122, rue St-Denis, à Bruxelles 19.	4/59/B/125	Avenant à la décision 13E/8631 du 24-2-1953 relative à une armature d'éclairage pour lampe à incandescence du type Disco, utilisation d'un grillage de protection en une pièce soit en laiton, soit en aluminium ou silumin métallisé au zinc ou au laiton - Plan 51.088 F.O.B. 471.

VI. — TELEPHONES ET SIGNALISATION

Date de la décision	Demandeur	N° de la décision	Observations
22-1-59	S.A. Bell Téléphone Manufacturing Co, 1, place Francis Welles, Anvers.	4/59/B/33	Coffret interrupteur type d.G.3225a construit par la firme allemande Mix et Genest de Solingen Ohlrigs - Plan n° 2224 - 805 - 1.6.
19-3-59	S.A. Amelco, 25, Quai de Willebroek, Bruxelles.	4/59/B/134	Poste émetteur-récepteur radiophonique construit par la firme Mayday de Gilly - Plans n° 216.761 et 113/59.
15-5-59	Ateliers de Constructions Electriques de et à Charleroi.	4/59/B/222	Sonnerie à un coup dont l'enveloppe permet de réaliser sans modification les séries Scc EX - Sca EX - Scc EXc et Sca EXc comprenant chacune quatre types définis dans la feuille S.T.C.O. 15 - Plan 3.201.853 - Notice 5.208.450.

VI. — TELEPHONES ET SIGNALISATION

Date de la décision	Demandeur	N° de la décision	Observations
25-6-59	Matériaux et Produits Industriels, 9, Grand'Place, Anvers.	4/59/B/303	Postes téléphoniques à transistor T.T.55 construits par la Fernsprech Zubehördienst G.m.b.H. à Berlin - Schémas Tz.6, Tz.40 Bv 30/100 (Schaltbild) et Bv. 30/100 (Nach-Schaltbild).
26-6-59	Société Nouvelle Siemens, 116, chaussée de Charleroi, à Bruxelles 6.	4/59/B/302	Klaxon à membrane type d.G.Sg.Schg. 4a tension continue de 6 à 220 V suivant plan 145.622.
6-8-59	S.A. Compagnie Auxiliaire des Mines, 26, rue Egide Van Ophem, Bruxelles 18.	4/59/B/348	Avenant à la décision 4/55/112/2663 du 4-8-1955 relative à la lampe signal type 700 fabriquée par la Sté Friemann & Wolf à Duisbourg (Allemagne) - modifications de détail - Plans n° 700 V/II et 800 V/I.
14-12-59	Société Nouvelle Siemens, 116, chaussée de Charleroi, à Bruxelles 6.	4/59/B/540	Avenant à la décision 4/59/B/302 du 26-6-59 Klaxon à membrane type d.G.s.g.Schg. 3a - Tension alternative 6 à 220 V - Plan n° 145.622.

IX. — LAMPES ELECTRIQUES PORTATIVES

Date de la décision	Demandeur	N° de la décision	Observations
15-4-59	S.A. Ateliers Mécaniques à Morlanwelz-Hayettes.	4/59/B/193	Avenant aux décisions 13C/5429 du 11-3-1941 et 13C/7862 du 5-2-1951 relatives aux lampes types O.K.I et O.K.III construites par la firme C.E.A.G. de Dortmund. Modifications de détail.
14-5-59	Sté Belge d'Applications Electriques, 13, rue de la Limite, La Bouverie.	4/59/B/239	Lampe électrique portative type S.I.G. 72-3, destinée au personnel de maîtrise et construite par la firme Jungner de Stockholm (Suède) - Plans J.2 - 10517 - J.4.X-1014 - J.4.X-1015 - J.4.9876 et J.4-10514.
29-10-59	Compagnie Auxiliaire des Mines, 26, rue Egide Van Ophem, Uccle.	4/59/B/497	Cinquième avenant à la décision 13E/5590 du 29-5-1946 relative à la lampe Oldham type G.Y. Modifications de détail - Plan L.228 W.

XII. — EXPLOSEURS

Date de la décision	Demandeur	N° de la décision	Observations
15-9-59	S.A. Sertra, 32/34, rue A. Masquelier, Mons.	4/59/B/403	Avenant à la décision 13D/5551 du 23-5-1938 relative à l'exploseur type A.B.F.G.S. construit par la firme Schäffler de Vienne (Autriche). La durée de passage du courant est réduite à 4 ms.
15-9-59	S.A. Sertra, 32/34, rue A. Masquelier, Mons.	4/59/B/406	Avenant à la décision 13E/6235 du 28-6-1938 relative à l'exploseur type Z.E.B.F./A.50 (200 ohms) construit par la firme Ernst Brün de Krefeld (Linn) Allemagne. La durée du passage du courant est réduite à 4 ms.
15-9-59	S.A. Sertra, 32/34, rue A. Masquelier, Mons.	4/59/B/405	Avenant à la décision 13D/5345 du 28-8-35 relative à l'exploseur type Z.E.B./A.10 construit par la firme Ernst Brün de Krefeld (Linn) Allemagne. La durée de passage du courant est réduite à 4 ms.
16-9-59	S.A. Sertra, 32/34, rue A. Masquelier, Mons.	4/59/B/40*	Avenant à la décision 13D/6117 du 1-8-46 relative à l'exploseur Sertra type 1/100 (260 ohms, 1 A). La durée de passage du courant est réduite à 4 ms.
16-9-59	S.A. Sertra, 32/34, rue A. Masquelier, Mons.	4/59/B/404	Avenant à la décision 13D/5507 du 4-1-38 relative à l'exploseur type BDKMS 25 construit par la firme Schäffler de Vienne. La durée de passage du courant est réduite à 4 ms.
24-11-59	S.A. Sertra, 32/34, rue A. Masquelier, Mons.	4/59/B/528	Avenant à la décision 13D/5345 du 28-8-1935 relative à l'exploseur type Z.E.B./A/20 construit par la firme Ernst Brün de Krefeld (Linn). La durée du passage du courant est réduite à 4 ms.

XIII. — OHMMETRE

Date de la décision	Demandeur	N° de la décision	Observations
18-3-50	S.A. Automatique Electrique, Boomgaardstraat, Antwerpen.	4/59/B/149	Ohmmètre Minopzi construit par la firme Atea à Anvers - Plans SV.2542 et SV.2286.

XIV. — APPAREILS RESPIRATOIRES

Date de la décision	Demandeur	N° de la décision	Observations
16-2-59	S.A. Anthony Ballings, 6, avenue G. Rodenbach, Bruxelles 3.	4/59/B/87	Appareil respiratoire type BG 190 - durée d'utilisation : 3 h environ construit par la firme Dräger de Lübeck- Schéma n° 112/59.
15-4-59	Mr. Léon Smits, 69, avenue des Touristes, Bruxelles 15.	4/59/B/186	Appareil respiratoire Fenzy modèle 55 du type à circuit fermé. Construit par la firme Fenzy 16-18, Place de Villiers à Montreuil (Seine). Voir schéma 114/59.

XVI. — DIVERS

Date de la décision	Demandeur	N° de la décision	Observations
29-1-59	S.A. Unicomin, 41, rue de la Science, Bruxelles.	4/58/B/46	Courroie Dunlop 3 plis Starwear F.P.C. 115 au P.V.C.
29-1-59	S.A. Unicomin, 41, rue de la Science, Bruxelles.	4/58/B/47	Courroie Dunlop 5 plis F.P.C. 116 au P.V.C.
7-2-59	S.A. Englebert, 1, rue des Venues, Liège.	4/59/B/72	Courroie type Englebert I.N.4 à 4 plis à base de néoprène.
7-2-59	S.A. E ^{ts} Laroche-Lechat, Quai Ed. Pynaert, Gand.	4/59/B/73	Courroie type 80 N/IN.M. 5 plis au néoprène.
17-2-59	S.A. « Inesco », 20, Square de Meeus, Bruxelles 4.	4/59/B/89	Courroie type Reddaway 92-2-2-5 P.V.C. à 5 plis.
17-2-59	S.P.R.L. Plasticom, 160, rue Antoine Bréart, Bruxelles 6.	4/59/B/90	Courroie type INM/130 Scandura Gold Line Standard Monopli au P.V.C.
18-2-59	S.A. E ^{ts} Laroche-Lechat, Quai Ed. Pynaert, Gand.	4/59/B/88	Courroie type RP/75/INM Monopli au néoprène.
20-3-59	David-Moseley and Sons Limited, Chapelfield Works, Ardwick Manchester (12), Grande-Bretagne.	4/59/B/132	Courroie type Moseley Fire Résista n° 19 à 5 plis coton au P.V.C.
21-3-59	David-Moseley and Sons Limited, Chapelfield Works, Ardwick Manchester (12), Grande-Bretagne.	4/59/B/133	Courroie type Moseley Fire Résista n° 20 à 4 plis coton-Rayon au P.V.C.
7-4-59	H. Rost et C ^o à Hamburg-Hamburg (Allemagne).	4/59/B/163	Courroie type Balatros 7520 4 plis - chlorure de polyvinyle.

XVI. — DIVERS

Date de la décision	Demandeur	N° de la décision	Observations
15-4-59	Société « S.P.I.T. », 31, avenue Brillat Savarin, Ixelles-Bruxelles.	4/59/B/177	Pistolet à tampons SPIT construit par la Société de Prospection et d'Inventions techniques à Bourg-lez-Valence (Dôme - France) - Plan M.G.M.E. A ₂ 3300.
8-5-59	Turner Brothers Asbestos C° Ltd, 146, chaussée de Haecht, Bruxelles.	4/59/B/242	Courroie type Turner CBF 330/S/5 - 5 plis toile coton 33.0Z - P.V.C.
23-6-59	S.A. Kleber-Colombes, 295, av. Van Volxem, Bruxelles 19.	4/59/B/304	Courroie MZ.25 Nylcord 315 à base de néoprène - 5 plis.
8-7-59	Société Coopérative Prochar, 27, rue St-Jean, Anderlues.	4/59/B/326	Courroie Reflex 1800 R.S.2 - 3 plis en terrylène, revêtement en chlorure de polyvinyle fabriquée par Rubber Improvement Ltd à Wellingborough (Angleterre).
30-7-59	S.A. Carideng, Lanaken.	4/59/B/331	Courroie Carideng, marque INM/C.5 - 5 plis toile 850 g/m ² . Matière : à base de néoprène.
31-7-59	S.P.R.L. Plasticom, 160, rue Antoine Bréart, Bruxelles 6.	4/59/B/359	Courroie Monopli - matière plastique Scandura à base de P.V.C. Marque INM/131 Scandura Gold Line Heavy Duty.
10-8-59	Trelleborgs Gummifabriks Aktiebolgg à Trelleborg (Suède).	4/59/B/358	Courroie : 4 plis toile de 32 onces. Matière : à base de néoprène. Marque : Trelleborg - antiflamme 4.Z.660-4/2+2.
8-10-59	S.C. Progrès Charbonnier, 27, rue St-Jean, Anderlues.	4/59/B/447	Courroie 5 plis Coton 32 oz. Matière à base de chlorure de polyvinyle. Marque Léonex V.12.12. Fabricant : Rubber Improvement Ltd à Wellingborough (Angleterre).
30-11-59	Ateliers Hevaco, 44/46, rue Nestor Falise, à Courcelles.	4/59/B/531	Rouleau métallique avec bagues en matière synthétique autolubrifiante pour convoyeur à bande - Plan 540.A.
31-12-59	S.A. Kleber-Colombes, 295, av. Van Volxem, Bruxelles 19.	4/59/B/549	Courroie Kleber-Colombes 315-1 - 5 plis coton - Revêtement à base de néoprène.

Application de la géochimie à la recherche et à l'étude des gisements de cassitérite au Congo belge et au Ruanda-Urundi

par MM. VAES, HAINE et HERMAN

Samenvatting.

Het Centrum voor Mijnbouwkundige Opzoekingen van Bukavu, te midden van de mijnafzettingen van het Oosten van Kongo en van Ruanda-Urundi gelegen, wordt beheerd door de Directie van de Dienst der Mijnen van Belgisch Kongo en van Ruanda-Urundi. Het doel dat door dit Centrum wordt nagestreefd is de invoering van nieuwe minerale nijverheden en de uitbreiding van de productie van de reeds bestaande. Daartoe houdt het Centrum zich bezig met de studie van de prospectiemethodes, de inventaris van de voorraden van nog niet ontgonnen mineralen, de verbetering van de recuperatiemethoden, de studie van de transformaties die, uitgaande van de ontgonnen ertsen, economisch gezien met voordeel ter plaatse kunnen uitgevoerd worden, en van de vermindering der kostprijzen.

Tot nu toe geschiedde de opsporing en de voorafgaande studie van de kassiteriet-afzettingen op monsters grint opgenomen aan de oppervlakte, bijvoorbeeld in de flats van de waterlopen, of in de ondergrond, door middel van kostelijke en tijdrovende boringen of sleuwen. Vervolgens werd het grint gepand en de concentraten van die bewerking onderzocht.

We hebben ons vooreerst afgevraagd of deze klassieke methode niet geheel of gedeeltelijk kon vervangen worden door een snellere en minder kostelijke geochemische methode. Door systematische studies dienden daartoe de wijzen van monstername, van behandeling en van ontleding der monsters onderzocht, bijzonder met het oog op de snelheid en de vermindering van de kosten van deze bewerkingen.

Nadat deze geochemische methode op punt gesteld was, heeft men getracht de waarde te bepalen van de aanduidingen die ze geeft, volgens de verschillende typen van bestaande afzettingen, vooral in de gevallen waarin de klassieke methode bijzonder langzaam en kostelijk uitviel.

Le Centre de Recherches Minières établi à Bukavu, au milieu des gisements miniers de l'Est du Congo et du Ruanda-Urundi, est géré par la Direction du Service des Mines du Congo Belge et du Ruanda-Urundi. Les buts essentiellement poursuivis par ce Centre de Recherches sont l'introduction de nouvelles industries minérales dans le pays et le développement de la production de celles qui existent déjà. Pour cela, le Centre s'occupe de la recherche de méthodes de prospections, de l'inventaire des richesses minérales en éléments non encore exploités, de l'amélioration de méthodes de récupération, de l'étude des transformations économiquement intéressantes à exécuter sur place en partant des minéraux extraits et de la diminution des prix de revient.

Il était normal que des opérations de recherche et d'étude des gisements, qui constituent la première

phase de l'établissement d'une industrie minérale, fassent l'objet d'investigations approfondies.

Les travaux dont il va être question ont été effectués par la Section Chimie du Centre de Recherches Minières, avec la collaboration du Laboratoire de Recherches Chimiques de Tervuren, du Service de l'Inspection des Mines et des principales sociétés minières de la région. Les études qui seront décrites ont porté sur la recherche et l'étude superficielle, par géochimie, des gisements de cassitérite, minéral d'étain qui constitue le principal produit minier actuellement exploité dans l'Est du Congo et au Ruanda-Urundi.

I. But poursuivi.

Jusqu'à présent la recherche et l'étude préliminaire des gisements de cassitérite se faisaient d'après des échantillons de gravier recueillis superficielle-

ment, par exemple dans les flats des cours d'eau, ou extraits du sous-sol après fonçages, longs et coûteux, de puits et de tranchées. On procédait ensuite au panning des graviers et à l'étude des concentrés lourds recueillis par panning.

Nous nous sommes d'abord demandé si cette méthode classique ne pouvait pas être remplacée, partiellement ou totalement, par une méthode géochimique beaucoup plus rapide et moins coûteuse. Nous avons donc dû, par des études méthodiques, mettre au point la pratique de prises, de traitement et d'analyse des échantillons, en visant tout spécialement la rapidité et le coût le moins élevé possible de ces opérations.

La méthode géochimique étant mise au point, nous avons cherché à déterminer la valeur des résultats qu'elle fournit suivant les différents types de gisements en présence, en nous attachant surtout au cas où la méthode classique s'avérait spécialement lente et coûteuse.

II. Mise au point de la méthode géochimique.

A. Méthode d'analyse.

1. Choix d'une méthode.

Les processus analytiques, applicables à la détermination de traces d'étain, comprennent une méthode colorimétrique à la galléine dont la sensibilité va jusqu'à $4 \cdot 10^{-6}$ et une autre, au dithiol, moins sensible. Elles sont toutes deux sujettes à interférences. De plus, comme la plupart des méthodes chimiques, y compris la polarographie, elles impliquent la mise en solution des échantillons solides et un nombre plus ou moins grand de séparations.

A cet égard, les méthodes spectrographiques par émission directe des poudres offrent de tels avantages qu'elles sont généralement adoptées par tous ceux qui possèdent l'installation adéquate. La méthode par émission optique étant nettement plus sensible que celle par fluorescence aux R.X., elle est choisie sans hésitation. En vérité, ses caractéristiques en font un moyen répondant exactement aux critères que nous nous étions imposés :

- les seules opérations préliminaires sont celles requises par les nécessités classiques de l'échantillonnage (broyage et homogénéisation) ;
- de nombreuses déterminations sont faites en peu de temps ;
- la reproductibilité est suffisante pour le relevé des anomalies ;
- le témoin permanent, constitué par la plaque spectrographique, peut être réétudié indéfiniment ;
- l'enregistrement effectué pour étain sert à la recherche de nombreux autres éléments ;
- le coût de la détermination est le moins élevé.

Par contre, elle présente les inconvénients de devoir être exécutée par un personnel spécialisé au

moyen d'un appareillage très coûteux et il est difficile, sinon impossible, de l'appliquer sur le terrain.

C'est pourquoi, seule la nécessité d'effectuer de multiples travaux, permettant d'amortir le capital investi sur de très nombreuses déterminations, en fera une méthode économiquement rentable. A défaut, vu ses avantages exceptionnels, il faudra s'efforcer d'en assurer l'application en dirigeant les besoins analytiques vers une installation centralisée.

2. Discussion des conditions de la spectrographie.

D'après Harvey, en appliquant sa méthode, la limite de détection de l'étain par spectrographie d'émission optique, atteint respectivement 0,007 % dans le graphite, 0,003 % dans Al ou Si et 0,002 % dans Fe, c'est-à-dire environ 0,003 % dans les sols. Ces teneurs correspondant à une prise de 10 mg d'échantillon, on peut estimer à 0,3 γ , sur électrode, la plus petite quantité d'étain décelable dans les sols.

La teneur limite diminue quand on augmente le poids de la prise spectrographiée et ce, d'autant plus que, l'étain émettant durant la phase volatile, son élimination sera totale, sans devoir trop chauffer, même avec des échantillons assez volumineux.

Les cuvettes cylindriques que nous utilisons ont 6 mm de hauteur et 4,5 mm de diamètre ; elles contiennent près de 100 mg de sol. La qualité de l'échantillonnage et la sensibilité des déterminations sont ainsi améliorées.

La recherche des conditions de la spectrographie a été guidée par le souci de ne pas compliquer le processus. C'est pourquoi nous n'avons pas essayé d'ajouter des « carriers », provoquant une volatilisation sélective, ou des fondants, permettant d'opérer à l'étincelle et à l'arc alternatif. Nous excitions à l'arc continu, à 10 A, pendant 60 secondes, c'est-à-dire sous grande énergie pour avoir la certitude de révéler de faibles traces de cassitérite. L'interférence du fond continu étant minime dans la région des 2,800 Å, où se trouvent les raies analytiques choisies pour l'étain, il n'y a pas à craindre qu'elle soit gênante. Par contre, ces fortes conditions d'excitation favorisent l'émission d'éléments moins volatils tels que W, Ta, Nb, dont la présence est toujours intéressante à connaître.

3. Détermination des teneurs.

a) Méthode visuelle.

On sait qu'il apparaît de moins en moins de raies d'un élément lorsque la teneur de l'échantillon en cet élément diminue. Si, d'après des spectres de produits à teneurs connues, on pointe les raies qui apparaissent à partir d'un certain niveau de concentration, inversement il sera possible d'évaluer ce niveau, dans l'échantillon inconnu, d'après la composition de son spectre.

Harvey établit comme suit la correspondance entre l'apparition des raies Sn et les teneurs en cet élément dans le graphite :

Sn I 2839.99 — 0,008 %, Sn I 2850.62 — 0,09 %, Sn I 2813.58 — 0,28 %, Sn 2812.57 — 1,3 %.
(Nous nous limitons à la région des 2.800 Å).

Cette correspondance doit être vérifiée avec chaque installation et pour chaque processus.

A noter que ces raies ne comportent pas de coïncidences réellement dangereuses avec un spectrographe à grande dispersion.

La reproductibilité de cette méthode, très rapide, va dépendre principalement de la constance des conditions d'excitation et d'enregistrement, ainsi que de celle de la composition des produits analysés. A chaque dosage, il faudra reproduire très exactement les conditions adoptées. Pour cela, il est indispensable de travailler avec une source de courant stabilisé fournissant un arc continu parfaitement reproductible. D'autre part, la composition des échantillons varie peu si on analyse toujours des sols, mais avec d'autres milieux : roches diverses, concentrés miniers, minéraux, il ne faudra jamais oublier de recommencer les calibrages.

On pourrait opérer par dilution solide, toujours avec le même produit, pour éviter l'influence des « tiers éléments » ; le processus perdant alors de sa rapidité, nous ne l'avons pas retenu.

L'inscription des teneurs se fera en marquant par : très faible, faible, nette ou forte, les intensités des raies caractéristiques appréciées à l'œil.

Avec un peu d'habitude, il sera possible de classer les teneurs suivant une progression de raisons $\sqrt[3]{10}$; par exemple : 0,003 — 0,01 — 0,03 — 0,1 — 0,3. L'écart maximum correspondra environ à 2 termes de cette progression.

b) Méthode photométrique.

On obtiendra une meilleure approximation en mesurant l'opacité des raies au microphotomètre. La photométrie de la raie Sn I 2839.99, pleinement illuminée, l'une des plus sensibles et à l'abri de coïncidence, fournit des valeurs acceptables dans la gamme des teneurs intéressantes. Nous nous limitons donc à la mesure de cette raie et n'utilisons pas de secteur devant la fente du spectrographe, ce qui permet d'enregistrer une soixantaine de spectres, de 1 mm de hauteur, sur chaque plaque.

Nous avons essayé d'améliorer la reproductibilité, non par addition d'un standard, ce qui compliquerait la préparation des échantillons, mais en utilisant un constituant essentiel des sols : le fer, comme standard interne. La reproductibilité du rapport des intensités Sn I 2839.99/1 raie Fe n'étant pas nettement meilleure, nous avons décidé de reporter seulement l'intensité de Sn sur le diagramme des teneurs. (I Sn en fonction logarithmique de % Sn).

Concernant la reproductibilité, l'écart maximum relatif vaut environ 100 %, c'est-à-dire qu'en moyenne les résultats seront reproduits à 35 % près. Cette reproductibilité est largement suffisante pour pouvoir relever les anomalies d'une série statistique.

4. Processus adopté.

Comme suite à ces diverses considérations, nous avons adopté la méthode et les conditions suivantes :

Echantillon : Broyé à — 100 mesh, prise environ 100 mg.

Electrode : National carbon regular grade AGKS \varnothing 1/4", longueur 12".

Electrode positive ; longueur 3 cm, \varnothing 6,0 mm.

Creuset : \varnothing 4,5 mm, profondeur 6 mm.

Contre électrode : en pointe, longueur 6 cm.

Excitation : Arc continu 10 A durant 60 secondes.

Spectrographie : Baush and Lomb Model Littlow.

Position Quartz 5, longueur d'onde : 2.500 à 3.500 Å, hauteur de fente 0,9 mm, largeur de fente 0,02 mm.

Plaque : Gevaert 11C50 — 60 spectres par plaque ; développement 4 minutes dans Gevaert g 209.

Densitomètres : Fuess ou A.R.L. Dietert.

B. Prise d'échantillon.

Il fallait déterminer la profondeur de prise de l'échantillon, son poids et la méthode de prise, en ne perdant pas de vue les critères rapidité et bon marché des opérations. Les travaux exécutés ont amené aux conclusions suivantes.

1. Profondeur de prise.

Lorsqu'il s'agit de terrains éluvionnaires provenant de la décomposition des roches sous-jacentes et que ces terrains ne sont pas cultivés, il suffit de faire la prise d'échantillons immédiatement sous l'humus, à une quarantaine de centimètres de profondeur. Nous avons comparé les résultats obtenus avec de telles prises à ceux obtenus avec des prises plus profondes : les diagrammes des teneurs ont la même allure. Dès lors, il est plus économique de s'en tenir aux prises d'échantillons effectuées à environ 40 cm de profondeur.

Lorsque les terrains superficiels sont allochtones, tels que recouvrement de cendrées volcaniques, sables éoliens, etc..., nous avons pu constater que les prélèvements superficiels ne sont plus caractéristiques des gisements recouverts par ces terrains. L'explication de ce fait nous paraît être la suivante. La cassitérite est un minéral très dur et très stable. Dès lors, les teneurs en étain que nous mesurons dans les terrains superficiels recouvrant le gisement doivent provenir, pour la très grosse part, des fines particules de cassitérite qui s'y trouvent. Les cations, à l'inverse de ce qui se passe pour les minéraux très

solubles, de cuivre, plomb et zinc par exemple, ne doivent jouer qu'un rôle fort secondaire. Dès lors, comme ces terrains allochtones ne peuvent pratiquement pas contenir de particules de cassitérite, il est normal que les teneurs en étain qu'on y trouve soient très faibles et peu caractéristiques. Dans ce cas, les prises d'échantillons doivent être faites dans les formations qui se trouvent sous les terrains allochtones de recouvrement.

2. Poids de prises d'échantillon.

Nous sommes tenus par deux considérations. D'une part, le volume de l'échantillon doit être suffisant de façon que cet échantillon soit représentatif. D'autre part, plus le poids de cet échantillon est élevé, plus les frais de traitement et de transport sont importants.

A la suite de plusieurs essais comparatifs, nous sommes arrivés à la conclusion qu'il suffisait de prélever environ 100 g de terre.

3. Méthode de prélèvement.

L'opération de prélèvement doit être conduite de manière à réduire, le plus fortement possible, la possibilité de pollution de l'échantillon.

Pour la prise d'échantillons à faible profondeur, nous nous sommes servi couramment d'une petite tarière métallique. Après enlèvement préalable de la végétation couvrant éventuellement le sol, la tarière était enfoncée une première fois, par vissage, jusqu'à la profondeur voulue. Par traction, une première prise était extraite et jetée. Cette première doit servir à creuser le trou et à nettoyer la tarière. Si la terre est trop collante, le nettoyage de la tarière peut être complet à l'aide d'une poignée d'herbe ou de feuilles. Une seconde prise est alors effectuée dans le même trou. Cette prise est mise immédiatement dans un sachet en plastique. Le sachet est fermé, la marque d'identification de la prise étant placée à l'extérieur du sachet.

Pour les prises superficielles, à défaut de tarière on pourrait utiliser une bêche, en prenant cependant un minimum de précaution pour éviter les pollutions.

Pour les prises plus profondes, on peut utiliser une tige métallique garnie d'un petit carottier à son extrémité inférieure. Le trou est préalablement creusé par battage à l'aide d'une tige métallique pointue, puis la prise est effectuée au petit carottier.

C. Traitement des échantillons.

Les échantillons prélevés doivent d'abord être séchés. Cette opération peut se faire en étuve ou, quand c'est possible, par exposition au soleil. On tamise ensuite à 8 mesh pour enlever les morceaux de roches, qui peuvent se trouver dans les échantillons. Pour la suite des opérations de traitement,

nous avons recherché dans quelle fraction granulométrique de l'échantillon se trouvait l'étain. Nous avons analysé des échantillons tout-venants et des échantillons débourbés, dont on avait donc enlevé la portion inférieure à 200 mesh.

Nous avons constaté que la teneur de l'échantillon tout-venant est inférieure à la teneur de l'échantillon débourbé. Dans le moins 200 mesh, la teneur en étain est presque nulle; c'est ce qui nous a amenés à admettre que c'est surtout sous forme de petits grains de cassitérite que l'étain se trouve dans les échantillons prélevés au voisinage des gisements.

Le traitement de l'échantillon se poursuit de la manière suivante. Le tout-venant est broyé dans un mortier en mulite ou en porcelaine, à l'aide d'un pilon de même matière. L'opération est poursuivie jusqu'à ce que la masse soit broyée à environ 100 mesh. Ce broyage assez long (1 heure environ) est nécessaire pour bien homogénéiser la masse et permettre le prélèvement d'une petite prise qui doit passer à la spectrographie. Il est inutile de débourber avant broyage et de tamiser après, ces opérations n'étant nullement indispensables et comportant un risque de pollution.

III. Résultats obtenus.

A. Recherche des régions minéralisées.

Par la méthode classique de prospection, on recherche les régions minéralisées en cassitérite en parcourant des itinéraires plus ou moins serrés dans ces régions et en pannant le gravier des flats de rivières que l'on rencontre. Si les indices donnés au pannage sont satisfaisants, on développe la prospection par l'étude systématique des graviers des rivières où l'on a découvert ces indices.

Cette méthode ne donnera guère de résultats lorsqu'il s'agira d'étudier des régions fortement pénéplanées où il n'y a pas beaucoup de rivière, ou des régions très fortement accidentées où les cours d'eau sont torrentiels et les alluvions presque inexistantes parce qu'emportées par les eaux. De plus, comme le pan ne retient pratiquement pas la fine cassitérite en dessous de 100 mesh, il faudra serrer suffisamment les itinéraires si l'on ne veut pas manquer les gisements étroitement localisés.

Nous nous sommes dès lors demandé si la prospection géochimique ne pouvait être utilement employée pour remplacer la méthode de prospection classique, spécialement dans les cas où l'application de cette dernière est aléatoire ou présente des difficultés.

A cet effet, une expérience a été tentée au Manie-ma, le long d'une route, sur 135 km de distance. Cette route entre et sort des concessions, ne recoupe directement aucun gisement, mais passe à une distance plus ou moins grande de ceux-ci. Les prélève-

ments, effectués à une profondeur de 40 cm environ, ont été exécutés au hasard, espacés d'un km hors concession, et de 500 m en concession. Les échantillons ont été analysés au spectrographe optique. Le diagramme des teneurs obtenu est extrêmement typique. Toutes les auréoles des gisements dont on s'est approché ont été décelées par des anomalies atteignant 10 à 15 fois la valeur du back-ground.

Les conclusions du géologue qui a effectué cet essai sont les suivantes.

« Les résultats obtenus sont tout à fait satisfaisants : les analyses spectrographiques donnent des anomalies nettes qui auraient certainement permis de détecter les gisements en prospection de première reconnaissance. Il est certain que la méthode pourrait être utilisée pour la recherche de gisements de cassitérite importants ».

Nous pouvons donc conclure que les auréoles géochimiques des régions stannifères peuvent s'étendre assez loin, en fonction de l'importance de ces gisements et des conditions morphologiques des lieux et que la méthode utilisée permet de repérer aisément ces auréoles.

Nous pensons également que, lorsque la région s'y prête, la recherche des zones minéralisées en cassitérite pourrait également se faire, et à bon marché, par l'étude géochimique des alluvions de rivières. En effet, la très fine cassitérite peut certainement cheminer à d'assez grandes distances et la présence de très faibles traces d'étain sera décelée sans difficulté. Nous n'avons cependant pas encore effectué d'essais pour vérifier cette idée.

B. Etude superficielle détaillée d'une région minéralisée.

1. Gisements alluvionnaires.

Lorsque le gravier alluvionnaire n'est pas trop profondément enterré, la prospection classique par pannage du gravier n'offre aucune difficulté. Les puits à creuser ne sont pas trop longs et l'eau nécessaire au pannage se trouve à proximité. Cependant si une partie importante de la cassitérite a des granulométries inférieures à 100 mesh, il y a de grandes chances que l'opération de pannage ne permette de déceler qu'une part fort limitée de la fine cassitérite.

Lorsque le gravier alluvionnaire est profondément enterré, les travaux de prospection classique deviennent beaucoup plus coûteux. Les puits seront fort longs et quelquefois ils ne pourront atteindre le gravier si le niveau de la nappe hydrostatique se situe à un niveau trop élevé.

Tenant compte des difficultés que rencontre la prospection classique dans le cas des gisements alluvionnaires profondément enterrés, nous avons, jusqu'à présent, limité nos études géochimiques à ce type de gisement.

Un essai a été effectué au Ruanda-Urundi sur une vallée sèche de plus de 2 km de largeur. Un gisement avait été repéré dans cette vallée consistant en un gravier quartzeux à gros éléments, enterré sous 15 à 25 m de sable et d'argile. Le gravier était anguleux et n'avait guère subi de transport au point qu'on le retrouvait fréquemment au-dessus des zones dont il provenait.

Les anomalies géochimiques ne sont pas fort élevées et atteignent au maximum 3 fois le back-ground. Ce fait est dû, très vraisemblablement, à la forte épaisseur des terres de recouvrement. Par contre, les zones des plus fortes teneurs, décelées par la géochimie, coïncident remarquablement avec les zones les plus riches du gisement connu. De plus, la géochimie a permis de déceler une autre zone à teneurs élevées et les travaux ultérieurs de recherche ont permis d'y trouver également un gisement à teneurs intéressantes.

Nous pouvons donc dire que, dans le cas présent, la géochimie permet de déterminer rapidement et à peu de frais les zones les plus intéressantes du gisement. Il suffit dès lors de creuser quelques puits de contrôle pour connaître les caractéristiques de ce gisement.

Un autre essai a été exécuté également au Ruanda-Urundi dans une vallée sèche, beaucoup plus étroite. Le gravier minéralisé était enfoui sous près de 20 m de terres. Une prospection fort coûteuse, exécutée par la méthode classique, avait permis de déterminer un run bien minéralisé. La géochimie a décelé ce run qui correspondait aux teneurs les plus élevées trouvées à l'analyse spectrographique. Cependant à un endroit, un des flancs de la vallée contenait une pegmatite minéralisée. A cet endroit, les teneurs les plus élevées, trouvées par géochimie sont déportées vers le flanc minéralisé de la vallée. Ce fait peut, nous semble-t-il, s'expliquer très logiquement, car, à l'aplomb de la pegmatite minéralisée, les échantillons de terres superficielles que nous analysons contiennent également des grains de cassitérite provenant de cette pegmatite.

Dans un autre cas de vallée sèche, des couches de graviers minéralisés, multiples et de forme fort irrégulière, se chevauchent. L'analyse des terres superficielle n'a donné d'indications valables que pour la couche supérieure de gravier.

Enfin, nous avons effectué des études sur un gisement alluvionnaire du Kivu recouvert de 15 à 20 m de cendrées volcaniques. L'analyse des échantillons de cendrées de laves superficielles n'a donné que de faibles teneurs, sans aucune anomalie caractéristique.

Ce résultat nous paraît dû au fait qu'il est pratiquement impossible que les couches de cendrées de laves superficielles puissent contenir des petits grains de cassitérite, en provenance du gisement sous-jacent.

En conclusion nous estimons que, dans les cas de prospections alluvionnaires difficiles, il y a toujours intérêt à se demander si l'application de la méthode géochimique ne pourrait pas donner des indications utiles et à effectuer les mesures lorsque les chances de réussite paraissent raisonnables.

2. Gisements éluvionnaires.

Dans ce cas, la méthode classique de prospection est toujours assez longue et coûteuse, car pour les opérations de pannage, il faut transporter le gravier ou l'eau sur des distances plus ou moins grandes. Dans les régions fortement accidentées, cette opération est lente et pénible. Aussi avons-nous fait de multiples études afin de vérifier si, pour de tels gisements, la méthode géochimique donnait des résultats intéressants.

D'une manière générale, nous avons constaté partout des anomalies bien marquées, pouvant atteindre plus de 10 fois la valeur du back-ground. Les zones où l'on a constaté des teneurs élevées par géochimie coïncident avec les zones où le gisement est le mieux minéralisé (fig. 1). Cependant, dans les

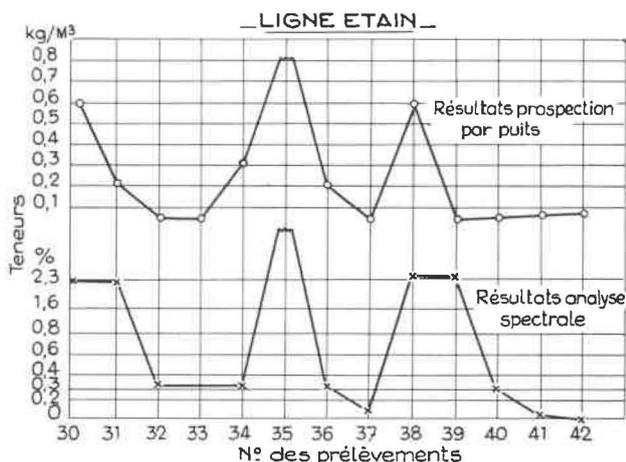


Fig. 1.

terrains en pente assez forte, les éluvions superficielles peuvent cheminer plus rapidement que les éluvions plus profondes. Dans ce cas, il peut y avoir un certain décalage entre les teneurs élevées du gisement et les teneurs élevées trouvées par géochimie, ces dernières étant décalées vers les points plus bas du terrain.

Un des géologues ayant effectué un essai au Maniema commente comme suit les résultats obtenus : « Si l'on compare la courbe des teneurs excavées (prospection par puits) à celle obtenue par l'analyse spectrographique du recouvrement, on constate une frappante analogie ». Il continuait comme suit : « Il tombe sous le sens que la méthode géochimique est beaucoup plus rapide et beaucoup moins coûteuse, elle ne demande par surcroît ni matériel spécial, ni main-d'œuvre particulièrement

évoluée. De vastes zones, que l'on n'avait jusqu'ici pas prospectées, les chances relativement faibles d'y trouver des gisements ne justifiant pas les dépenses, pourront être rapidement couvertes à peu de frais. » Dans le cas particulier cité ci-dessus, il a été établi que la prospection géochimique coûtait 7 fois moins cher que la prospection classique. Dans des cas spécialement difficiles, c'est-à-dire pour des collines élevées et fort abruptes, le rapport entre le coût de la prospection géochimique et le coût de la prospection classique est encore notablement plus favorable.

De nombreux essais que nous avons effectués, nous pouvons tirer les conclusions suivantes :

a) Pour l'étude de tous les gisements éluvionnaires, il y a un réel intérêt à utiliser la méthode géochimique.

b) Cette étude peut débiter par un réseau de prélèvements à mailles assez larges, les points étant distants de 30 à 40 m par exemple. Si les teneurs trouvées sont assez basses et régulières, il n'y a pas de minéralisation intéressante. Si, dans certaines zones, les teneurs trouvées sont plus élevées, il s'indique d'y resserrer les points de prélèvements, à des distances de 20 ou 10 m par exemple. On pourra ainsi établir une carte des isoteneurs géochimiques. Dans les différentes zones ainsi déterminées, il suffira de creuser quelques puits afin d'y déceler les caractéristiques du gisement. On aura ainsi, très rapidement et avec peu de frais, délimité le gisement et fixé avec une précision suffisante ses caractéristiques.

c) C'est spécialement au moment où se font les exploitations alluvionnaires qu'il y a intérêt à développer les prospections éluvionnaires. La région est alors occupée et l'on peut facilement disposer du personnel non spécialisé nécessaire aux prospections géochimiques.

3. Gisements primaires.

Ces gisements primaires consistent en pegmatites, filons quartzeux ou stockwerks.

Pour ces différents types de gisement, nous avons effectué des essais qui nous ont donné les résultats suivants.

a) Pegmatites.

Plusieurs études ont été exécutées sur des pegmatites minéralisées du Ruanda. Lorsque l'épaisseur des terres de recouvrement n'était pas trop forte, les anomalies géochimiques étaient assez importantes. Dans tous les cas, les zones de teneur maximum obtenues par la méthode géochimique ont coïncidé avec les zones les mieux minéralisées des gisements.

De nos travaux, nous pouvons conclure que les pegmatites minéralisées en voie d'érosion, sont nettement décelées par la géochimie qui permet également de repérer les zones superficielles du gi-

sement qui sont les mieux minéralisées. L'utilisation de la méthode géochimique est donc à conseiller pour l'étude des régions contenant ou pouvant contenir des pegmatites minéralisées. Lorsque la carte des isoteneurs géochimiques aura été établie, le creusement de quelques puits permettra de se rendre compte des caractéristiques du gisement. Les variations de teneur en profondeur dans la pegmatite ne sont cependant pas décelables par la géochimie.

b) *Filons minéralisés.*

Nous avons effectué plusieurs essais, tant au Maniema qu'au Kivu, afin de déterminer si le passage d'un filon minéralisé, enfoui sous des terres d'altération, pouvait être repéré. Les résultats ont été chaque fois fort nets, la présence du filon étant décelée par une anomalie à pointe très élevée.

c) *Stockwerk minéralisé.*

Les stockwerks minéralisés sont constitués d'une roche de base, schiste ou quartzite, contenant de multiples filonets quartzeux où se trouve la cassitérite. Un stockwerk n'est intéressant que si la teneur moyenne de l'ensemble permet une exploitation rentable. L'altération des roches donne naissance à un gisement éluvionnaire qui, par descente des terres meubles, s'étend jusqu'en contre-bas du stockwerk.

Par géochimie, on peut repérer l'existence du gisement éluvionnaire comme nous l'avons exposé précédemment. Les caractéristiques du stockwerk ne

pourront être déterminées que par le traitement, à titre d'essai, d'un cube suffisant de roches en place.

IV. Conclusions.

Il reste encore à éclaircir la forme sous laquelle la cassitérite chemine. Il semble établi que, sur les gisements, les anomalies caractéristiques sont données par des grains fins. Quant à l'aurole du gisement, elle pourrait être marquée par des cations Sn^{++} ou par des minéraux renfermant de l'étain (micas stannifères).

Nous avons aussi recherché si la géobotanique ne pourrait pas également constituer une méthode de recherche intéressante pour les gisements de cassitérite. En sélectionnant convenablement les plantes à étudier (graminées, arbres ou arbustes) et les parties les plus caractéristiques de ces plantes (feuilles, branchette, écorce ou racine), nous avons obtenu des résultats intéressants, spécialement pour les gisements éluvionnaires. Cependant, l'application de cette méthode est plus difficile et plus coûteuse et, à notre avis, elle ne pourrait être retenue que pour des cas bien spéciaux, par exemple des gisements assez profondément enterrés.

La méthode d'analyse spectrographique offre l'inconvénient d'exiger un appareillage assez coûteux et qu'on ne peut utiliser qu'en laboratoire. De plus, il faut un personnel bien formé et expérimenté pour effectuer les lectures. Cette méthode offre cependant le très grand avantage de permettre la mesure sur plaque des teneurs de toute une série de métaux et rend ainsi possible la prospection simultanée pour toute une série de minéraux.

Creusement d'un montage cadré de 8.20 m² de section utile dans une couche de 40 cm à l'étage de 360 m du puits Beaujonc

T. RANDAXHE,

Directeur technique à la S. A. des Charbonnages
de Patience et Beaujonc.

SAMENVATTING

Een hellende galerij van 450 m lengte werd gedolven tussen de luchtingang op 360 m en de luchtuitgang op 235 m, in een laag van 37 cm opening en 9 à 20° helling.

De delvingssectie bedraagt 10 m². De steenkool wordt door middel van persluchthamers gewonnen en het gesteente door middel van springstof type III.

Het mengsel steen en kool wordt door een scraper geladen op een transportband, die het naar de voetgalerij afvoert. Een monorail voert het materieel aan naar het front. Het enige personeel dat aldaar tewerkgesteld is, zijn de arbeiders belast met het afvoeren van de afslag.

De uiteenzetting bevat een uitvoerige beschrijving van de organisatie van het werk aan het front en achteruit en geeft een tabel met de bereikte resultaten.

Organisatie van het werk aan het front.

De organisatie is cyclisch. De vooruitgang per cyclus bedraagt 2 m en deze is onderverdeeld in 8 operaties. De houwer en de drie sleepers die aan het front gebezigd zijn voeren ieder een bepaalde taak uit, die steeds dezelfde is tijdens ieder dezer operaties. Dit personeel, waarvan de verplaatsingen tot een minimum worden beperkt, plaatst de beide ramen van de ondersteuning en bekleedt ze, voert de afslag weg, bouwt de kolen af, boort de mijnen, laadt en schiet, legt de kokerleidingen en de buizen. Alleen de verplaatsing van de laadinrichtingen en de verlenging van de transportband en van de monorail worden, buiten de delvingsdiensten, uitgevoerd door gespecialiseerde ploegen.

Organisatie van het werk achter het front.

Vier sleepers verzorgen de afvoer der producten vanaf het laadpunt van de transportband tot aan de hoofddeengang evenals de bevoorrading van het front.

Een opzichter-schietmeester coördonneert alle operaties.

Prestaties per man-dienst.

Personeel aan het front : 50,7 cm.

Personeel aan het front, aan het vervoer en toezicht : 24,4 cm.

Totaal personeel : 21,7 cm.

RESUME

Ce montage bosseyé, appelé chaffour, a été creusé entre le niveau d'entrée d'air à 360 m et le niveau de retour d'air à 235 m dans une couche de 37 cm d'ouverture et de 9 à 20 degrés de pente.

Sa longueur a atteint 450 m.

La section creusée à roche nue est de 10 m². Le charbon est abattu au marteau piqueur et les pierres à l'explosif du type III.

Le mélange pierres et charbon est chargé par scraper houe et évacué vers les voies de roulage sur transporteurs à courroie. Une installation de transport par monorail permet d'approvisionner en matériel le front en creusement sans personnel autre que celui occupé à l'évacuation des déblais.

L'exposé comporte en ordre principal une description détaillée de l'organisation du travail tant à front qu'en arrière des fronts et se termine par un tableau des résultats obtenus.

Organisation du travail à front.

Cette organisation est cyclique. Le cycle d'avancement au cours duquel le chaffour a progressé de 2 m se décompose en une série de huit opérations. L'ouvrier et les trois manœuvres occupés à front exécutent chacun une tâche bien définie, toujours la même au cours de chacune de ces opérations. Ce personnel, dont les déplacements sont réduits au strict minimum, pose les deux cadres du soutènement et les garnit complètement, évacue tous les déblais, abat le charbon et fore les mines dans la pierre, participe au tir, place les canars et les tuyauteries. Seuls le déplacement des installations de chargement et l'allongement de la courroie et du monorail sont confiés, en dehors des postes consacrés à l'avancement, à des équipes spécialement formées.

Organisation du travail en arrière des fronts.

Quatre manœuvres évacuent les déblais depuis l'estacade de chargement sur la courroie jusqu'à la bacnure principale de roulage et approvisionnent les fronts de tout le matériel nécessaire.

Un surveillant boutefeux coordonne toutes les opérations.

Rendement par homme-poste.

Personnel des fronts : 50,7 cm.

Personnel des fronts, du transport et de surveillance : 24,4 cm.

Personnel total : 21,7 cm.

Généralités (fig. 1).

Ce montage, communément appelé chaffour, a été creusé dans la couche 2^{me} Clôte et dans ses éponges, suivant la ligne de plus grande pente et partant d'un chassage est dans cette couche au niveau de 360 m. Il relie le niveau d'entrée d'air à 360 m au niveau de retour d'air à 235 m ; il sert de commu-

nication pour l'évacuation des produits et pour l'approvisionnement en bois et en matériel des tailles qui sont exploitées entre ces deux niveaux dans les couches 1^{re} Clôte et 2^{me} Clôte.

La longueur du chaffour à creuser est de 450 m.

La distance entre le pied du chaffour et la bacnure principale de roulage est de 450 m ; le puits

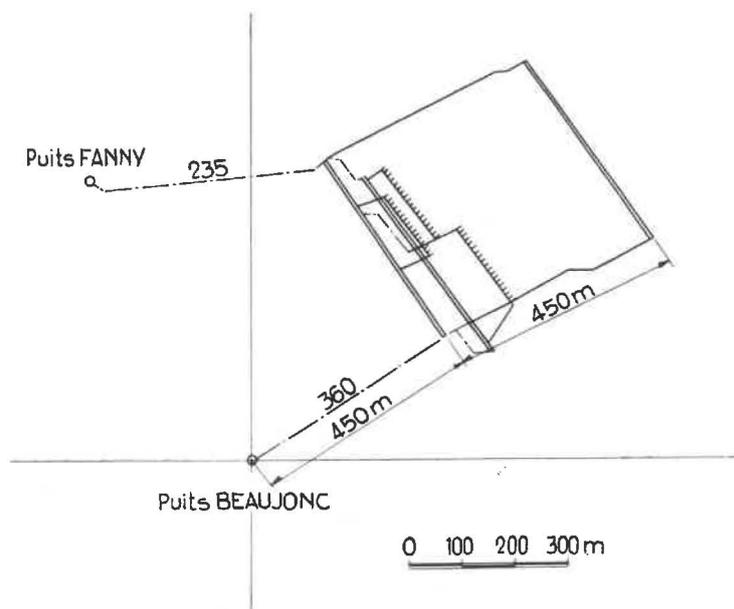


Fig. 1.

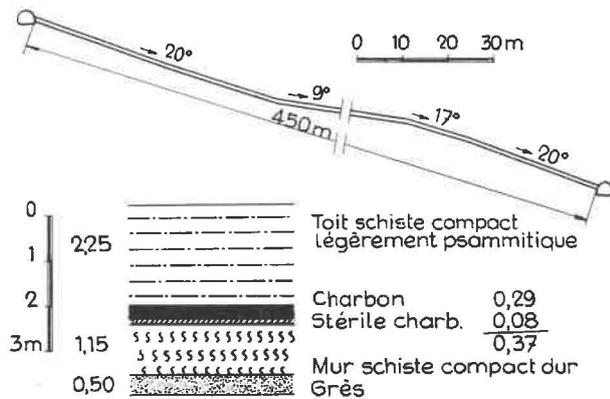


Fig. 2.

Beaujonc se trouve à 900 m. Il faut \pm 50 minutes au personnel pour parcourir le trajet entre la surface et les fronts du chaffour ; la durée d'un poste de travail effectif est donc de 6 1/2 heures.

La composition des terrains dans la section creusée à roche nue est la suivante (fig. 2).

La pente de la couche varie entre 15 et 20° avec des faux plats dont la pente descend parfois à 9°.

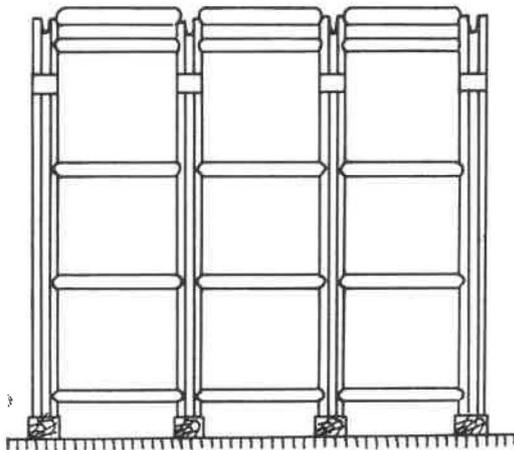
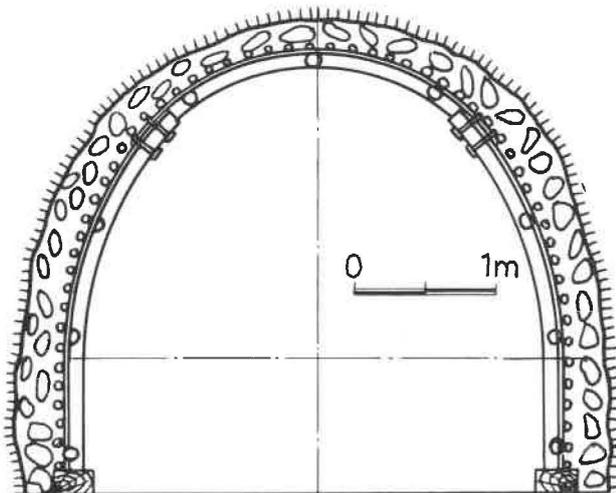


Fig. 3.

Section creusée et soutènement (fig. 3).

La section creusée à roche nue est de 10 m².

Comme soutènement, on emploie des cadres T.H. type A ayant une section utile de 8,20 m² et distants de 1 m d'axe en axe.

Les cadres sont tenus à écartement par sept tirants en fer carré de 10 mm, dont les extrémités repliées forment crochets, et par neuf poussards en bois de 10 cm de diamètre, calés entre les cadres.

Le pied de chaque montant est posé sur un bloc en bois équarri de 12 × 15 × 20.

Chaque cadre est garni sur tout son pourtour de 60 sclimbes en bois de 6 cm de diamètre, posées sur les cadres et maintenues à \pm 15 cm l'une de l'autre par les pierres d'un remblayage complet entre sclimbes et roche nue exécuté à front au fur et à mesure de l'avancement.

Chargement et évacuation des déblais (fig. 4).

(fig. 4).

Les pierres sont chargées à front uniquement par un scraper, traîné par celui-ci jusqu'à une estacade et déversées sur un transporteur par courroie qui les amène au pied du chaffour où elles sont chargées en berlines.

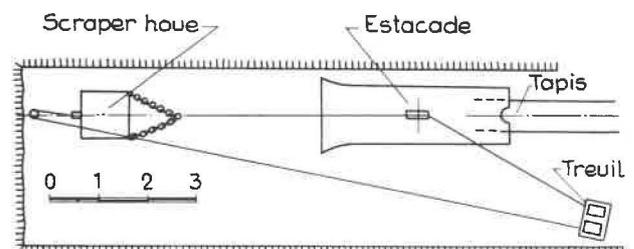


Fig. 4.

Le matériel pour le chargement des pierres comprend :

- un bac scraper houe d'une capacité d'environ 400 litres ; ces bacs ont été étudiés et mis au point au charbonnage et sont fabriqués dans nos ateliers (fig. 5) ;
- un treuil de scrapage à double tambour Pickrose d'une puissance de 15 à 25 ch, commandé par un moteur électrique à 500 V et 1.000 tours/min ;
- trois poulies blindées de 190 mm de diamètre ; l'une de ces poulies sert de renvoi au câble du treuil de scrapage et est, soit pendue au moyen d'une élingue à l'avant-dernier cadre boisé, soit accrochée à une broche fixée dans le mur de la couche ; la seconde poulie sert de guide au câble de retour ; la troisième sert de guide au câble tracteur pour amener le scraper dans l'axe de

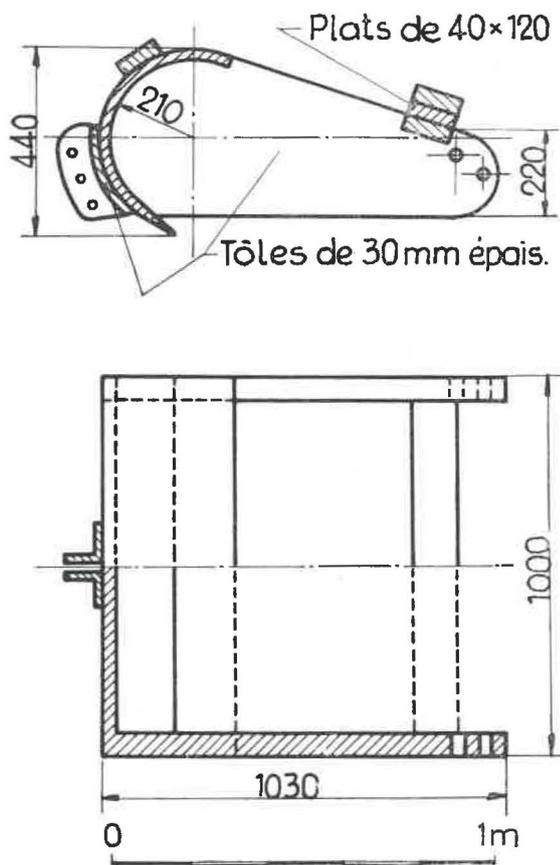


Fig. 5. — Scraper-houe.

l'estacade de chargement. Ces deux dernières sont suspendues aux cadres au moyen de chaînes ;

- deux jeux de broches en forme de coin pour la fixation de la poulie de renvoi ;
- deux pics de mineur et trois pics-houes dont les ouvriers se servent pour faire rouler les pierres dans les rigoles creusées par le scraper. Les ouvriers n'ont pas de pelles, le scraper évacuant complètement les déblais ;

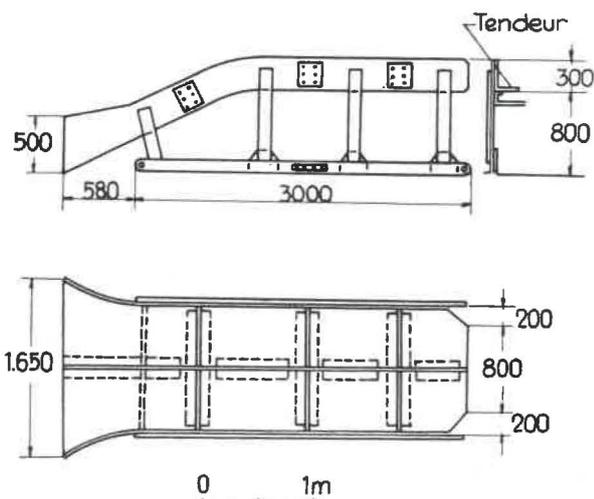


Fig. 6. — Estacade.

— une estacade de chargement sur laquelle monte le scraper et qui permet le chargement régulier sur le transporteur à courroie des pierres traînées par le scraper. Ces estacades ont été étudiées et mises au point au charbonnage et fabriquées suivant nos plans (fig. 6).

Les pierres sont évacuées dans le chaffour par transporteur à courroie.

L'ossature de ces transporteurs est formée d'éléments d'infrastructure Genard Denisty type 660, modifiés comme suit : les rouleaux porteurs du brin supérieur sont distants l'un de l'autre de 1 mètre au lieu de 1,50 m dans le type d'origine ; cette modification a été introduite dans le but de réduire les débordements de part et d'autre du transporteur et en conséquence de diminuer les frais de nettoyage des installations.

On emploie des courroies de récupération de ± 600 mm de largeur.

Chaque installation est équipée d'une tête motrice bi-tambour de 30 ch, commandée par un moteur électrique de 23 kW à 500 V et d'une station de retour non motrice.

Par suite des variations de pente de la couche, pour éviter des fonds de bassins préjudiciables à la bonne marche des transporteurs, il faudra trois installations en série pour le creusement des 450 m de chaffour.

Au pied du chaffour, les pierres sont déhourdées dans des berlines de 770 litres. Les berlines sont amenées en rames jusqu'à la bacnure principale de roulage par un trainage par treuils corde-tête corde-queue.

Transport du matériel depuis la bacnure principale jusqu'à front du chaffour.

Dans la voie de pied (fig. 9).

Le matériel est amené dans les berlines vides ; il est déchargé et entreposé dans la voie à environ 80 m du pied du chaffour. Dans les intervalles de temps qui ne sont pas consacrés à l'évacuation des pierres, le matériel est transporté de l'entrepôt jusqu'au pied du chaffour, soit dans des berlines vides, soit à bras d'homme.

Dans le chaffour (fig. 7).

Un monoraïl en rail de 14 kg est pendu aux cadres par l'intermédiaire d'attaches spécialement conçues et de bouts de chaînes. Ce monoraïl sert de chemin de roulement à un panier pouvant contenir tout le matériel nécessaire au boisage d'un cadre complet. Le panier est tiré par le câble d'un treuil Moussiaux à air comprimé d'une puissance de 12 ch. Le treuil est installé dans le chaffour le plus près possible du treuil de scrapage et derrière ce

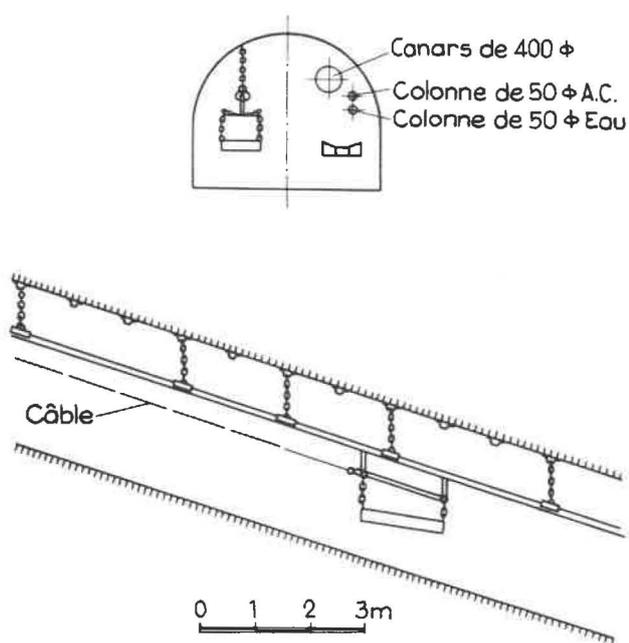


Fig. 7.

dernier ; il est orienté vers les fronts. Le câble de 12 mm enroulé sur le treuil passe sur une poulie de renvoi ; son extrémité est fixée à demeure au chariot porte panier.

Les attaches et les éclissages du monorail, ainsi que les dispositifs de roulement permettant de suspendre le panier au monorail, ont été étudiés au charbonnage et sont construits suivant nos plans (fig. 7bis).

Dans les intervalles de temps qui ne sont pas consacrés à l'évacuation des pierres, le matériel est monté dans le chaffour et entreposé à l'aval du treuil.

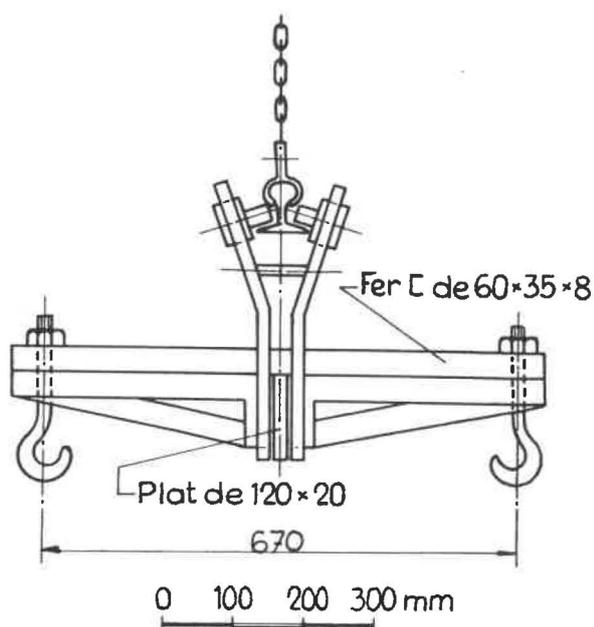


Fig. 7bis.

Pendant les translations du panier, les transporteurs par courroie sont arrêtés et toute circulation du personnel est interdite dans le chaffour à l'aval du treuil du monorail.

L'installation de cet appareillage a permis de supprimer tout le personnel occupé précédemment au transport de matériel. En effet :

- le machiniste de la seconde installation de transport par courroie conduit le treuil à air comprimé du monorail, décharge le panier et entrepose le matériel à l'aval du treuil ;
- le machiniste de la première installation charge le panier au pied du chaffour et commande les manœuvres ;
- les deux rouleurs occupés dans la voie au transport des berlines conduisent le matériel de l'entrepôt dans la voie jusqu'au pied du chaffour.

Ainsi le personnel occupé à l'évacuation des pierres peut, dans les intervalles de temps qui ne sont pas consacrés à cette évacuation, transporter tout le matériel depuis la bacnure principale de roulage jusqu'à l'entrepôt près des fronts du chaffour et le fera quelle que soit la longueur à creuser.

Abatage du charbon et forage des trous de mines (fig. 8).

Le charbon est abattu au marteau-piqueur sur toute la largeur du chaffour, soit 3 m, et sur une profondeur de 2,40 m. Les ouvriers disposent de deux marteaux-piqueurs Colinet B 37. Le charbon est bien clivé et facile à abattre par un ouvrier qui sait bien s'y prendre. L'un des manœuvres de chaque équipe est spécialement formé pour ce travail.

On fore par avancée 17 mines de 2,40 m de longueur, parallèles à la pente de la couche et disposées comme l'indique la figure 8.

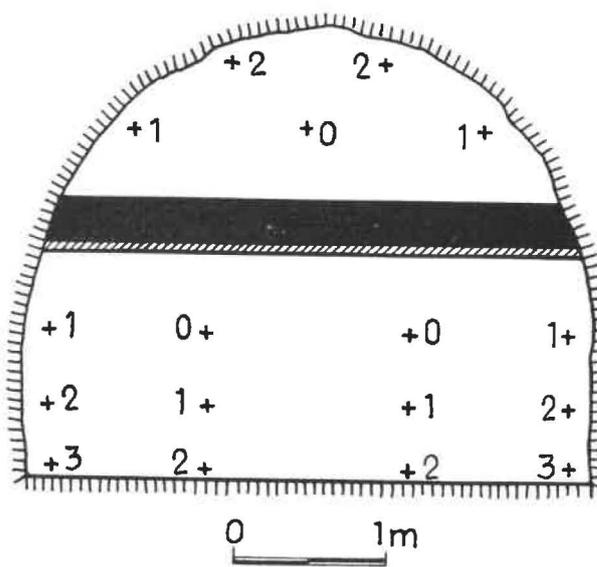


Fig. 8.

Les mines sont forées avec un seul perforateur Atlas type B.B.D. - 41 W.K., à injection d'eau contrale, pesant 25 kg et porté par une béquille pneumatique Atlas B.M.K. - 82 A4 avec tube en aluminium.

Les fleurets employés ont 2,40 m de longueur ; ce sont des fleurets monoblocs en acier allié hexagonal de 22 mm, avec taillants simple burin à plaquettes, au carbure de tungstène, de 44 mm de largeur.

Les ouvriers disposent toujours à front de 2 perforateurs, de 2 béquilles et de 6 fleurets.

Pour curer les trous de mines, on se sert d'un souffleur fabriqué à partir d'un tube de 12 mm de diamètre dont un bout est effilé, l'autre bout étant muni d'un robinet permettant le raccordement à un flexible à air comprimé.

Chargement et tir des mines.

Les mines sont bourrées à l'argile ; les bourres sont fabriquées pendant le poste par le manoeuvre du pied du chaffour.

Les cartouches et les bourres sont introduites dans les trous de mines au moyen d'un bourroir en bois de 3 m de longueur et de 42 mm de diamètre à chaque bout.

L'explosif employé est du Ruptol gainé en cartouches de 100 g ; la consommation d'explosif est en moyenne de 6 kg par mètre d'avancement. Les mines sont amorcées avec des détonateurs à court retard ; le schéma montre le nombre de retards employés et leur disposition.

La ligne de tir.

Chaque boutefeux dispose de deux rouleaux de 100 m de câble à miner formés de deux fils jumelés accolés et entourés d'un isolant en matière plastique ; il tend sa ligne de tir entre le front et la niche-abri et protège les ligatures au moyen de toile isolante. Les câbles sont remontés chaque jour en surface et vérifiés. Le circuit de tir est vérifié avec un ohmmètre Sertra Z.E.B/A.W.

L'exploseur est du type Sertra 2/50 pour 50 mines.

Au moment du tir, le personnel se met à l'abri dans des niches creusées dans l'une des parois et distantes des fronts d'une longueur variant entre 100 et 150 mètres.

Ventilation.

On emploie des ventilateurs Aérex électriques du type E.P.S.A./437 - 12/10, actionnés par un moteur électrique antidéflagrant de 3 ch et capables de débiter 1 m³ d'air frais à la sortie d'une conduite de canars de 400 mm de diamètre et de 500 m de longueur. La dépression de ces ventilateurs est de 95 mm d'eau.

Les canars ont 400 mm de diamètre, 3 m de longueur, et sont fabriqués suivant nos plans avec des tôles de 2,5 mm d'épaisseur. A chaque extrémité du canar est soudé un cercle en cornières de 30 × 30, percé de 8 trous de 14 mm de diamètre. Les canars sont boulonnés les uns aux autres avec interposition d'un joint Ledent. Les conduites ainsi montées sont très étanches et permettent d'avoir encore un débit d'air frais suffisant à 700 m de distance de la prise d'air avec un seul ventilateur.

La prise d'air frais se fait dans la bacnure principale à 500 m de distance du pied du chaffour en creusement. Un ventilateur est placé à l'entrée de la canalisation. Lorsque le chaffour eut atteint une longueur de 150 m, un deuxième ventilateur fut intercalé dans la canalisation juste au pied du chaffour.

Distribution de l'air comprimé.

L'air comprimé est amené à front du chaffour par une canalisation en tuyaux de 82/89 de diamètre, 5 m de longueur, avec collerettes rabattues et collets roulants. Une première vanne Sanders de 3 pouces est intercalée dans la canalisation au pied du chaffour et une seconde est déplacée chaque semaine en tête du chaffour au fur et à mesure de l'avancement du front.

Une nourrice est boulonnée à l'extrémité de la canalisation ; elle est suspendue aux cadres par une chaîne.

Cette nourrice comporte :

- trois prises munies de robinet de 1/2 pouce par le raccordement des flexibles des marteaux-piqueurs, de la lampe électropneumatique et des souffleurs de mines ;
- trois vannes Sanders de 1 pouce pour le raccordement des flexibles des perforateurs.

Ces robinets et vannes sont protégés des projections de pierres lors du tir des mines par une tôle de 10 mm d'épaisseur débordant le tuyau nourrice et soudée à celui-ci côté front.

Distribution d'eau sous pression.

L'eau sous pression est amenée à front et distribuée sur toute la longueur du chaffour par une canalisation en tuyaux de 50 mm de diamètre intérieur, de 5 m de longueur, avec collerettes rabattues et collets roulants. Cette tuyauterie est raccordée à la canalisation générale de distribution d'eau sous pression dans tous les travaux de l'étage.

L'eau sous pression est obtenue par captage des venues dans les puits ; des réservoirs capteurs y sont placés environ 100 m plus haut que le niveau d'étage.

Une première vanne Sanders de 2 pouces est intercalée dans la canalisation au pied du chaffour

et une seconde est déplacée chaque semaine en tête du chaffour au fur et à mesure de l'avancement du front.

Une prise munie de deux robinets de 1/2 pouce est branchée sur la canalisation près de chaque tête motrice des transporteurs à courroie pour le raccordement des appareils de lutte contre un échauffement éventuel ; en outre, une prise munie d'un robinet de 1/2 pouce est branchée sur la canalisation, de 25 m en 25 m sur toute la longueur du chaffour. L'extrémité de la canalisation côté front est fermée par un plateau muni de deux robinets de 1/2 pouce.

Cette installation d'amenée d'eau a été suffisante jusqu'à ce jour ; toutefois la pression de l'eau à front n'est plus que de 2 kg.

Pour augmenter cette pression, on a intercalé dans la canalisation, à environ 50 m du front, un réservoir d'une capacité de 800 litres.

Sur ce réservoir sont soudées : deux tubulures de 50 mm de diamètre pour l'entrée et la sortie de l'eau du réservoir et une tubulure de 1/2 pouce pour le raccordement du réservoir à la canalisation d'air comprimé. Un jeu de vannes placées sur ces tubulures permet d'emplir le réservoir d'eau à la pression de 2 kg et de sortir cette eau vers les fronts à la pression de l'air comprimé, soit 4 kg à 4 1/2 kg.

L'éclairage des fronts est assuré par tubes fluorescents F.P. de 40 watts.

Signalisation.

Un cordon de sonnette pendu le long du chaffour permet de transmettre des signaux suivant un code bien établi, soit en pied, soit en tête de celui-ci. Une installation de téléphonie à appel par lampe relie le pied du chaffour au treuil de scrapage à front.

Personnel (fig. 9).

1. *Personnel occupé en permanence par poste de travail depuis les fronts jusqu'à la bacnure principale de roulage.*

a) *Personnel à front : 1 ouvrier et 3 manœuvres (n° 1, 2 et 3).*

Pendant toute la durée du poste, ces quatre hommes ne quittent jamais le front du chantier ; le plus grand déplacement qu'ils aient à faire est la distance entre l'entrepôt de matériel près du treuil du monorail et le front d'abatage. Ils exécutent tous les travaux à front, c'est-à-dire : l'abatage, le forage des mines, le chargement et l'évacuation des déblais jusqu'à l'estacade de chargement sur courroie, le transport de tout le matériel depuis l'entrepôt jusqu'à front, la pose du soutènement et du garnissage, le remblayage, la pose des canars de ven-

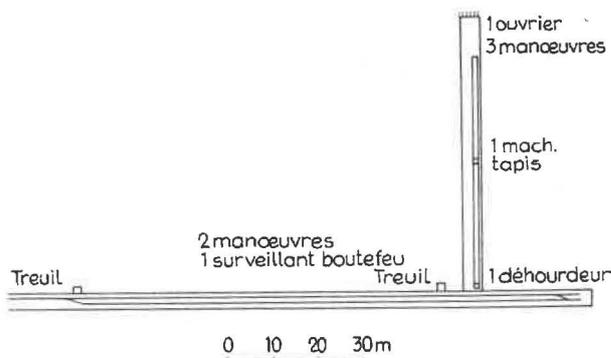


Fig. 9.

tilation, des tuyauteries à air comprimé et des tuyauteries à eau sous pression, le nettoyage parfait de la longueur de chaffour creusée au cours de la semaine.

b) *Personnel en arrière des fronts : 4 manœuvres (n° 1, 2, 3 et 4).*

Ces manœuvres s'occupent : de l'évacuation des déblais depuis l'estacade de chargement jusqu'à la bacnure principale de roulage, de l'approvisionnement en matériel du dépôt situé dans la voie de pied et du dépôt situé dans le chaffour, de la fabrication des bourres en argile, du nettoyage des têtes motrices et têtes de retour des transporteurs par courroie.

c) *1 surveillant-boutefeu responsable du travail.*

Il a pour mission : la conduite du chaffour dans la direction indiquée, le chargement et le tir des mines, la synchronisation de toutes les opérations, l'instruction du personnel de remplacement, la responsabilité de la mise en application de toutes mesures de sécurité et d'hygiène.

2. *Personnel supplémentaire.*

a) *En semaine : en cas de nécessité, on ajoute au personnel occupé en arrière des fronts un ou deux manœuvres pour nettoyer le long des transporteurs par courroie.*

b) *Les dimanches ou les lundis chômés : deux équipes, l'une de 7 hommes, l'autre de 4 hommes, sont chargées de l'allongement du transporteur par courroie et du monorail de la longueur creusée pendant la semaine, ainsi que du déplacement des treuils, poulies, estacade, etc... de la même longueur. Le personnel composant ces équipes est toujours le même ; il a été spécialement formé pour l'exécution parfaite et rapide des différents travaux.*

Organisation du travail (fig 10).

Généralités.

Le chantier est attelé à trois postes tous les jours ouvrables. L'ouvrier et tous les manœuvres exécutent toujours les mêmes travaux dans le même ordre, mais ils exécutent ces travaux à des moments différents au cours des postes qui se suivent.

L'organisation est cyclique ; toutefois la durée du cycle n'est ni de un poste ni de un jour, mais de une semaine.

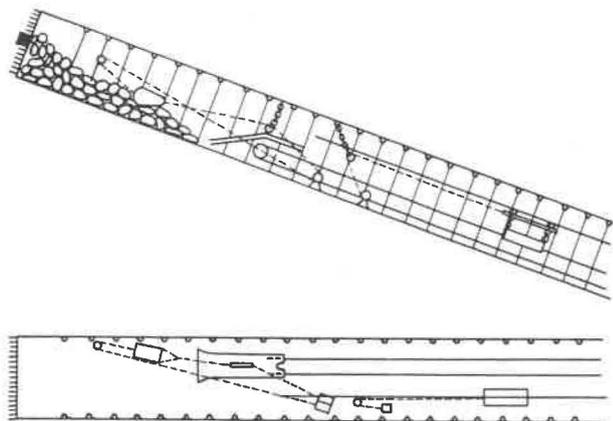


Fig. 10. — Schéma d'ensemble.

En effet : d'une part, le front se trouve toujours dans le même état au début du premier poste du lundi et les ouvriers commencent toujours la semaine par la même opération ; d'autre part, au deuxième poste du samedi, les ouvriers arrêtent de travailler à l'avancement dès que le front est mis dans le même état qu'à la fin du 2^{me} poste du samedi précédent. La fin du deuxième poste et le troisième poste du samedi sont consacrés à nettoyer parfaitement la longueur de chaffour creusée pendant la semaine et à préparer les déplacements des installations de cette longueur. Ces dernières opérations sont exécutées, soit le dimanche, soit le lundi chômé, par des équipes de spécialistes.

Détails sur l'organisation du travail à front.

Le lundi matin, la situation à front du chantier est la suivante :

1°) Le tir a été fait le dimanche au poste de nuit par un surveillant-boutefeu et un aide chargés en outre de la visite hebdomadaire réglementaire des travaux de l'étage.

2°) Les cadres sont placés jusqu'à vif-thier ; le remblayage derrière les montants des deux derniers cadres est achevé, mais les deux dernières couronnes ne sont pas remblayées.

3°) Les installations de chargement, d'évacuation des produits et de transport du matériel ont été avancées le plus près possible du front :

- l'estacade de chargement à 6 m du front ;
- le treuil de scrapage à 9 m du front ;
- le treuil desservant le monorail immédiatement en arrière du treuil de scrapage ;
- la poulie de renvoi du câble du scraper est pendue au moyen d'une élingue à hauteur des pinces de cadre à l'avant-dernier montant de la paroi est et les poulies guides sont placées aux endroits convenables ;
- la poulie de renvoi du câble du monorail est pendue au moyen d'un chaînon au 8^{me} cadre en arrière du front ;
- le téléphone est installé près du treuil de scrapage.

4°) Le matériel nécessaire au boisage de deux cadres est entreposé en arrière du treuil du monorail à une distance de 12 à 15 m du front.

Le travail exécuté pendant le poste est décomposé en une série d'opérations bien distinctes les unes des autres. Au cours de chaque opération, l'ouvrier et les trois manœuvres ont à effectuer chacun une tâche bien définie.

1^{re} opération : Préparatifs pour le placement de deux couronnes et première évacuation de pierres.

L'ouvrier et le manœuvre n° 1, montés sur le tas de déblais, font tomber les pierres dangereuses sur toute la longueur découverte par le tir ; ils dégagent ensuite, à l'aide d'un pic, les pierres empêchant le placement des deux couronnes ; suivant les indications du surveillant, ils repèrent la direction par un trait de craie tracé sur la roche à front. La direction à suivre par le chaffour est matérialisée en arrière par deux fils à plomb pendus à deux cadres voisins au moyen de pinces ; ces deux fils à plomb sont avancés régulièrement par le conducteur des travaux préparatoires et maintenus au plus à 25 m des fronts.

L'ouvrier et le manœuvre n° 1 placent ensuite un « cora » (bois de 3,60 m de longueur et de 15 cm de diamètre), l'arrière sous les repères de milieu des deux dernières couronnes boisées et le bout côté front en face du trait de craie indiquant la direction ; le cora est pendu au moyen d'une chaîne au dernier cadre boisé ; son inclinaison est réglée de telle sorte que le milieu des couronnes à boiser se trouve 1 mètre au-dessus du toit de la couche ; ce réglage et le calage du cora se font en chassant des coins en bois entre celui-ci et les deux dernières couronnes boisées.

Le manœuvre n° 2 raccorde à la tuyauterie à air comprimé les flexibles pour les marteaux-piqueurs et celui pour la lampe électropneumatique et place ces appareils près du front ; il transporte ensuite depuis l'entrepôt de matériel jusqu'à front 2 couronnes, 6 baguettes, 6 tindrets et 40 sclimbés et repère d'un trait de craie le milieu de chaque couronne.

Le manœuvre n° 3, machiniste du treuil de scrapage, commence le chargement et l'évacuation des pierres par le pied du talus.

2^{me} opération : Placement de deux couronnes et remblayage de deux couronnes du poste précédent.

L'ouvrier et le manœuvre n° 1 placent les deux couronnes sur le cora ; ils les fixent à écartement avec 3 baguettes et 3 poussards ; les traits de craie tracés au milieu des couronnes sont placés dans l'axe du cora ; les couronnes sont équilibrées pour que les deux bouts d'une même couronne soient au même niveau. Ils garnissent enfin chaque couronne avec 20 sclimbes.

Les manœuvres n° 2 et n° 3, montés sur le tas de pierres, remblayent, pendant ce temps, jusqu'au terrain sur les deux couronnes boisées au poste précédent.

3^{me} opération : Forage des mines dans le toit de la couche et deuxième évacuation des pierres.

L'ouvrier et le manœuvre n° 1 raccordent les flexibles à air comprimé et à eau du perforateur aux canalisations, étendent ces flexibles le long de la paroi ouest pour qu'ils ne soient pas atteints par les engins d'évacuation des pierres circulant à la paroi est ; ils portent à front : perforateur, béquille et fers à forer et forent les cinq mines dans le toit de la couche.

Les manœuvres n° 2 et n° 3 évacuent les pierres le long de la paroi est. Ils opèrent comme suit : le n° 3 est machiniste du treuil de scraper ; le n° 2 se tient près du front ; par signaux à la lampe, il commande les manœuvres du machiniste et assure ainsi la protection des foreurs et le remplissage au maximum du bac de scraper. Il est bon de rappeler que, pendant les opérations de chargement qui précèdent, la poulie de renvoi de la corde du scraper est fixée à hauteur des pinces de cadre à l'avant-dernier montant boisé à l'est. Le scraper creuse une rigole dans les pierres tout le long de la paroi est et dégage le mur du chaffour jusqu'à l'avant-dernier cadre boisé ; les pierres coulent le long du talus qui se forme vers le fond de la rigole, le niveau des pierres descend à l'ouest et à front ; à la fin de ce deuxième chargement, le niveau des pierres est descendu au niveau du mur de la couche.

4^{me} opération : Forage des trous pour y enfoncer les broches de fixation de la poulie de scrapage.

Cette opération comporte le forage de deux trous de 50 cm de longueur, plongeant dans le mur de la couche 30 cm sous celle-ci et à 50 cm de chacune des parois.

L'ouvrier et le manœuvre n° 1 forent les trous, placent les deux broches d'ancrage et fixent la poulie du scrapage à la broche est.

Les manœuvres n° 2 et n° 3 préparent les broches et enlèvent la poulie de l'avant-dernier cadre boisé.

5^{me} opération : Abatage du charbon au marteau-piqueur et troisième évacuation des pierres.

L'ouvrier transporte depuis le dépôt jusqu'à front le matériel suivant : 2 montants, 4 baguettes, 6 poussards, 2 planchettes, 2 blocs en bois et 40 sclimbes.

Le manœuvre n° 1, le mur de la couche étant dégagé, commence l'abatage du charbon.

Les manœuvres n° 2 et n° 3 continuent à évacuer les pierres comme précédemment jusqu'à ce que le mur du chaffour soit complètement nettoyé le long de la paroi est jusqu'à vif-thier. A noter que le scraper évacue toutes les pierres et qu'il n'est pas nécessaire d'achever le nettoyage à la pelle.

6^{me} opération : Abatage du charbon - forage des six mines est dans le mur de la couche - placement des deux montants est, leur garnissage et le remblayage derrière celui-ci - fin de l'évacuation des pierres.

L'ouvrier fore les six mines est dans le mur de la couche ; le forage terminé, il transporte depuis le dépôt jusqu'à front le matériel suivant : 2 montants, 4 baguettes, 6 poussards, 2 planchettes, 2 blocs en bois et 40 sclimbes.

Le manœuvre n° 1 continue l'abatage du charbon.

Les manœuvres n° 2 et n° 3 placent les deux montants est, leur garnissage et remblayent complètement avec des pierres entre le garnissage et le terrain. Ce travail terminé, ils enlèvent la poulie de scrapage de la broche est et la fixent à la broche ouest, ils changent de paroi les flexibles à air comprimé et à eau, enfin, ils évacuent les pierres jusqu'à ce que le mur du chaffour soit complètement nettoyé le long de la paroi ouest jusqu'à vif-thier en opérant comme ils l'ont fait précédemment.

7^{me} opération : Abatage du charbon - forage des six mines ouest dans le mur de la couche - placement des deux montants ouest, leur garnissage et le remblayage derrière celui-ci - préparation du tir.

L'ouvrier fore les six mines ouest et aide le manœuvre n° 1 s'il a terminé avant lui.

Le manœuvre n° 1 achève l'abatage du charbon et aide l'ouvrier s'il a terminé avant lui.

Ensuite, à deux, ils évacuent vers l'arrière le matériel qui se trouve à front et le mettent à l'abri des projections du tir.

Les manœuvres n° 2 et n° 3 placent les deux montants ouest, leur garnissage et remblayent complètement avec des pierres entre le garnissage et le terrain. Ce travail terminé : le n° 2 enlève la poulie

de scraper et la fixe au moyen d'une élingue à l'avant-dernier montant est, il enlève les broches de fixation de la poulie de scrapage et cure les trous de mines en se servant du souffleur à air comprimé ; le n° 3 aide le surveillant boutefeu à transporter à front les explosifs et les bourres.

8^{me} opération : Chargement des mines - placement des canars et des tuyauteries - tir des mines.

L'ouvrier et le manoeuvre n° 1 aident le surveillant boutefeu pour le chargement et le bourrage des mines.

Les manoeuvres n° 2 et n° 3 placent pendant ce temps les canars et les tuyauteries qu'il y a lieu de placer.

Lors du tir des mines, le personnel se met à l'abri dans une niche creusée dans une des parois du chaffour ; la niche se trouve toujours à plus de 100 m du front de tir.

Ces huit opérations achevées, le front se retrouve dans la même situation qu'au début du premier poste du lundi ; elles constituent ce qu'on peut appeler un « cycle d'avancement » au cours duquel le chaffour a progressé de 2 m.

Lorsque les différentes opérations s'effectuent normalement, le « cycle d'avancement » dure moins que la durée d'un poste ; habituellement, le personnel dispose encore d'un laps de temps suffisant pour exécuter une et parfois deux opérations supplémentaires.

En fin de semaine, on arrive ainsi à gagner le cycle d'avancement complet qui est perdu par le 3^{me} poste du samedi, poste consacré uniquement au nettoyage de la longueur de chaffour creusée pendant la semaine.

Au poste de midi du samedi, le travail à l'avancement est arrêté à la fin de la 7^{me} opération ; le front est prêt pour le tir, mais les mines ne sont ni chargées ni tirées. Si le poste n'est pas terminé, le personnel commence le nettoyage de la longueur de chaffour creusée pendant la semaine. Le poste de nuit du samedi achève ce nettoyage et, s'il en a le temps, commence à avancer les installations.

Le dimanche ou le lundi chômé :

Au poste du matin, une équipe de 7 hommes, toujours les mêmes, avance les installations de chargement et d'évacuation des pierres de la longueur creusée pendant la semaine. Les transporteurs par courroie sont remis en parfait état de marche sur toute la longueur du chaffour (graissage des rouleaux, réparation des ligatures défectueuses, etc.). La durée totale d'un poste de dimanche n'étant que de six heures, l'équipe ne dispose que de 4 1/2 heures pour effectuer tous les déplacements de matériel. Pour arriver à achever ces travaux avec 7 hommes

et si peu de temps, ils ont préalablement été étudiés dans tous les détails et l'équipe a été spécialement formée. A titre d'exemple, on se sert du treuil de scrapage pour avancer la table de retour de l'installation de courroie et l'estacade de chargement ; ensuite l'extrémité de la corde du treuil est amarrée à front et le treuil se tire lui-même en place ; le matériel d'allongement des courroies a été emmagasiné à front pendant la semaine, etc.

Au poste de midi, une autre équipe de 4 hommes, toujours les mêmes et bien entraînés, allonge le monorail, avance le treuil de celui-ci et déplace les appareils de signalisation et le téléphone.

Détails sur l'organisation du travail en arrière des fronts.

Quatre manoeuvres sont occupés en permanence en arrière des fronts. Ils ont à exécuter chacun des travaux bien définis qui peuvent se résumer comme suit (fig. 9).

N° 1 et n° 2 : machinistes des treuils de la voie et rouleurs.

- approvisionner le pied du chaffour en berlines vides ;
- évacuer les berlines pleines par rames jusque dans la bacnure principale de roulage ;
- décharger le matériel des berlines vides et l'entreposer dans la voie ;
- transporter le matériel de l'entrepôt de la voie au pied du chaffour.

N° 3 : machiniste de la première installation de courroie.

- commander la tête motrice de la première installation de courroie, la surveiller pendant la marche et la tenir en parfait état de propreté ;
- emplir les berlines de pierres à la trémie de chargement au pied du chaffour ;
- charger de matériel le panier du monorail et actionner les engins de signalisation ;
- confectionner les bourres en argile.

N° 4 : machiniste de la deuxième installation de courroie.

- commander la tête motrice de la deuxième installation de courroie, la surveiller ainsi que la station de retour de la première installation et le déversement des produits d'une courroie sur l'autre ;
- tenir ces appareils en parfait état de propreté par des nettoyages fréquents ;
- conduire le treuil desservant le monorail ;
- décharger le matériel du panier du monorail et l'entreposer en bon ordre en arrière du treuil.

Résultats obtenus.**I. Pendant la période de démarrage.**

Le creusement du chaffour a commencé le 11 août 1958.

Il a fallu 16 jours, soit du 11 août au 1^{er} septembre, pour mettre la méthode au point et former le personnel.

Pendant cette période de démarrage, on a obtenu les résultats moyens suivants avec le personnel occupé à front :

Nombre de postes :	48
Personnel à front :	192
Avancement total :	60,50 m
Avancement moyen par poste :	1,26 m
Avancement moyen par jour :	3,78 m
Avancement moyen par homme/poste :	0,31 m

A partir du 2 septembre, la méthode étant mise au point et le personnel étant bien formé, le chaffour a progressé régulièrement.

Les chiffres cités plus haut ne sont donnés que pour faire ressortir la durée de la période de mise au point et son incidence sur l'ensemble du travail.

II. Pendant la période de marche normale s'étendant du 2 septembre au 18 octobre, soit en 1. 1/2 mois.

On expose ci-dessous les résultats obtenus :

1^o) Par le personnel occupé au creusement, c'est-à-dire l'ouvrier et les 3 manœuvres occupés exclusivement à front. Le personnel des deuxième et troisième postes du samedi est compté dans le personnel occupé au creusement, car on estime que le travail n'est achevé que si le chaffour est bien nettoyé.

2^o) Par le personnel occupé journallement au creusement, à l'évacuation des déblais et à l'approvisionnement en matériel depuis la bacnure principale de roulage jusqu'à front. Ce personnel comprend donc : l'ouvrier et les 3 manœuvres occupés à front, les 4 manœuvres occupés au transport et le surveillant.

3^o) Par tout le personnel occupé dans le chantier pendant cette période, c'est-à-dire le personnel repris au 2^o auquel on ajoute les nettoyeurs d'installation en semaine et le personnel des dimanches ou lundis chômés.

Pendant cette période :

Nombre de jours de travail :	38
Nombre de postes :	114
Avancement total :	231 m
Avancement moyen par poste :	2,016 m
Avancement moyen par jour :	6,078 m

1^o Personnel occupé au creusement.

Nombre de journées :	456
Avancement moyen par homme/poste :	50,7 cm
Cube de pierres en place par homme/poste :	5,07 m ³

2^o Personnel occupé au creusement, à l'évacuation des déblais et à l'approvisionnement en matériel.

Nombre de journées :	945
Avancement moyen par homme/poste :	24,4 cm

3^o Personnel total.

Nombre de journées du 2 ^o :	945
Nombre de nettoyeurs en semaine :	28
» déplacement installation :	87
	1060

Avancement moyen par homme/poste : 21,7 cm

Prix de revient salaire sans charges sociales par mètre de chaffour.

Seul le personnel occupé à front, c'est-à-dire l'ouvrier et les 3 manœuvres, travaille à marché.

La somme payée à ce personnel par mètre d'avancement pour l'exécution de tous les travaux exposés plus haut dans le « cycle d'avancement » est de 1.200 F.

Cette somme est répartie comme suit :

$\frac{1}{3,1}$	pour l'ouvrier
$\frac{0,7}{3,1}$	pour chacun des manœuvres.

Ainsi, le salaire des 3 manœuvres des fronts équivaut à 70 % du salaire de l'ouvrier.

Les journées sont calculées à la fin de chaque semaine.

Lorsque le travail est rendu impeccablement, une prime de 2.400 F, correspondant aux 2 mètres d'avancement perdus par le poste de nuit du samedi, est allouée. Elle est répartie entre l'ouvrier et les 3 manœuvres suivant la formule précitée.

Dès que le moindre manquement est constaté dans la bonne exécution du travail, cette prime est supprimée et n'est jamais remboursée. Elle est rétablie lorsque le travail est parfaitement remis en ordre. A titre indicatif, la prime a été allouée 4 fois au cours des 7 semaines de la période du 2 septembre au 18 octobre.

Le prix de revient salaire personnel à front par mètre pendant cette période a été de 1.241,60 F.

Le surveillant est payé à journée fixe ; les manœuvres de transport et les nettoyeurs sont payés

au salaire minimum légal ; le personnel spécialement formé pour allonger les installations est payé à salaire fixe.

Le prix de revient salaire personnel total par mètre d'avancement se chiffre à 2.096,20 F.

Les différentes catégories du personnel interviennent dans cette somme comme suit :

Personnel des fronts pour 59,2 %
Surveillance » 9,4 %

Manœuvres du transport » 20,3 %
Nettoyeurs supplémentaires » 1,5 %
Allongeurs d'installation » 9,6 %

En ajoutant les charges sociales qui s'élèvent à 65,5 % du salaire, le prix de revient total salaire et charges par mètre d'avancement s'élève finalement à 3.470 F.

Le tableau I résume les résultats obtenus pendant toute la durée du creusement.

TABLEAU I.

Avancements	Période de démarrage 11-8 au 1-9-58	Période de référence 2-9 au 18-10-58	De la période de référence à la fin du creusement 18-10 au 1-12-58	Total du creusement 11-8 au 1-12-58
Nombre de jours	16	38	16	80
Nombre de postes	48	114	78	240
Avancement total	60,50 m	231 m	136,50 m	448 m
Avancement moyen poste	1,26 m	2,016 m	2,006 m	1,87 m
Avancement moyen jour	3,78 m	6,078 m	6,018 m	5,61 m

Matériel Minier

COMMUNICATIONS ET CONTROLES

Notes rassemblées par INICHAR

Il a paru opportun à Inichar de rassembler dans une même note la documentation relative à quelques appareils de communication et de contrôle actuellement utilisés dans les applications suivantes :

- A. Liaisons téléphoniques entre le personnel en mouvement dans les cages et le machiniste ou les accrocheurs du fond et de la surface.
- B. Contrôle des signaux d'extraction.
- C. Communications et contrôles dans un réseau de transport par locomotives.
- D. Dispositif spécial de communications en cas de sinistre.

A. — TELEPHONE DE CAGES

Le téléphone et la signalisation entre la cage et la machine d'extraction sont aujourd'hui au point, c'est là une réalisation particulièrement heureuse parce qu'elle permettra les travaux et manœuvres dans le puits avec sécurité et rapidité.

Jusqu'à présent, la seule possibilité de communication consistait en signaux par cordon de sonnette actionné à partir de la cage. Mais le machiniste ne peut pas prévenir les hommes de la cage et ceux-ci ne savent jamais si leur signal est bien parvenu au machiniste.

On sait qu'un courant à haute fréquence peut être induit dans un conducteur quelconque — conduite d'air comprimé, cordon de sonnette, câble électrique, rails, etc. et capté de la même façon. La distance de propagation d'un courant haute fréquence dépend des pertes d'énergie du conducteur ; celles-ci sont dues à la résistance ohmique des conducteurs, aux pertes par induction, aux pertes par conductibilité, etc.

Ce système permet la communication aisée entre un poste fixe et plusieurs postes mobiles situés le long du conducteur ou à l'intérieur d'une boucle formée par ce conducteur.

Suivant ce principe de transmission, il suffit d'induire un courant haute fréquence à la surface dans un conducteur et de le capter par un moyen approprié dans la cage. Quatre systèmes, différant peu les uns des autres, sont présentés :

1. Standard Elektrik.

Le poste de surface induit le courant haute fréquence dans une boucle formée par les câbles et le

contre-câble ; les postes de cages sont couplés directement dans cette boucle. Il faut donc isoler le contre-câble des cages pour éviter un court-circuit des postes de cage (fig. 1).

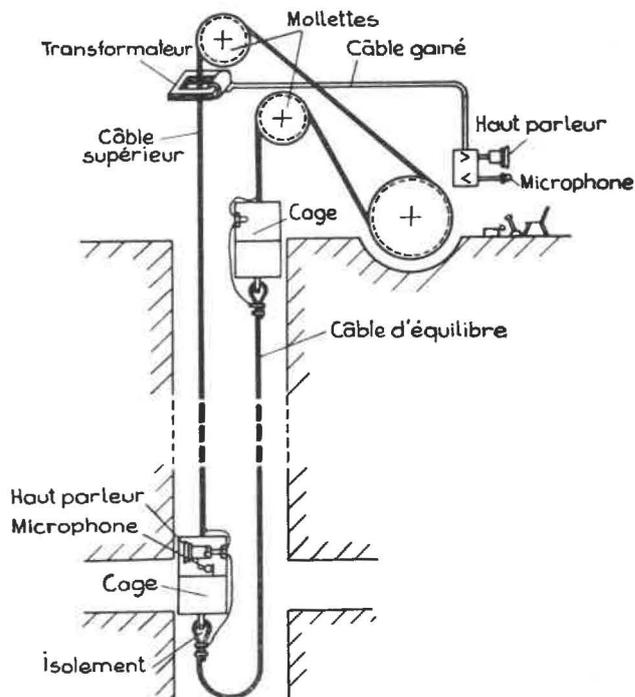


Fig. 1. — Schéma de principe du téléphone Standard Elektrik pour cage de mines.

2. Siemens.

L'installation Siemens est analogue à celle de la Standard Elektrik, cependant le courant haute fréquence parcourt la boucle formée par les câbles, les

cages et le contre-câble, les stations de cages recevant le courant haute fréquence par induction (fig. 2).

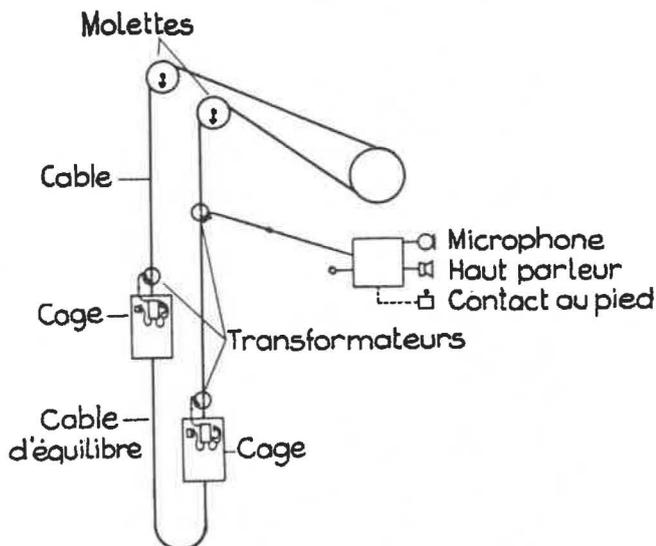


Fig. 2. — Schéma de principe du téléphone Siemens pour cage de mines.

3. Funke et Hüster.

Au lieu d'utiliser le câble d'extraction comme porteur, on place dans le puits un fin câble isolé

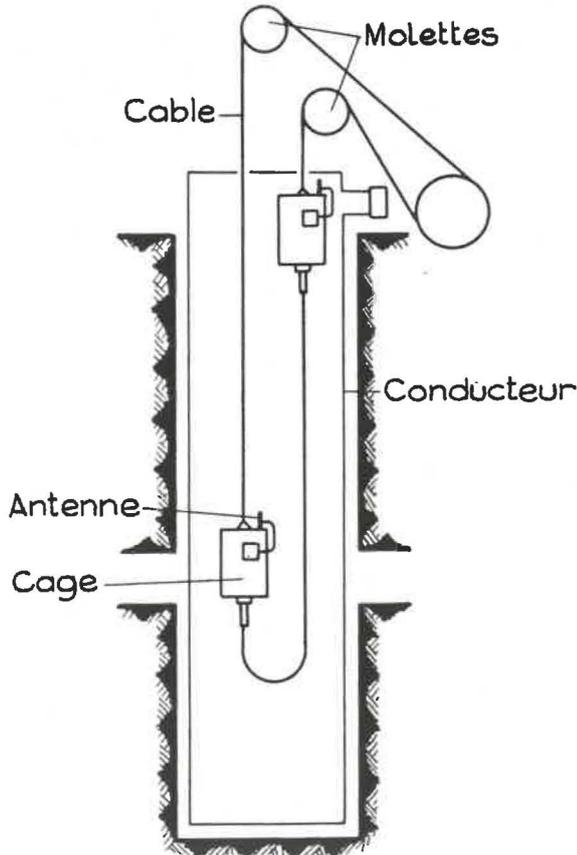


Fig. 3. — Schéma de principe du téléphone Funke et Hüster pour cage de mines.

qui descend d'un côté et remonte de l'autre côté de façon que les cages circulent à l'intérieur de la boucle ainsi formée. Le poste de surface est couplé dans cette boucle, les postes de cages sont alimentés par induction (fig. 3).

4. May Day.

Des essais ont eu lieu dans plusieurs charbonnages de Charleroi avec un appareil émetteur-récepteur à transistors en utilisant comme porteur, soit le cordon de sonnette, soit un câble de téléphone allant de la surface aux envoysages. Les résultats sont très satisfaisants (1).

Description des installations.

Standard Elektrik (1).

Cet appareillage se compose de hauts-parleurs et de microphones dans la cage montante ou descendante et dans la salle de machines.

Le câble d'extraction supérieur, la cage, le contre-câble d'équilibre et la seconde cage forment une première spire (fig. 1), un second enroulement est constitué de plusieurs spires autour d'un noyau de fer doux au travers duquel passe le câble d'extraction. Cet équipement est placé à proximité de la molette (fig. 4).

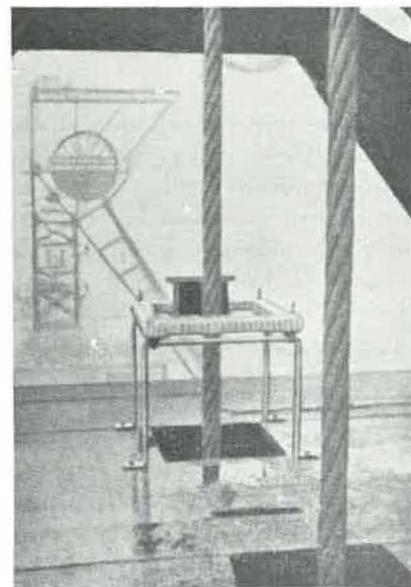


Fig. 4. — Disposition du transformateur sous la molette (Installation Standard Elektrik)

Les modulations du microphone du machiniste sont amplifiées et induites par ce système dans la boucle formée par les câbles. Dans la cage, un appareil reçoit ces impulsions, les amplifie et les en-

(1) Voir description dans les A.M.B., juillet 1958.

voie à un haut-parleur. En sens inverse, la communication s'établit suivant le même principe. L'amplificateur est étanche à l'eau et aux poussières et de sécurité intrinsèque, étant donné les faibles énergies mises en jeu. La figure 5 montre l'appareillage installé dans la cage, le personnage de la photo tient le microphone dans la main droite.



Fig. 5. — Disposition de l'appareillage de téléphonie dans la cage (Installation Standard Elektrik).

Siemens.

Les câbles et le contre-câble forment une boucle fermée. Le poste fixe à surface et les postes des cages sont couplés inductivement sur cette boucle au moyen d'un anneau entourant le câble et formant noyau d'un transformateur (fig. 2). On choisit pour cela un matériau magnétique ayant une très grande perméabilité.

Le montage est aisé, il ne nécessite que peu de modifications aux installations existantes; les deux parties du noyau sont assemblées dans une boîte de protection et placées sous la molette, là où les coups de fouet du câble sont de faible amplitude (fig. 6). On place un transformateur sous chaque molette pour être certain que les communications ne seront pas interrompues par la mise à la terre que constitue chacune des cages par les main-courantes du guidonage.

La figure 7 donne le schéma de principe de la liaison téléphonique entre le machiniste d'extraction et une cage. Le court-circuitage de l'amplificateur par un bouton poussoir agit comme générateur d'appel. Un microphone est à portée du machiniste et un bouton-poussoir à commande à pied permet d'enclencher un haut-parleur, spécialement conçu pour la conversation.

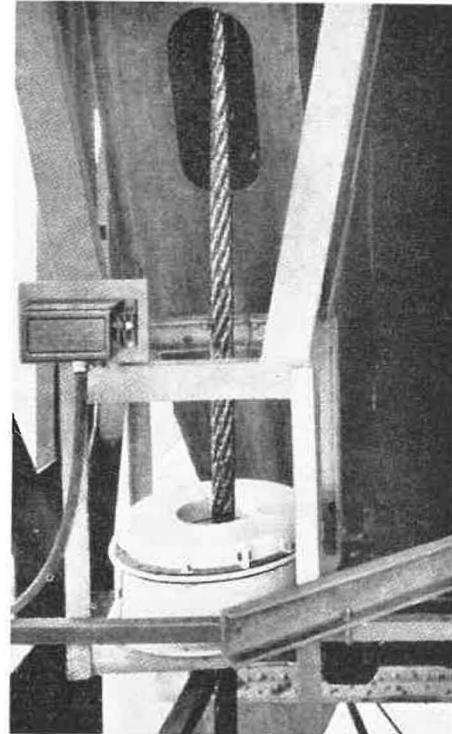


Fig. 6. — Disposition du transformateur sous la molette (Installation Siemens).

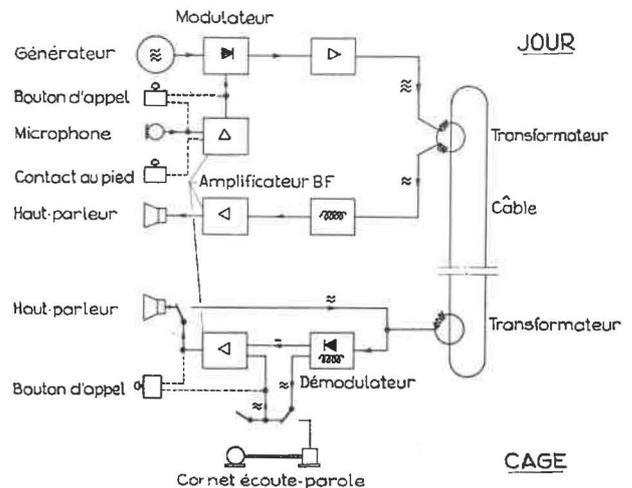


Fig. 7. — Schéma de principe du circuit de téléphonie pour cage de mines (Installation Siemens).

La station de la machine d'extraction est alimentée par batterie ou par le réseau.

L'onde transportée arrivant dans la cage d'extraction est démodulée; la partie redressée est reçue par un amplificateur à deux étages. La basse fréquence amplifiée est conduite à un haut-parleur, par lequel le machiniste peut, à tout moment, appeler la cage. La reproduction est suffisamment bonne pour que la conversation soit comprise sans difficulté, même en dehors de la cage.

En décrochant le cornet du téléphone de cage, le haut-parleur est coupé, de sorte que la conversation

peut se faire par le cornet. L'amplificateur sert alors pour le microphone.

L'amplificateur de la cage est équipé de transistors. L'appareillage est incorporé dans des coffrets étanches placés à une paroi de la cage ; il est de sécurité et peut être utilisé dans les puits humides.

Comme les rapports électriques restent constants, aucun réglage ni à l'appareillage du jour ni à celui des cages n'est nécessaire. Au cas où un haut-parleur commandé de la recette du jour se trouve également dans la salle des machines, il peut être coupé dès que le haut-parleur relié à la cage est en service.

L'installation de cage peut aussi être complétée pour émettre des signaux normaux au machiniste de la même manière que se fait la conversation.

Funke et Hüster.

Pour les communications entre les cages et la recette du jour ou la salle des machines, on utilise des postes équipés de transistors (fig. 3). La station fixe est couplée directement sur la boucle porteuse, tandis que les deux stations mobiles sont couplées par induction. Un cadre d'antenne est placé sur le toit de chaque cage. Cette disposition évite toute intervention dans le matériel d'extraction, câbles ou cage ; il ne nécessite pas de transformation d'induction autour des câbles d'extraction ; mais il faut placer un conducteur des deux côtés et en dessous du puits.

L'appareillage de cage comporte un haut-parleur et un microphone, une poignée pour donner les signaux de manœuvres habituels au machiniste et un signal d'alarme. Les signaux sont transmis comme les conversations, mais chacun par des fréquences différentes de sorte que les signaux émis dans la salle des machines sont automatiquement retransmis par la station du machiniste dans le haut-parleur de la cage. Il y a ainsi un contrôle des signaux donnés.

Dans la salle des machines, les signaux sont acoustiques et optiques, ils peuvent être enregistrés.

May Day (2).

La firme May Day de Gilly s'est également spécialisée dans la construction de tels appareils de radiotéléphonie pour les mines. Ces appareils sont antidéflagrants, étanches à l'eau et robustes. L'emploi de transistors au lieu de lampes rend ces appareils pratiquement insensibles aux chocs (fig. 7bis).

La station May Day 1 F.P.T 140 est un appareil de radiotéléphonie à transistor dont les principales caractéristiques sont les suivantes :



Fig. 7bis. — Poste émetteur récepteur à couplage inductif de la Firme May Day.

1) *Émetteur* équipé de transistors spéciaux au germanium au nombre de 4 et montés :

1^{er} étage en maître oscillateur

2^e et 3^e étages Driver

4^e étage en amplificateur de puissance ; modulation d'amplitude, puissance haute fréquence disponible : 0,6 W ; consommation : en veille 200 μ A, en émission 450 μ A.

2) *Récepteur* type super hétérodyne équipé de 7 transistors délivrant une puissance de sortie basse fréquence de 0,4 W. La sensibilité est d'environ 20 μ V, consommation en veille 15 μ A, avec signal maximum reçu 60 μ A. L'amplificateur basse fréquence sert de modulation en émission.

L'antenne est constituée par un cadre très léger d'un encombrement de 310 \times 200 \times 35 mm.

Applications.

A de très rares exceptions près, aucune installation préalable n'est requise pour l'emploi.

L'utilisation des conducteurs existants, tels que câbles électriques, de téléphone, cordons de sonnette, ou aussi dans certains cas des conduites d'air ou d'eau, suffit amplement pour effectuer des liaisons sur des distances très grandes (plusieurs kilomètres).

Conclusions.

Les téléphones de cages selon l'une ou l'autre méthode paraissent désormais bien au point. Les systèmes qui utilisent le câble d'extraction comme porteur sont assurément simples, mais ils entraînent une perte de puissance importante par les mises à la terre qui constituent le contact de la cage avec le guidonnage.

Le système préconisé par Funke et Hüster est intéressant, mais il offre l'inconvénient du placement d'un conducteur sur deux parois du puits. Les essais faits avec les appareils May Day dans diffé-

(2) Voir description dans les A.M.B., juillet 1958, p. 674 et avril 1959, p. 396-397.

rents charbonnages belges sont extrêmement encourageants.

De tels appareillages sont appelés à se généraliser, notamment pour tous les travaux dans les puits. Il n'est pas nécessaire, en effet, d'équiper chaque cage d'un dispositif téléphonique ; celui-ci, d'un poids relativement modéré, peut, au moins dans une phase d'essai et de mise au point, être placé dans l'une ou l'autre cage suivant les besoins.

B. — CONTROLE DES SIGNAUX D'EXTRACTION

On a déjà signalé dans les Annales des Mines (3) un appareil de fabrication américaine utilisé par la firme Philips pour l'enregistrement des signaux d'extraction et des mouvements des cages (fig. 8). Le papier d'enregistrement comporte 20

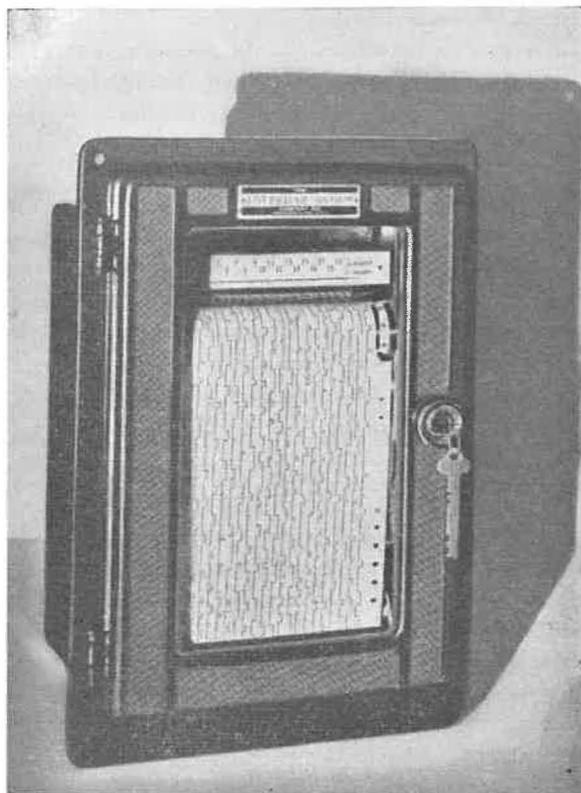


Fig. 8. — Appareil Philips pour l'enregistrement des signaux de manœuvres et des mouvements des cages d'extraction.

pistes réparties sur une largeur utile de 115 mm ; les vitesses de déplacement du papier s'échelonnent entre 3/4 et 12 pouces par heure ou 3/4 et 12 pouces par minute. Le système d'inscription comporte un maximum de 20 plumes, chacune des plumes trace sur le papier un trait continu et peut être légèrement déplacée vers la droite sous l'action d'un

électro-aimant. En l'absence d'excitation à son électro, chaque plume trace une ligne droite. Si un électro est excité, sa plume trace alors une ligne brisée par un palier dont la longueur est proportionnelle au temps d'excitation.

La commande des électros de plume se fait au moyen de contacts extérieurs ; on peut donc enregistrer et mesurer l'écart de temps entre eux, jusqu'à 20 signaux. La puissance absorbée par les bobines des électro-aimants est très faible, de 0,9 à 1,7 W. Le contact peut être ainsi conditionné pour quelques milliampères seulement.

Cet appareil permet un enregistrement à posteriori de n'importe quelle manœuvre, chaque mouvement ou chaque opération de la manœuvre s'inscrit chronologiquement sur le papier à la plume où il est raccordé.

Cet appareil a reçu une application intéressante au charbonnage de Limbourg-Meuse ; les signaux suivants sont enregistrés sur l'une des pistes :

1. commutateur du moulineur (au jour), en position : « extraction » ;
2. commutateur de l'accrocheur (au fond), en position : « extraction » ;
3. commutateur du moulineur, en position : « monter lentement » ;
4. commutateur de l'accrocheur, en position : « monter lentement » ;
5. commutateur du moulineur, en position : « personnel » ;
6. commutateur de l'accrocheur, en position : « personnel » ;
7. commutateur du moulineur, en position : « descendre lentement » ;
8. commutateur de l'accrocheur, en position : « descendre lentement » ;
9. sonnerie préventive - changement d'un commutateur, fond ou jour ;
10. commande du moulineur : « hue » ;
11. commande du moulineur : « palier » ;
12. commande de l'accrocheur : « hue » ;
13. commande de l'accrocheur : « palier » ;
14. réserve ;
15. « personnel manœuvrant » (cordon dans le puits pour visite du puits) ;
16. appel de l'étage 600 ;
17. appel de l'étage 700 ;
18. réserve ;
19. marche avant de la machine d'extraction ;
20. marche arrière de la machine d'extraction.

Des applications du même principe sont présentées par Standard Elektrik et Funke et Hüster. Elles comportent cependant deux appareils enregistreurs liés l'un à l'autre. Dans le premier (fig. 9), le déroulement du papier d'enregistrement est relativement lent, de 240 à 480 mm par heure, aussi est-il difficile de mesurer l'écart entre deux signaux dif-

(3) Voir A.M.B. juillet 1958, p. 669, étude tirée de « Philips-Industrie » n° 28, 1958.

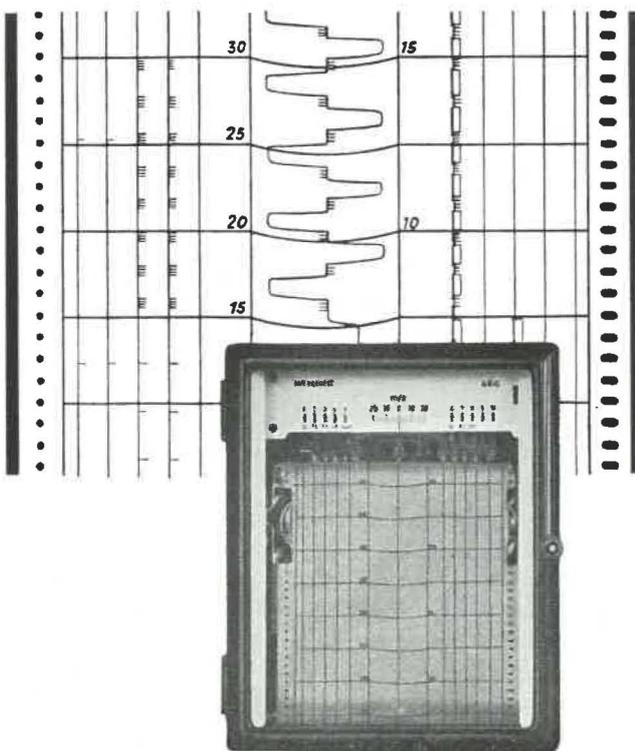


Fig. 9. — Appareil Funke et Huster pour l'enregistrement des signaux de manœuvre et des mouvements des cages d'extraction.

férent peut-être de quelques secondes. Le second appareil (fig. 10) sert précisément à cet objectif : chaque signal poinçonne une bande de papier sur

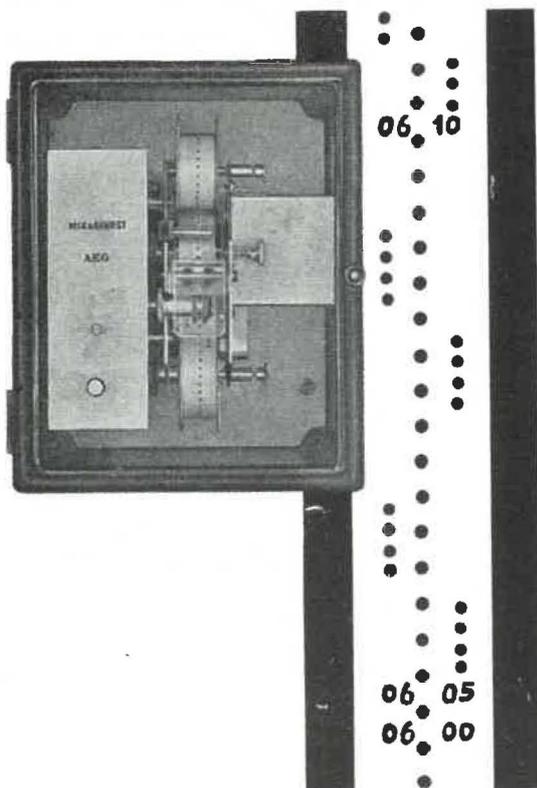


Fig. 10. — Appareil poinçonneur Funke et Huster pour l'enregistrement des signaux de manœuvre.

une piste déterminée et fait avancer la bande d'une même longueur ; un système d'horlogerie imprime le papier toutes les cinq minutes. Ce système permet d'avoir exactement l'ordre chronologique des signaux sans être astreint à un déroulement de papier à grande vitesse. Il semble également que ce système de poinçonnage pourrait éventuellement donner lieu à un dépouillement mécanographique.

C. — COMMUNICATIONS ET CONTROLE DANS UN RESEAU DE TRANSPORT PAR LOCOMOTIVE

1. Téléphones pour locomotives.

Le même principe qui est appliqué pour les téléphones de cage peut être appliqué dans les communications entre un poste fixe — au puits ou à proximité des puits à un étage donné, et les locomotives circulant à cet étage.

Les communications radio doivent être proscrites en raison de la faible portée des émissions et de la longueur nécessaire des antennes.

On utilise comme porteur, sans connexion matérielle avec l'antenne, soit une canalisation d'air comprimé, soit la gaine métallique des câbles électriques, des rails, etc. Cependant, les points d'attache de ces appareils constituent autant de mises à la terre et ces pertes cumulées amènent un affaiblissement rapide. On peut, pour augmenter la portée, utiliser un porteur sommairement isolé, par exemple du fil de fer suspendu à des morceaux de courroie de transporteur.

Mais dans les grands boueux de communications, on aura intérêt à placer un bon fil conducteur soigneusement isolé ; la portée et la clarté de l'émission seront très certainement améliorées.

La firme Funke et Hüster, déjà spécialisée dans les téléphones de mines, a conçu un appareil spécialement adapté pour les locomotives, qu'elles soient électriques, à air comprimé ou diesel. Cet appareil équipé de transistor comprend un haut-parleur, un microphone et un inverseur écoute-parole. Cet appareillage de sécurité intrinsèque est enfermé dans des coffrets blindés. Il est alimenté par une batterie qui peut assurer un service de 16 à 20 heures consécutives, soit un jour à trois postes.

Les communications entre locomotives sont possibles seulement par le poste fixe : il y a ainsi un contrôle permanent des manœuvres de locomotives.

2. Commande à distance des aiguillages et des signaux par les locomotives.

L'utilisation des interrupteurs magnétiques permet de commander à distance des aiguillages au moyen d'aimants ou d'électro aimants, sans aucun danger pour le machiniste et sans arrêt du train (4).

(4) Voir description dans les A.M.B., décembre 1958, p. 1060-1065.

Il peut aussi être utilisé à la commande des signaux, par exemple sur des tronçons à simple voie ou à des embranchements ainsi qu'à la commande des portes.

3. Signalisation et contrôle.

Plusieurs firmes — Standard Elektrik, Funke et Hüster et Siemens notamment — présentent des prototypes de contrôle de réseaux de transport analogues aux cabines de commande d'un réseau de chemin de fer.

Toutes les voies sont schématisées sur un tableau lumineux (fig. 11) sur lequel sont également portés les signaux, les aiguillages et la position de chaque train.

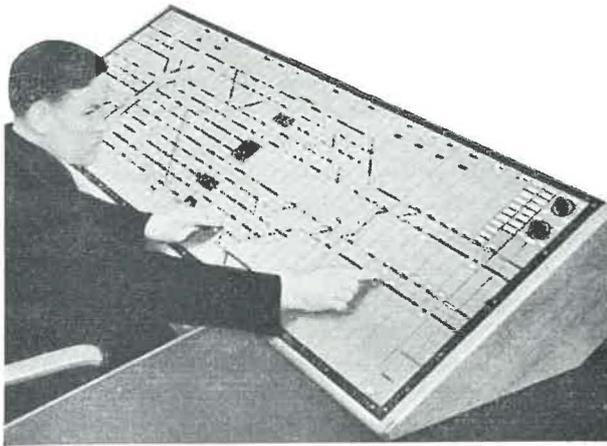


Fig. 11. — Tableau lumineux de contrôle permanent d'un réseau ferroviaire à un envoi.

Un système de boutons-poussoirs permet à un poste central de commander la marche des trains, ceux-ci n'ayant qu'à suivre — comme dans un réseau de chemins de fer — les indications données par les signaux.

La position des trains sur chaque section peut être faite par un interrupteur à aimant, placé à l'extrémité de chaque tronçon et actionné par un aimant permanent fixé sur la locomotive.

Ce système offre des avantages accrus de sécurité et de rotation des locomotives et des trains par réduction des temps morts. De plus, comme toutes les informations sont centralisées, les trains vides ou pleins peuvent être dirigés là où le besoin s'en fait le plus sentir.

La circulation des trains aux abords des puits peut se faire en toute sécurité et le système assure une très grande souplesse de fonctionnement à l'ensemble du réseau.

Les tableaux de contrôle tels que celui qui est représenté à la figure 11, sont composés d'éléments préfabriqués et standardisés de 35 mm × 35 mm, que l'on accole les uns aux autres pour constituer une mosaïque correspondant au réseau.

4. Dispositif de sûreté pour les trains de personnel.

L'appareillage se compose de :

- dans la locomotive
 - une lampe signal Frieman et Wolff munie d'un avertisseur acoustique (fig. 12) ;

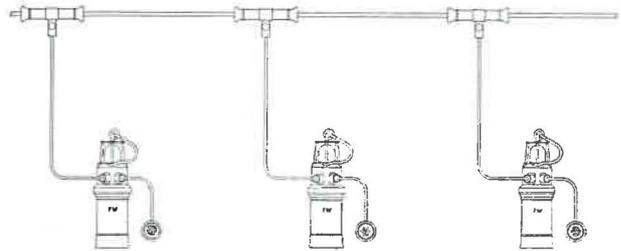


Fig. 12. — Lampe Frieman Wolff et téléphone Fernsig.

- dans chaque wagon de personnel
 - un double conducteur terminé à chaque extrémité par une prise et doté en son milieu d'un poussoir d'alarme ;
 - un raccord conducteur s'intercalant entre les prises terminales de deux berlines voisines ;
- dans le wagon de queue
 - une lampe signal, Frieman et Wolff, placée à l'arrière du dernier wagon et raccordée à la prise terminale de ce wagon.

L'équipement est connecté de telle façon qu'en cas de rupture d'attelage ou de manœuvre d'un poussoir d'alarme, la lampe et l'avertisseur acoustique du machiniste soient actionnés, tandis que la lampe d'extrémité continue à brûler.

D. — DISPOSITIF SPECIAL DE COMMUNICATIONS EN CAS DE SINISTRE

On connaît déjà bien les téléphones « Fernsig » de la firme « Fernsprech u. Signalbaugesellschaft » de Essen. A la demande de la station de sauvetage de Dortmund, cette firme vient d'étudier l'application de ce téléphone pour le contact avec une équipe de pointe en progression dans une zone sinistrée.

L'équipement contenu dans un coffret se compose du matériel suivant (fig. 13) :

- pour le poste situé à la base de départ, dans l'air frais :
 - 1 équipement écouteur-microphone ;
- pour l'équipe de pointe en reconnaissance :
 - 1 masque avec ossature renforcée et microphone incorporé pour équipement Draeger ou Auer ;
 - 1 écouteur avec fixation au casque ;
 - 1 contacteur à aiguilles ;
 - 4 cartouches de 400 m de câble à deux conducteurs avec prises d'extrémité ;
 - 8 crochets de suspension des cartouches avec mousquetons ;



Fig. 13. — Coffret contenant le téléphone et l'appareillage pour liaison entre une équipe de reconnaissance en zone sinistrée et la base de départ.

— matériel auxiliaire :

- 1 tambour d'enroulement ;
- capsules de rechange pour écouteur et microphone.

Le chef du groupe de reconnaissance porte l'équipement écouteur-microphone ; il accroche à sa ceinture la première cartouche de câble après l'avoir connectée avec l'équipement du poste de base, et

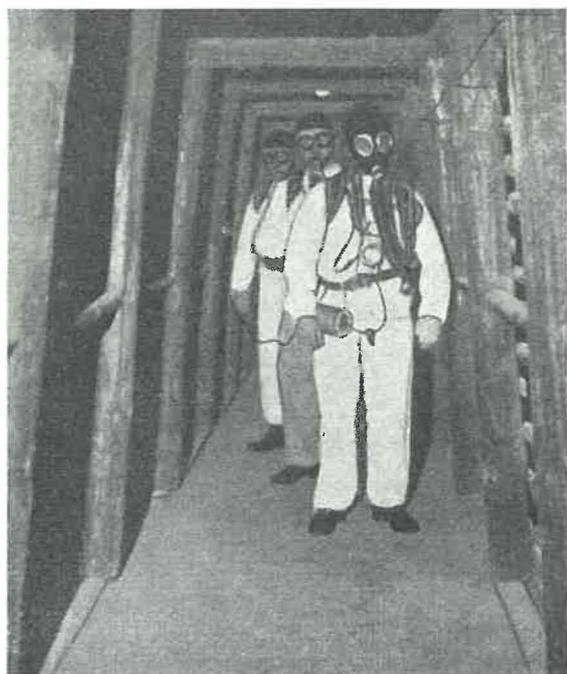


Fig. 14. — Equipe de reconnaissance munie du téléphone de liaison avec la base de départ.

avoir connecté l'autre à son propre appareillage (fig. 14). L'homme suivant porte, pendues à sa ceinture, les trois autres cartouches de fil conducteur.

La communication entre les deux postes se fait sans apport d'énergie extérieure ; l'appareillage est de sécurité intrinsèque. Si jamais le microphone tombait en panne, l'écouteur seul peut être connecté directement au conducteur et servir à la fois de microphone et d'écouteurs. Il peut aussi être utilisé par un autre homme de l'équipe.

A la fin de la progression, la cartouche est déconnectée de l'écouteur et l'équipe prend le chemin de retour le long du câble, qui reste en place. A tout moment, le contact peut être établi entre le poste de base au moyen d'un contacteur à aiguilles.

Le dispositif est placé sur le fil conducteur et tranche l'isolement, établissant ainsi le contact des fils avec l'équipement écouteur-microphone.

Si une deuxième équipe suit le même trajet, elle peut, soit utiliser un nouveau conducteur, soit se brancher sur le conducteur déjà posé, au moyen du contacteur à aiguilles.



Fig. 15. — Base de départ en liaison avec l'équipe de reconnaissance en zone sinistrée.

Le poste de base est également équipé d'un écouteur fixé au casque de façon à laisser une main libre pour prendre des notes (fig. 15). Ce poste doit être perpétuellement à l'écoute parce qu'il n'y a pas de signal d'appel.

Rapport d'activité du Centre National Belge de Coordination des Centrales de Sauvetage

EXERCICE 1959

I. Conseil d'administration.

Aucun changement n'est intervenu dans la composition du Conseil d'Administration.

Les membres actuels sont :

- M. Paul CULOT, Président de l'Association Houillère du Couchant de Mons (Bassin du Borinage) ;
- M. Edouard LEBLANC, Président de l'Association Charbonnière du Bassin de la Campine ;
- M. Pierre DELVILLE, Président de l'Association Charbonnière du Bassin du Centre ;
- M. Jean LIGNY, Président de l'Association Charbonnière des Bassins de Charleroi et de la Basse-Sambre ;
- M. Guy PAQUOT, Président de l'Association Charbonnière du Bassin de Liège ;
- M. Alphonse SOILLE, Président du « Coördinatiecentrum Reddingswezen » de Campine ;
- M. André DUPONT, Président de la Centrale de sauvetage de Frameries ;
- M. Léon BRACONIER, Président de la Centrale de sauvetage de Glain/lez/Liège ;
- M. Charlot de THAYE, Président de la Centrale de sauvetage de Marcinelle ;
- M. Edgard STEVENS, Président de la Centrale de sauvetage de Ressaix.

II. Comité de direction.

La composition du Comité de Direction n'a pas subi de changement au cours de cette année.

Le Comité de Direction se compose de :

- M. Jean LIGNY, Vice-Président du Conseil d'Administration ;
- M. Marcel VANDEVELDE, délégué par l'Association Houillère du Couchant de Mons (Bassin du Borinage) comme représentant de la Centrale de sauvetage de Frameries ;
- M. Fernand LELOUP, délégué par l'Association Charbonnière de la Province de Liège comme

représentant de la Centrale de sauvetage de Glain/lez/Liège ;

- M. Adolphe CALICIS, délégué par l'Association Charbonnière des Bassins de Charleroi et de la Basse-Sambre comme représentant de la Centrale de sauvetage de Marcinelle ;
- M. Max DELHAYE, délégué par l'Association Charbonnière du Centre comme représentant de la Centrale de sauvetage de Ressaix ;
- M. Alphonse HAUSMAN, Directeur du « Coördinatiecentrum Reddingswezen » de Campine ;
- M. Georges LOGELAIN, Inspecteur Général des Mines ;
- M. Pierre STASSEN, Directeur des Recherches d'Inichar ;
- M. Albert DUPONT, délégué de l'Union Professionnelle des Ingénieurs des Charbonnages.

Ce Comité s'est réuni cinq fois.

Le Directeur du Centre, qui assiste à ces réunions, y a régulièrement rendu compte des activités et du fonctionnement du Centre.

III. Intervention du Centre.

A la demande du Ministre du Travail, le Directeur du Centre a coopéré activement aux travaux de sauvetage lors de l'éboulement de la Champignonnière de Zichen.

Ces travaux consistaient en creusement de deux puits de 20 mètres de profondeur et galeries de reconnaissance. Ils ont duré six semaines. Deux victimes ont été dégagées. Finalement, les travaux ont été abandonnés, par crainte de nouveaux éboulements.

* * *

Dans les charbonnages, aucun accident grave ne s'étant produit dans les travaux du fond, il n'a pas été fait appel à la collaboration du Centre.

A l'intervention du Centre, de nombreuses analyses de gaz de mine ont été faites à l'aide des laboratoires mobiles des centrales de sauvetage.

Rappelons que toutes les Centrales de sauvetage disposent de laboratoires mobiles Wösthoff et Müller, de plus le Coördinatiecentrum Reddingswezen dispose également d'un analyseur à rayons infrarouges.

Les Centrales de sauvetage de Frameries, Marcinelle et Ressaix peuvent disposer, en outre, de « Chromatographes » (appareil fixe d'analyses d'une grande rapidité de réponse et de précision).

IV. Relations avec les organismes officiels.

A) Administration des Mines.

Le Centre continue à entretenir de nombreux contacts avec la Direction Générale des Mines et les Directeurs Divisionnaires.

Ces contacts favorisent très favorablement les activités et l'accomplissement des missions des Centrales de sauvetage.

B) Conseil Supérieur de la Sécurité Minière.

Le Directeur du Centre assiste régulièrement aux réunions de ce Conseil.

Il a été désigné comme membre du « comité de rédaction » chargé de la rédaction en langue flamande des futurs nouveaux arrêtés concernant la sécurité minière.

C) Organe Permanent de la C.E.C.A. à Luxembourg.

Le groupe de travail « Sauvetage » s'est réuni trois fois.

Le Directeur du Centre a été désigné comme membre de la Commission chargée de présenter le rapport d'activité de ce groupe à l'Organe Permanent.

Le groupe « Sauvetage » a siégé à deux reprises en réunion commune avec le groupe « Feux et Incendies » dans le but de fixer la technique de l'arrosage des puits en cas d'incendie de puits.

V. Relations avec les centrales de sauvetage.

A) Belges.

De nombreuses visites ont été effectuées dans les Centrales de sauvetage durant les exercices de formation et d'entraînement des sauveteurs.

Le Directeur du Centre a également fait de nombreuses visites d'inspection du matériel et de l'équipement des Centrales.

Il a assisté aux travaux d'entretien, de réparation, de vérification des nombreux appareils dont disposent les Centrales.

B) Etrangères.

De nombreux séjours ont été faits dans les Centrales de sauvetage étrangères, particulièrement françaises, hollandaises et allemandes.

VI. Essais d'appareils respiratoires.

Les exercices et l'entraînement des sauveteurs à hautes températures se sont poursuivis cette année à la Centrale de sauvetage de Frameries, avec la collaboration de médecins spécialistes de l'Institut d'Hygiène des Mines de Hasselt.

Ces exercices, dont la durée varie de 60 à 120 minutes, se font dans le chantier d'exercices avec des températures montant jusqu'à $T_s = 47^{\circ}8$ et $T_h = 37^{\circ}2$. Ils ont pour but de sélectionner les sauveteurs capables de résister à ces températures extrêmes. Les exercices effectués consistent en travaux lourds ou simplement en marche à plat.

Les Centrales de sauvetage entraînent de nombreux sauveteurs pour des interventions de longue durée. On dispose actuellement d'un grand nombre de sauveteurs capables de supporter l'appareil respiratoire 170/400 pendant 4 heures et plus. Tous ces exercices se font sous surveillance médicale.

VII. Entretien des appareils respiratoires.

Le Centre National organise des cours de rappel et de perfectionnement pour préposés à l'entretien des appareils respiratoires. Ces cours sont organisés avec la collaboration des ingénieurs et des mécaniciens spécialistes des Usines Dräger de Lübeck.

Ces cours ont lieu à la Centrale de sauvetage de Marcinelle pour les bassins du Sud, et à Hasselt, dans les bâtiments du Coördinatiecentrum Reddingswezen, pour le bassin de la Campine.

En outre, un préposé de chaque Centrale de sauvetage sera invité à assister annuellement à un cours supérieur de perfectionnement d'entretien d'appareils respiratoires. Ces cours se donneront à Lübeck (Allemagne) dans les laboratoires des Usines Dräger.

Ces cours sont organisés pour donner aux préposés les connaissances nécessaires leur permettant d'effectuer des réparations, des réglages d'appareils pour lesquels, jusqu'à présent, il était nécessaire de renvoyer ces appareils aux Usines à Lübeck. Ce qui occasionnait de longues mises hors service d'appareils et de gros frais de transport.

VIII. Séances d'information au personnel du fond des charbonnages.

Des séances d'information pour la lutte contre les incendies ont été organisées par le Centre National.

Ces séances avaient pour but de montrer aux ouvriers comment il est possible d'éteindre un incendie naissant avec les moyens dont ils disposent dans le fond et de les convaincre qu'avec ces moyens un début d'incendie peut toujours être éteint.

Ces séances comprenaient un exposé technique du Directeur du Centre National, la projection d'un

film et une quinzaine d'exercices d'extinction par des moyens dont les ouvriers disposent dans les travaux du fond (sable - poussière - extincteurs - eau - etc.).

Lesdites séances ont été organisées à Maurage pour le Bassin du Centre, à Hornu pour le Bassin du Borinage, à Beyne-Heusay pour le Bassin de Liège et à Gilly pour le Bassin de Charleroi.

L'assistance, très nombreuse à chacune de ces séances (environ 600 personnes), comprenait surtout des ouvriers, des surveillants et un grand nombre d'ingénieurs des charbonnages et de l'Administration des mines.

IX. Agréation des extincteurs.

L'article 11 de l'Arrêté Royal du 3 novembre 1958 prévoit que les extincteurs mis à la disposition du personnel du fond doivent être d'un type agréé par le Directeur général des mines.

Une Commission composée du Directeur de l'Institut National des Mines à Pâturages, d'ingénieurs des mines, des Directeurs du Coördinatiecentrum Reddingswezen de Campine et du Centre National Belge de Coordination des Centrales de Sauvetage, a mis au point les critères d'agréation.

Le bûcher standard, le mode d'allumage et les conditions d'extinction ont été fixés.

Les travaux et les essais de cette Commission ont servi de base à la Circulaire n° 116 de la Direction générale des Mines qui fixe les normes d'agréation des extincteurs.

X. Masque de protection contre l'oxyde de carbone.

Dans certains charbonnages, les masques de protection contre l'oxyde de carbone ont été mis à la disposition du personnel depuis près de 3 ans.

L'expérience allemande a prouvé que ces masques subissent un « vieillissement » plus ou moins rapide suivant les traitements qu'ils ont subis et perdent leur efficacité après un certain temps qui dépend surtout de la façon dont les masques ont été manipulés.

En moyenne, les masques ont une durée de vie de 4 ans.

A la demande de l'Administration des mines de Dortmund, la Centrale de sauvetage d'Essen a mis au point une méthode de contrôle par sondage.

Les charbonnages, qui doivent obtenir une prolongation de mise à disposition de leurs masques, peuvent l'obtenir en se soumettant à ce contrôle.

L'Administration des Mines accorde, suivant l'avis de la Centrale de sauvetage d'Essen, des délais de prolongation successifs. Certains charbonnages de la Ruhr ont des masques vieux de 7 ans.

Le Centre National met au point une méthode s'inspirant des mêmes principes et qui tiendrait

compte du double point de vue : sécurité et économie. Cette mise au point se fera avec l'aide et l'accord de l'Institut National des Mines de Pâturages, de la Direction générale des Mines et du Coördinatiecentrum Reddingswezen de Campine.

XI. Initiation du personnel au port du masque de protection contre l'oxyde de carbone.

Séance de rappel.

A la suite des démarches effectuées par le Directeur du Centre National auprès de l'Administration des Mines, la Circulaire n° 106 de la Direction générale des Mines, qui avait fixé la périodicité des séances de rappel à trois mois, a été remplacée par la Circulaire n° 106bis.

Cette périodicité a été fixée à un an comme le Centre National l'avait demandé.

XII. Produits ignifuges.

L'Arrêté Royal du 2 décembre 1957 prévoit, en certains cas, l'utilisation de matériaux ignifugés au lieu de matériaux incombustibles.

Cet arrêté n'a pas prévu l'obligation d'agréer des produits ignifuges. Toutefois, la Direction générale des Mines a chargé l'Institut National des Mines de Pâturages de l'étude de l'efficacité des produits ignifuges.

A l'initiative du Directeur de l'Institut National des Mines de Pâturages, une Commission a été créée. Cette Commission était composée du Directeur et d'ingénieurs de l'Institut National des Mines de Pâturages, de Professeurs d'Universités, des Directeurs du Coördinatiecentrum Reddingswezen de Campine et du Centre National Belge de Coordination des Centrales de Sauvetage.

Les conditions d'essais et d'efficacité ont été provisoirement fixées et ont conduit aux conclusions suivantes :

« Aucun des produits essayés n'est totalement ignifuge, mais les produits présentés aux essais empêchent tout développement et extension rapide des incendies. Ils permettent ainsi aux services d'incendie d'intervenir efficacement avant que l'incendie n'ait pris une ampleur qui ne permettrait plus son extinction par les moyens disponibles ».

XIII. Code de communication.

L'emploi généralisé de l'embout buccal pour les appareils respiratoires empêche les sauveteurs de se parler ou d'utiliser le téléphone. De ce fait, il a été nécessaire de mettre à la disposition des sauveteurs un moyen d'échanger des communications entre eux ou entre eux et la base de départ.

Plusieurs codes de communication étaient en usage, mais ces codes étaient différents pour chaque Centrale de sauvetage et, en plus, assez compliqués.

Le Centre National a mis au point un code très simple qui est généralisé dans les 5 bassins miniers.

Ce code peut être utilisé par coups répétés sur la tuyauterie, par sonnerie de téléphone, signaux lumineux ou sonnettes.

XIV. Documentation.

Une nombreuse documentation a été diffusée par le Centre National (la liste des documentations est annexée).

Cette documentation est envoyée à toutes les Centrales de sauvetage et à tous ceux qui en font la demande.

De nombreux exemplaires ont été demandés par l'Administration des Mines, les charbonnages belges et les organisations de sauvetage étrangères (allemandes, anglaises, françaises et hollandaises).

Le nombre d'exemplaires distribués en 1959 a été de 4.500 environ.

PUBLICATIONS EMISES PAR LE CENTRE

Année 1959

- St. 64/59 : Résumé d'un article au sujet de l'emploi de canaris comme indicateurs d'oxyde de carbone dans l'air.
- St. 65/59 : Note au sujet des huiles pour transformateurs.
- St. 66/59 : Soins à appliquer aux asphyxiés accidentels.
- St. 69/59 : Rapport de la visite des Installations de sauvetage des mines néerlandaises par le Groupe de Travail « Coordination des Organisations de Sauvetage ».
- St. 71/59 : Exercice de tolérance pour sauveteurs en Angleterre : Le « Harvard Jack Test ».
- St. 72/59 : A la recherche d'un test d'aptitude pour sauveteurs.
- St. 75/59 : Note au sujet des tests d'aptitude physique « Harvard Pack Test » et « Harvard Step Test ».
- St. 76/59 : Les épreuves d'effort.
- St. 77/59 : Projet de Code de Communication entre : 1. Base de départ et sauveteurs ; 2. Sauveteurs et base de départ.
- St. 80/59 : Injection d'eau dans les puits.
- St. 81/59 : Influence du ruissellement d'eau dans les puits de retour d'air.
- St. 82/59 : Séance d'information dans le Bassin du Centre le 27-4-59, au sujet de la lutte contre les feux et les incendies de mines.
- St. 83/59 : L'emploi de Terylène dans les flexibles d'incendie.
- St. 84/59 : Extincteurs à poudre - Un grand progrès.
- St. 86/59 : Rapport de la visite des Installations de sauvetage minier en Angleterre par le Groupe de Travail « Coordination des Organisations de Sauvetage ».
- St. 87/59 : Appareil de détermination de CO dans l'atmosphère de la mine (appareil construit par M. Sermeuse, chimiste des Charbonnages du Bois-du-Luc).
- St. 88/59 : Directives pour l'examen et estimation d'efficacité des masques de protection contre l'oxyde de carbone en vue de la prolongation de mise à disposition.
- St. 89/59 : Séance d'information dans le Bassin du Borinage le 13 juillet 1959, au sujet de la lutte contre les feux et les incendies de mines.
- St. 90/59 : Casques de couleur pour mineurs.
- St. 91/59 : Extrait d'un exposé du Dr. Scott, médecin au National Coal Board, au sujet de l'examen médical des sauveteurs.
- St. 93/59 : Examen et estimation d'efficacité des masques de protection contre l'oxyde de carbone.
- St. 94/59 : Prises d'échantillons d'air de la mine.
- St. 95/59 : Toxicité de l'oxyde de carbone.
- St. 96/59 : Appareils respiratoires.
- St. 97/59 : Emploi du « Brandex ».
- St. 98/59 : Essais du vêtement ignifuge « S.O.S. ».
- St. 99/59 : Nacelle de sondage et de sauvetage - Protecteur du câble.
- St. 100/59 : Rapport de la visite aux mines, installations et postes de secours du Bassin charbonnier de Sulcis (Sardaigne) par le Groupe de Travail « Coordination des Organisations de Sauvetage ».
- St. 101/59 : Séance d'information dans le Bassin de Liège le 28 septembre 1959, au sujet de la lutte contre les feux et les incendies de mines.
- St. 103/59 : Influence sur la ventilation de l'injection d'eau dans un puits.

- St. 105/59 : Détermination simple et rapide du danger d'explosion de mélanges complexes de gaz d'incendie d'après la circulaire 7901 du Bureau of Mines (U.S.A.) - Graphique de Jones.
- St. 106/59 : Influence d'un incendie sur l'aéragé de la mine.
- St. 108/59 : Extraits du rapport de T.A. Jones O.B.E., de la South-Western Division (Angleterre), pour l'année 1958, I. Explosions de grisou - II. Dégagements instantanés - III. Prévention et lutte contre incendie.
- St. 109/59 : Erreur d'exécution dans les travaux de sauvetage dans la mine X. Circonstances entourant l'accident mortel survenu à un sauveteur lors des travaux de lutte contre un incendie.
- St. 110/59 : L'accident électrique - Electrocutation.
- St. 111/59 : Equipe de sauvetage en intervention pour le ravitaillement en eau de la ville de Siegen.
-

Sélection des fiches d'Inichar

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

Cette double parution répond à deux objectifs distincts :

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

A. GEOLOGIE. GISEMENTS. PROSPECTION. SONDAGES.

IND. A 24

Fiche n° 26.824

K. TASCH. Die Möglichkeiten der Flözgleichstellung unter Zuhilfenahme von Flözbildungsdiagrammen. *Les possibilités de synonymie des couches par les diagrammes d'identification.* — *Bergbau Rundschau*, 1960, mars, p. 153/157, 5 fig.

L'auteur a indiqué antérieurement un procédé graphique, sorte de carte d'identité de la couche ; il est basé sur l'estimation du recouvrement d'eau au moment de la formation de chacune des passées dont la couche est constituée ; en niveau profond les bactéries anaérobies dominant, il y a prédominance de vitrinite à haute teneur en M.V. ; par contre, la micrinite avec un pourcentage plus élevé en carbone est l'apanage d'un recouvrement plus faible... Le mur est placé à gauche, le toit à droite. Un trait qui monte et descend selon les constituants donne l'image de la couche où les variations d'épaisseur demandent cependant une certaine interprétation. La corrélation s'établit par l'analogie des coupes. Depuis lors, l'auteur a eu l'occasion de suivre les couches Morgensonne, Prosper 3, Katharina, Franz Haniel etc... parfois avec des écarts de situation atteignant 10 km. Un certain exercice permet des identifications presque évidentes et aussi des rectifications.

IND. A 2544

Fiche n° 26.597

R. HOARE. Red beds in the coal measures of the West Midlands. *Les roches rouges de la stampe houillère de l'Ouest Midlands.* — *Transactions*, 1959, décembre, p. 185/198, 3 fig.

La couleur des roches rouges est due à la présence d'oxyde ferrique résultant de l'oxydation de composés ferrifères ; dans la stampe houillère, ce phénomène s'est produit pendant une émergence probablement en climat chaud et humide. Il existe deux sortes de roches rouges qui se distinguent par le mode de formation ; on les appelle primaires et secondaires, les premières s'étant déposées à l'état oxydé et les autres à l'état de sédiments gris oxydés et rougis après des phases de dépôt, subsidence et émergence. La formation des roches rouges est associée avec les mouvements tectoniques positifs et on doit retenir que les conditions qui produisent les roches rouges sont incompatibles avec la conservation des couches.

Des exemples sont cités de roches rouges secondaires dans la stampe houillère productive, associées à la discordance de la base du Nouveau Grès rouge. La preuve est exposée, de coloration rouge secondaire avec érosion de couches en relation avec la discordance dans le Houiller moyen et inférieur et on admet que cette émergence est en relation avec les plissements Malvernien primaires. Les marnes

Etrusciennes sont considérées comme des roches rouges de première espèce formées par les produits de l'érosion lors de ces mouvements.

IND. A 46

Fiche n° 26.805

M. DONATH et H. MATHES. Strahlungsmessungen auf der Schächanlage Carolinenglück und ihre Ergebnisse. *Mesures de rayonnement (électronique) à la mine Carolinenglück et leurs résultats.* — Glückauf, 1960, 9 avril, p. 518/520, 3 fig.

Ainsi que Hesemann (cf. f. 21.777 - A 352) et d'autres l'ont signalé, dans une zone déterminée les failles du Houiller sont minéralisées. Il y a une zone à Chalcopryrite entre les mines Pluto, Hannibal, Centrum, Fröhliche Morgensonne et Carolinenglück. A cette mine, il y a des venues d'eaux thermales en trois régions différentes. La plus grande venue accompagnée de schlamms a sa source dans la couche Finefrau au 9^e étage (1001 m) section est. Elle sort avec une température de 52°. Une autre source se trouve dans la section ouest de la même couche, à 210 m de la première. Une troisième se trouve dans le bouveau qui va à la section est ; cette eau forme des stalactites et des stalagmites. On a effectué des mesures radioactives avec un scintillomètre (type 963 A de l'armée de l'air canadienne) ; on s'est aperçu après de nombreuses mesures que le rayonnement ne provenait pas des gisements, mais bien des eaux schlammeuses et thermales. Le spectre gamma de ces boues comparé à celui du radium pur montre une bonne concordance. Les cendres de la couche Finefrau sont d'ailleurs tout à fait inactives. Des mesures avec des appareils de laboratoire plus précis confirment que ce ne sont pas les eaux thermales, mais bien les sels dissous dans les schlamms, qui sont radioactifs ; l'élément est du Jonium (Th 230) ; il est accompagné de barium. L'origine du dépôt reste un problème.

B. ACCES AU GISEMENT. METHODES D'EXPLOITATION.

IND. B 112

Fiche n° 26.841

X. Schnellabteufen eines Förderschachtes in der Grube Nowo Butowka. *Fonçage rapide d'un puits d'extraction à la mine Nowo Butowka.* — Bergbautechnik, 1960, mars, p. 146/147, 2 fig. - Tiré de *Ugol Ukrainien*, n° 8, 1959, p. 35/39.

A la mine Nowo Butowka, on a creusé un puits de 5,50 m de Ø utile pour extraction par skips avec un avancement mensuel de 264,60 m puits fini. Ce record mondial a été obtenu grâce à une nouvelle organisation et l'emploi de l'équipement KS-1 m. Creusement et bétonnage ont des équipements indépendants. En tête de l'équipement de forage, il y a un double plancher de protection où se termine le cuvelage de protection descendant ; chaque feuillet

du plancher est percé de deux passages circulaires pour le passage des cuffats. A ce plancher sont attachés quatre câbles de guidage et deux de centrage. Le cuvelage de protection comprend une dizaine d'anneaux avec revêtement complet et descend jusqu'au tas de pierres. Sous le double plancher de protection, il y a un troisième plancher qui peut descendre à 5 ou 6 m du premier et porte la grue de chargement ; le grappin peut se déplacer radialement et horizontalement, il a une capacité de 650 litres et est du type poulpe. Sitôt qu'un cuffat est chargé, la grue cède la place pour la montée. Tout ce dispositif est calé à la paroi par des treuils à vis. Ventilation et pompage sont assurés normalement. L'équipement de bétonnage prend le départ pour une passe vers le haut, à 1 ou 2 m plus haut que le plancher double de protection ; il comporte un roulisse qui porte le coffrage de base pour le béton et un plancher fermé, sauf une ouverture ovale garnie d'un tubage d'environ 1 m de hauteur pour le passage des deux cuffats. Au-dessus du roulisse et progressant avec les passes ayant fait prise se trouve le coffrage métallique. Le béton est déversé de camions basculants dans des entonnoirs d'où il descend dans les tuyaux qui se terminent par des éléments articulés facilitant la mise en place directe. L'installation a assuré particulièrement bien la sécurité du personnel.

IND. B 31

Fiche n° 26.580

B. HOULDEN. High-speed tunnel drivage.

Part I : Drilling, stemming and shottfiring. *Le creusement des galeries à grands avancements. 1^{re} partie : Perforation, bourrage et tirs.* — Iron and Coal T.R., 1960, 25 mars, p. 687/697, 13 fig.

Part II : A comparison of loading equipment. *II^e partie : Comparaison des engins de chargement.* — Iron and Coal T.R., 1960, 1^{er} avril, p. 765/770, 4 fig.

Part III : Standard of organization. *III^e partie : Méthodes d'organisation.* — Iron and Coal T.R., 1960, 8 avril, p. 815/820.

L'importance économique d'améliorations dans le délai de creusement des travers-bancs peut se chiffrer par environ 4,5 % des frais d'installation d'un nouveau charbonnage si on gagne un an sur ce délai. Alors qu'entre 1953 et 1955 on n'a guère dépassé 36 m d'avancement en travers-bancs par semaine dans les charbonnages, on a atteint dans le creusement des tunnels hydro-électriques des avancements 4 à 5 fois plus grands. A vrai dire, le soutènement dans ceux-ci est moins difficile, voire inexistant. Cependant des perfectionnements peuvent être apportés aux creusements dans les charbonnages et une comparaison systématique de l'organisation, de l'équipement, des méthodes, a été entreprise entre les travaux de galeries de Grande-Bretagne et ceux des autres pays.

De nombreux diagrammes ont été relevés en portant en abscisses la longueur moyenne des trous

forés et en ordonnées la durée totale du forage. Chaque diagramme se rapporte à un type de roche déterminé : dure, moyenne, tendre et à une section de creusement déterminée.

Chacun permet de comparer les avancements de forage obtenus avec un équipement déterminé : perforateurs lourds sur plate-forme, sur affût ou trépied de types divers, hydro-électriques ou autres, perforateurs tenus à la main. Les différences sont considérables.

L'organisation du travail (volées réunissant le plus grand nombre de trous possible et le plus profond possible, etc...) a également de l'importance ainsi que la densité de personnel, mais il y a naturellement lieu de tenir compte des possibilités que les circonstances permettent.

Après le forage, on examine les autres facteurs intervenant dans le creusement : chargement des mines, bourrage et tir, choix du schéma de tir, compte tenu des dispositions réglementaires.

Les engins de chargement des déblais les plus usités sont de plusieurs types : à pelles (Eimco, Conway), à bras ramasseurs, Duckbills, scrapers. Ils ont tous leurs avantages, les Eimco étant toutefois les plus en faveur, et le choix dépend des conditions locales particulières, en premier lieu du mode d'évacuation, convoyeurs, berlines, wagonnets, et de l'organisation.

De nombreux exemples permettent de comparer les diverses méthodes, d'évaluer les temps de chargement pour les sections de creusement les plus courantes.

Le soutènement le plus employé est fourni par les cintres métalliques en deux, trois ou quatre pièces avec des écartements dépendant de la nature des terrains. Les temps de pose sont renseignés pour de nombreux cas d'application, avec le personnel affecté au travail, le poids des pièces etc...

Le boulonnage des terrains est applicable dans certains terrains, soit comme adjuvant, soit comme moyen unique éventuellement.

L'article traite enfin de l'organisation du travail de soutènement, placement des cintres et garnissage pour différentes sections, donnant les temps de pose relatifs à l'importance du personnel qui y est affecté.

Le groupe d'études du N.C.B. affecté au creusement des tunnels a mis sur pied un programme d'organisation destiné à réaliser les avancements les plus élevés possibles, avec les combinaisons d'équipement les plus appropriées et le personnel le mieux adapté. L'organisation de l'entretien a été mise au point également.

On a dressé des tableaux répartissant les tunnels et galeries à creuser en divisions basées, d'une part, sur la dureté des terrains et, d'autre part, sur les sections de creusement.

Pour chaque division, on indique le mode d'équi-

pement de forage et de chargement des déblais le plus recommandable, les dimensions de cintres de revêtement, et les avancements réalisables, comparés à ceux qui ont été couramment obtenus dans des creusements achevés. Les points sur lesquels peuvent porter des améliorations de rendement sont indiqués dans le domaine technique et une comparaison est dressée entre les prix de revient des tunnels à grands avancements et ceux qui sont normalement réalisés.

IND. B 33

Fiche n° 26.573

H. SCHROEDER. Ausrüstung und Organisation eines Gesteinsstreckenvortriebes bei Ausbau in Stahlingen. *Équipement et organisation d'un creusement de galerie avec revêtement en cercles métalliques.* — Glückauf, 1960, 26 mars, p. 451/452, 2 fig.

Les mines de Bavière exploitent dans l'Oligocène, à des profondeurs de 600 à 700 m ; les cintres TH occasionnent des frais d'entretien trop élevés, on a de plus en plus recours au cercle métallique TH à 4 éléments. Deux exemples de galeries en service sont cités et le détail est donné pour un projet de voie en direction. A Penzberg, une galerie de 4,5 m de diamètre utile avec une section de creusement de 19 m². Cintres tous les mètres, 5 h à 3 postes, avancement : 2,40 m.

A Peissenberg, une galerie de 4,80 m de diamètre utile, section à terre nue : 24,5 m², utilisation d'une chargeuse Salzgitter HL 400, le sol est recouvert de gravier, il y a des pompes électriques régulièrement espacées pour éliminer les eaux. Pour 2,40 m d'avancement, il y a 3 1/2 postes à 6 hommes.

Le chantier en projet est représenté : il s'agit d'une voie en direction à Emil Mayrisch. Une pelle à ratcau est prévue (Westfalia) ; sa chaîne à radettes déverse sur une bande en caoutchouc de 20 m de longueur, mobile sur rails, et dont le châssis est de plus suspendu à des rails porteurs par chariots. Les produits sont déversés en berlines de 1.300 litres. Le forage des mines est facilité par une plate-forme de travail, 5 marteaux perforateurs sont prévus. Le plan d'organisation est donné avec 4 équipes de 9 h + 4 h supplémentaires au 4^{me} poste, temps de travail utile au chantier : 560 min/poste, cintres TH, poids du profilé : 36 kg/m, section utile : 15,5 m², à terre nue : 22,1 m², espacement des cercles : 70 cm.

C. ABATTAGE ET CHARGEMENT.

IND. C 234

Fiche n° 26.854

S. MUELLER et R. HERRMANN. Zur Frage Brückenzünder oder Spaltzünder. *Sur la question des détonateurs à pont ou à intervalle.* — Nobel Heft, 1960, mars, p. 37/42.

Les détonateurs à allumage par étincelle dans un intervalle sans filament avaient été créés dans le

but de parer au danger d'allumage par les courants vagabonds, les détonateurs à filament-pont ont toutefois le grand avantage de demander une chute de tension moins élevée et permettent donc, avec le même explosif, l'amorçage en série d'un plus grand nombre de mines. Les auteurs montrent que les précautions imposées par la réglementation ont rendu le danger des courants vagabonds beaucoup moins grave et que le détonateur à pont est à d'autres points de vue (tels que la constance de la tension nécessaire) d'un emploi plus sûr que le détonateur à intervalle.

IND. C 234

Fiche n° 26.856

E. WEHNER. Neue Typen elektrischer Zünder. *Les nouveaux types de détonateurs électriques.* — Nobel Hefte, 1960, mars, p. 48/52, 1 fig.

Causes de danger d'allumage prématuré : courants vagabonds, énergie technique à haute fréquence, manifestations électrostatiques et électricité des orages. - Types de détonateurs : I précis : instantanés - à temps : 1/2 s ou millis. - II à tolérance : immédiats - cordeau détonant. Les détonateurs électriques peuvent être à pont ou à intervalle. Réglementation pour les premiers : résistance du pont : 1 à 2,5 ohms - énergie nécessaire comprise entre 0,8 et 3 mWs/Ω (les explosifs doivent au moins débiter 4 mWs/Ω - 5 détonateurs en série doivent exploser sans raté sous un courant continu de 0,8 A, ils doivent supporter un courant de 0,18 A pendant 5 min sans exploser et ils doivent exploser sous un courant de 0,6 A pendant 10 millis. Pour les détonateurs à intervalle, ils doivent sauter sous une tension de 120 V et une capacité de 1 μF - 5 détos en série doivent sauter sans raté à 220 V continu ; ils doivent supporter une tension de 15 V pendant 5 min sans sauter.

Le danger des courants vagabonds et de l'énergie technique à haute fréquence a fait l'objet de publications antérieures. L'allumage prématuré par les manifestations électrostatiques est repris ici : 3 processus sont possibles : 1) avec une capacité de seulement 1 pF dans le circuit de tir, il suffit d'une tension de 4.000 V pour développer une décharge de 4 mWs/Ω, ce qui est le double de ce qui est requis pour faire sauter un détonateur, or une charge statique de 10 kV n'est pas une chose rare - 2) le bourrage pneumatique ou l'emploi de l'air comprimé pour un forage quelconque près du lieu de chargement peut développer une tension électrostatique élevée - 3) l'emploi des plastiques est aussi dangereux, le développement de son emploi est à surveiller. La Dynamit Nobel A.G. de Troisdorf a solutionné le problème autrement : le détonateur TIOU (type insensibilité 10) se caractérise surtout par une impulsion d'allumage de 9 à 15 mWs/Ω au lieu de 1,5 habituel. Il faut un explosif spécial dé-

veloppant 22 mWs/Ω au lieu des 4 habituels (Explosif ZEB/G 3000/40 représenté).

IND. C 240

Fiche n° 26.861

J. COCU, D. SEELEMANN et M. GILTAIRE. Transmission de la détonation en trou de mine. — Revue de l'Industrie Minérale, 1960, mars, p. 319/338, 9 fig.

Les méthodes d'étude de l'aptitude à la transmission des explosifs visent, en France, à mesurer le coefficient de self-excitation par des essais de transmission de détonation entre deux cartouches. On a étudié les facteurs de cette transmission : influence de la nature du confinement entourant les cartouches, résultats obtenus en roche calcaire et en charbon ; distinction entre l'influence au droit de la cartouche excitatrice et en aval ; interprétation de résultats d'essais. La nature, comme d'ailleurs le diamètre du confinement, ont une influence relativement faible. Un autre facteur envisagé est le diamètre des cartouches : les essais montrent qu'il favorise la transmission par son augmentation, surtout en milieu confiné. La présence d'obstacles entre les cartouches est ensuite étudiée au moyen des divers artifices photo ou cinématographiques avec résultats.

L'influence du bourrage a été évaluée également et trouvée faible. L'article fournit des résultats d'essais, avec leur interprétation, sur la détonation d'une charge longue confinée : ils mettent en évidence l'existence d'une onde de compression qui se propage plus vite que l'onde de détonation et peut arrêter celle-ci, surtout en milieu confiné. L'influence de l'humidité de l'explosif et de son vieillissement est examinée.

IND. C 241

Fiche n° 26.858

A. HOELPER. Wasserbesatz - Lettenbesatz. Vorschlag zur Vereinfachung des Besatzens der Schüsse bei gleichzeitiger Erhöhung der Grubensicherheit. *Bourrage eau-argile. Projet pour la simplification du tir tout en accroissant la sécurité.* — Nobel Hefte, 1960, mars, p. 67/68, 1 fig.

Le bourrage à l'eau a sur le bourrage à l'argile de nombreux avantages. Cependant, son emploi dans la circonscription de Dortmund est encore hésitant. Cela est dû à la réglementation admise : on peut remplacer le bourrage à l'argile par le bourrage à l'eau en cartouche en plastique à la condition d'y adjoindre une carotte en argile, ceci en vue de garantir un bon calage du bourrage à l'eau. La nécessité d'apporter ainsi deux matériaux fait qu'on s'en tient à l'argile seule, on craint en outre la négligence des ouvriers qui oublieraient par inadvertance ou non de mettre cette carotte, d'où mauvais bourrage. Cet inconvénient peut être évité par la réalisation d'un accouplement entre la cartouche à eau et la carotte en argile : une figure montre un exemple de réalisation : une gaine en plastique ajouré

au droit de la cartouche en argile embrasse également la cartouche à eau, d'où rapidité du bourrage, bon bourrage assuré, économie de temps, facilité de transport.

IND. C 243

Fiche n° 26.855

W. SPALLEK. Messen von Streuströmen in Bergwerken unter Tage. *Mesure des courants vagabonds dans les travaux du fond.* — Nobel Hefte, 1960, mars, p. 42/46.

L'emploi de l'électricité est tellement développé de nos jours que la production d'un courant de fuite est toujours possible. Il est donc utile de pouvoir apprécier le danger d'allumage prématuré d'un détonateur dans un cas particulièrement défavorable. L'origine de ces courants peut relever d'un des cinq points suivants : 1) les transports électriques à trolley - 2) la distribution triphasée en cas de fuite - 3) le voisinage des chemins de fer à courant à 16 2/3 Hz en Allemagne - 4) les lignes de surface à haute tension avec neutre à la terre, en cas de perte - 5) les réseaux de tramways. Comme signalé dans l'article précédent (26.854 - C 234), le danger des points 2) à 5) est extrêmement réduit comme ces auteurs l'ont montré et comme il résulte de nombreuses mesures. Les mesures de perte peuvent donc se limiter au cas des transports par loco à trolley et dans un certain rayon. L'article donne quelques directives de temps et de lieu pour ces mesures. Pour les conditions pratiques de réalisation, il faut s'appuyer sur les circonstances locales.

IND. C 40

Fiche n° 26.486

H. KUHLMANN. Die Mechanisierung und Elektrifizierung im sowjetischen Steinkohlenbergbau. Studienreise in die Sowjetunion des S.K.B.V., 19 Mai bis 8 Juni 1959. *La mécanisation et l'électrification de l'industrie charbonnière en U.R.S.S. Voyage d'étude de la S.K.B.V. du 19 mai au 8 juin 1959.* — 1960, p. 35/47, 25 fig.

Les ingénieurs russes se sont appliqués, surtout ces dix dernières années, à développer la mécanisation de l'exploitation et des travaux préparatoires. Déjà, fin 1957, 31 % du charbon dans 1.700 tailles étaient chargés mécaniquement. Les haveuses à cadre des types Donbass (type 1 pour grande couche) et Gorniak ou Schachtjor (pour couches minces) ainsi que UKT-1 équipent 1.400 tailles. L'article donne une vue de la Donbass 2.

Au point de vue soutènement, la pile de foudroyage à 2 vis télescopiques a déjà été maintes fois signalée, il existe un étau hydraulique GS-2 et le soutènement marchant MPK a été rencontré dans le bassin d'antracite de Rostov. Plusieurs machines pour le creusement de galeries en charbon sont aussi reproduites : la K 26 est en réalité une machine frontale d'abattage avec chaîne de havage et chargement au pied et 4 couronnes de fraisage avec

2 puissants couteaux tournant l'un vers l'autre. La PK-2 m prend des saignées verticales par 2 chaînes qui s'écartent et se rapprochent. Les PK-2 et K 56 portent des bras à bouts sphériques.

IND. C 4215

Fiche n° 26.863

HEELEY C° Ltd. Heeley « Helix » drum for Anderton Shearer loaders. *Le tambour Heeley Helix pour les machines Anderton.* — N.C.B. Information Bulletin, n° 60/216, 7 p., 9 fig.

Le tambour Heeley « Helix » pour abatteuses-chargeuses Anderton a plusieurs segments hélicoïdaux montés sur un cylindre de base et portant des outils ou pics de modèle spécial. Les machines utilisant ces tambours avancent à une vitesse beaucoup plus grande, d'où production et rendements en gros accrus. Ces avantages sont dus surtout à l'angle d'attaque des pics et à l'efficacité de chargement des segments hélicoïdaux. La disposition des pics favorise d'autre part la production de gros. Elle doit d'ailleurs être étudiée et fixée sur place en fonction des conditions locales particulières qui déterminent le sens de rotation à adopter. La notice fournit des images de types de pics avec leur schéma de répartition sur le tambour et les résultats obtenus en comparaison avec des tambours du modèle courant.

IND. C 4220

Fiche n° 26.582

C. POMEROY et P. FOOTE. A laboratory investigation of the relation between ploughability and the mechanical properties of coal. *Recherche de laboratoire sur la relation entre la rabotabilité et les propriétés mécaniques du charbon.* — Colliery Engineering, 1960, avril, p. 146/154, 7 fig.

On a pratiqué des expériences sur des échantillons de charbon au moyen d'un outil taillant des rainures, diversement orientées par rapport à la stratification, de profondeur variant entre 5 et 10 mm. Les échantillons subissaient une charge à deux niveaux de 3,5 et 35 kg/cm². On a mesuré les résistances à la pénétration, au choc, à la compression, à la traction et la fissuration.

Des différents résultats obtenus dans ces essais, on peut tirer les conclusions suivantes :

Les essais de choc et de compression donnent peu de renseignements sur la rabotabilité. Les taux de fissuration sont utiles à connaître, mais ne tiennent pas compte de la charge des terrains. Les pénétromètres utilisés comme instruments de mesure renseignent sur la pression des terrains, mais mal sur la fissuration. Leurs indications doivent se compléter par la mesure du taux de fissuration.

Des mesures sur place de la résistance à la rupture, à la traction donneraient des résultats plus directement utilisables au point de vue de la rabotabilité. Toutefois, le pénétromètre peut fournir, sur

la résistance du toit et du mur, des renseignements qui sont essentiels pour apprécier la rabotabilité d'une couche.

IND. C 4226

Fiche n° 26.883

W. SCHAEFER. Beschaffenheit, Prüfung und Beurteilung hochfester Hodel- und Förderketten für den Bergbau. *Constitution, essais et appréciation des chaînes à haute résistance pour rabots et convoyeurs de mine.* — Glückauf, 1960, 23 avril, p. 550/562, 26 fig.

Evolution de la qualité des aciers pour chaînes de traction : jusque vers 1930 le fer forgé à la main a été préféré, la soudure électrique était moins estimée : l'oxyde formé restait occlus dans la soudure. L'insuffisance de la charge de rupture des aciers au carbone ordinaire pour les grandes longueurs (maillons en fer de 18 mm - distance dépassant 200 m - charge de rupture de 12 t) et d'autre part l'emploi d'aciers au manganèse appropriés (0,24 % C, 1,4 % Mn élémentaire) et traités par trempe superficielle et revenus ont fait donner la préférence à ces derniers, parfois même on utilise les aciers spéciaux au Cr ou Cr-Mo.

La distribution des tensions et compressions le long du maillon est représentée. On distingue les maillons courts : longueur d'œillet = largeur extérieure, et les maillons 1/2 longs ou longs. Pour ces derniers, la longueur d'œillet = 2 fois la largeur extérieure. Pour apprécier la qualité d'une chaîne, la charge de rupture ne suffit pas ; il faut connaître encore son allongement à la rupture (qui est en raison inverse de l'allongement permanent) et soumettre un tronçon aux charges répétées : on distingue les classes 2, 3, 4 ou 5 suivant qu'on a effectué 0, 30.000, 50.000 ou 70.000 tractions répétées à la charge de service. Les allongements permanents sont notés.

IND. C 4231

Fiche n° 26.882

W. STRUEMPLER. Weitere Erfahrungen mit dem continuous Miner im Flözstreckenvortrieb auf der Zeche Niederrhein. *Résultats ultérieurs obtenus avec l'abat-teuse-chargeuse Joy dans le creusement des galeries à la mine Niederrhein.* — Glückauf, 1960, 23 avril, p. 541/550, 13 fig.

Depuis l'article de H. Merkel (cfr 14463 - C 4231), l'abat-teuse-chargeuse Joy a continué sa carrière à la mine Niederrhein. L'auteur donne un certain nombre de précisions. Pourquoi a-t-on pensé à cette machine à la mine susdite ? Parce qu'il y avait une communication chassante de 1.700 m à faire dans la couche Geitling (1,80 m à 2,10 m d'ouverture). On a débuté avec la méthode américaine à 2 galeries parallèles et des recoupes tous les 40 m, bientôt on les a espacées à 200 m, la ventilation étant bonne. Avant d'être arrivé au bout (après plus de 1.000 m), le toit est devenu trop mauvais et on l'a mise dans la couche Finefrau (1,20 m à

2 m d'ouverture avec 50 à 60 cm de pierres et charbon très dur) : la machine s'est bien comportée mais l'ouverture est devenue trop petite. Dans cette couche, on eut l'occasion d'essayer des inclinaisons atteignant 30° et des pendages en travers de 15° : toutefois à partir de 12°, il faut aider la machine avec des treuils auxiliaires, dans les rejets en terrains durs, ou miner. En dessous de 1,55 m d'ouverture, on a enlevé la machine et on l'a mise dans la couche Girondelle 5 (1,50 m à 2,50 m) où elle est encore. Le résultat global c'est que la production journalière qui était de 4.600 t est actuellement de 7.400 t pour le premier semestre 1959. La machine avec son convoyeur coûte 8,8 M FB. Un prix de revient est donné qui paraît plutôt exagéré vers le haut (amortissement en 4 ans + 10 % d'intérêt, pièces de rechange annuelles = 40 % du prix de la machine) frais d'exploitation = à la somme des salaires + machine (?). On dépasse ainsi le prix du creusement à la main, mais la préparation des chantiers avance rapidement : vitesse nette de creusement = 1 m/15 min. Avec une bonne organisation, on atteint maintenant 72 % de temps d'utilisation. Pour les plus petites ouvertures, à la place du type 4-J.C.M., un type 3-J.C.M.-5 a été créé qui est décrit en détail.

D. PRESSIONS ET MOUVEMENTS DE TERRAINS. SOUTÈNEMENT.

IND. D 221

Fiche n° 26.569

O. JACOBI et G. HOLTZ. Die Ableitung von Gesetzmäßigkeiten aus den Druck- und Konvergenzmessungen im Blasversatz. *Déduction de conformité à une règle des mesures de convergence et de pression en remblai pneumatique.* — Glückauf, 1960, 26 mars, p. 419/428, 21 fig.

Pression et affaissements dans une couche en exploitation sont soumis à des lois physiques. Les mesures au fond ne permettent généralement pas de prévoir dans quelle mesure les conditions géologiques et techniques influenceront ces grandeurs. Même en conditions régulières, une telle loi dépend de trop de facteurs pour pouvoir être exprimée facilement. L'article se limite donc à établir des relations empiriques et à déduire, de ces formules d'approximation, des lois simples concordant avec les mesures dans un domaine déterminé.

On part des caractéristiques observées : pression sur les remblais et convergence en fonction du temps ; un graphique simple permet d'en tirer le diagramme : pression sur les remblais = f(convergence). Cette courbe est de forme logarithmique.

On a : $conv = conv_v + a \lg(p - p_v)$ où a $conv$ et p_v sont des constantes de départ. Sur papier semi-logarithmique, on a donc des droites. On cons-

tate que la concordance entre valeurs calculées et valeurs mesurées se réalise, non seulement pour la courbe moyenne qui a servi de base, mais aussi pour des cas quelconques : on a des droites avec diverses inclinaisons : la tangente de l'angle avec les abscisses caractérise le matériau utilisé, qui peut d'ailleurs être un remblai en gros morceaux, il y a analogie avec un ressort en acier : c'est l'accroissement de résistance (kg/cm^2) par cm de tassement ; constant pour le ressort, il grandit pour le remblai ; en outre il y a une constante de préconvergence et une autre de 1^{re} poussée (voir formule plus haut). Pendant cette première période, la loi est différente. Pour préciser maintenant les 2 caractéristiques : $p = f(\text{temps})$ et $c = f(t)$, il faut au moins en rechercher une des deux par mesures directes : on trouve que la convergence suit une loi hyperbolique. De ces deux lois, on tire la forme de la pression en fonction du temps (Détails des calculs en annexe).

IND. D 221

Fiche n° 26.572

H. HOFFMANN. Die Ergebnisse der Untersuchungen auf der Schachtanlage Neumühl, ein Beitrag zur Klärung der Gebirgsmechanik. *Les résultats des recherches à la mine Neumühl : une contribution à l'éclaircissement de la mécanique des roches.* — Glückauf, 1960, 26 mars, p. 440/450, 10 fig.

Pour mieux connaître le mécanisme des pressions de terrain, il ne suffit pas d'approfondir nos connaissances dans certaines branches de la mécanique des roches, il faut encore prendre les résultats acquis dans leur ensemble et dans l'optique du but cherché pour pouvoir dire si et jusqu'à quel point ces connaissances se coordonnent, se redoublent ou laissent des lacunes, montrant la voie pour de nouvelles recherches.

L'auteur analyse ainsi d'une façon très détaillée les recherches des divers collaborateurs cités antérieurement (cf. f. 26.565 - D 231) et cela à trois points de vue : concernant le processus mécanique dans les roches en majorité intactes et celui des roches déformées par fracturation, ainsi que l'influence des forces de frottement sur la mécanique des roches.

Pour nous en tenir à un exemple, citons l'allure symétrique des courbes obtenues sur modèle en Plastiline par Jacobi dans le cas d'une discontinuité et celles de Born mesurées au fond dans l'axe d'une galerie et relatives aux variations de longueur en fonction de l'éloignement de la taille ; l'auteur trouve une distribution analogue dans la déformation de la surface d'un bac d'eau à écoulement central. Elles sont aussi comparées à celles que Brändle obtient pour les variations d'écart de jalons dans le toit.

De ces nombreux collationnements, l'auteur conclut : le lecteur pourrait conclure de ces résultats

hétéroclites que nous n'avons guère avancé. Ce serait une erreur, il reste certainement beaucoup à faire mais on sait à présent quand, comment, où et ce que nous devons faire. Les lacunes sont précisées ainsi que l'importance à attribuer à chaque sorte de recherches pour arriver à plus de sécurité dans les travaux.

IND. D 2221

Fiche n° 26.567

G. EVERLING. Gesteinmechanische Untersuchungen und Grundlagen zur Ermittlung des Gebirgsdruckes aus Bohrlochverformungen. *Recherches sur la mécanique des roches et bases pour la détermination de la poussée par la mesure de la déformation des trous de sonde.* — Glückauf, 1960, 26 mars, p.390/409, 17 fig.

Résultats de mesures sur de nombreuses carottes de sondage, cercles de Mohr et tableaux des caractéristiques. Comparaison des résultats obtenus par les ultra-sons. Mesures des modules d'élasticité, corrélation physique de quelques observations : relation des résultats de mesures avec les propriétés pétrographiques - relation entre le module d'élasticité et le danger d'éboulement - écarts entre les valeurs du module d'élasticité par différentes méthodes - influence d'une tension transversale gênante.

Utilisation des mesures de déformation en trous de sonde : l'état de tension en terrain vierge - mesure de la pression supplémentaire sur le pilier avant - influence de l'hétérogénéité des terrains sur l'état de tension et la déformation en trou de sonde.

Conclusions sur : la résistance des roches du Houiller - l'angle de rupture - la caractéristique mécanique et le « module de déformation » - l'utilisation des mesures en trou de sonde : réserves sur les approximations nécessaires - facteurs pouvant fausser les mesures : humidité, température, pseudo-plasticité, longue durée des mesures nécessaires.

IND. D 2224

Fiche n° 26.566

E. BRAENDLE et G. HOLTZ. Die Ermittlung der Bohrlochverformungen, Konvergenzen und Versatzdrucke mit den auf der Schachtanlage Neumühl verwendeten elektrischen Fernmessgeräten. *La détermination de la déformation des trous de sonde, de la convergence et de la pression sur le remblai avec les appareils de télé-mesures électriques employés à Neumühl.* — Glückauf, 1960, 26 mars, p. 378/389, 29 fig.

Les déformations en trous de sonde dans le domaine d'élasticité des couches et des épontes peuvent être traduites en tensions quand on connaît les caractéristiques élastiques et qu'on mesure les variations de diamètre.

Disposition des trous de sonde en couche perpendiculairement ou obliquement à la surface sans difficulté, sauf dans la direction de la schistosité (bloques).

Étalonnage des mesures en roche (cf f. 15.256 - D 2221), la poussée du terrain est mesurée au ca-

dran de lecture à un facteur près e qu'on détermine par une série de lectures préliminaires qu'on porte en diagramme.

L'étalonnage en couche doit encore tenir compte d'une certaine constante de tassement au départ.

Détermination des variations de diamètre - résultats des mesures. La pression sur le remblai, contrairement à celle sur le massif, s'obtient par mesure directe : les cylindres mesureurs avaient un diamètre de 69 mm et une course de 117 mm ; ils étaient protégés par des caissons à trou central contre la chute de pierres. Diagrammes de valeurs obtenues. Détails sur l'installation du mesureur de convergence aux remblais et interprétation des mesures.

Autres mesures : en galerie de chantier, hors de la zone d'exploitation en zones fracturées.

G. Holtz : appréciation des mesures aux remblais - influence de la hauteur de l'appareil.

IND. D 2225

Fiche n° 26.568

O. JACOBI. Der Druck auf Flöz und Versatz. *La pression sur le massif et sur le remblai.* — Glückauf, 1960, 26 mars, p. 409/418, 21 fig.

A la suite des mesures de Brändle et Holtz (f. 26.566 — D 2222) avec le téléindicateur de contraction des trous de sonde (ici représenté), Everling a contrôlé en laboratoire la valeur des formules théoriques déduites de ces mesures (f. 26.567 - D 221). Après détermination du domaine de dispersion des propriétés des roches par les lois des grands nombres, le même auteur a établi le domaine de grandeur de l'« avant-pression » (26.570 - D 2222) ; connaissant celle-ci et la pression sur les remblais, la relation entre les deux a pu être précisée et énoncée de la façon suivante : le poids des terrains surplombant une taille est égal à la somme de la charge sur la couche et de celle sur les remblais.

L'auteur applique cette relation à : a) l'exploitation d'un pilier restant - b) la progression d'un montage étroit - c) large - d) des traitements divers de l'arrière-taille et leur influence dans le temps.

En conclusion : la théorie de la voûte de pression donne des indications sur la distribution des charges en taille, mais non sur le déroulement dans le temps du processus d'affaissement et d'accroissement de la pression sur le remblai. Au contraire, les mesures à Neumühl ont précisé ces processus, mais non l'état de tension dans le toit. On est amené à substituer à la théorie de la voûte celle de la cuvette pseudo-plastique qui s'abaisse lentement sur le remblai. Grâce à une condition d'équilibre, il est alors possible d'établir une relation entre la poussée sur le massif et celle sur le remblai. Les mesures en trou de sonde permettent d'ailleurs de préciser la distribution sur le massif. La poussée que la culée avant supporte dépend de plusieurs facteurs : surface déhouillée, profondeur des travaux, dureté du

charbon (à Neumühl : 3,5 à 7 fois la pression statique).

IND. D 2225

Fiche n° 26.570

G. EVERLING. Spannungsänderungen im Einflussbereich eines Abbaubetriebes. *Evolution des tensions dans la zone d'influence d'un chantier en activité.* — Glückauf, 1960, 26 mars, p. 428/434, 11 fig.

Un 1^{er} article du même auteur (cf. f. 22.567 - D 2221) a tiré des conclusions théoriques et pratiques des mesures. Dans celui-ci il montre que, dans un ensemble de mesures, un certain nombre sont inutilisables, d'autres doivent être corrigées en fonction des circonstances. Un plan de l'ensemble des mesures est donné. Mesures de sondages en charbon. Il y a 24 diagrammes de déformations en trous de sonde dans la couche Girondelle, 4 ont été forés dans le massif réservé à la 4^{me} taille pendant que la 3^{me} se rapprochait, les autres ont mesuré les déformations pendant l'exploitation de la 4^{me} taille, cependant les 4 trous de sonde 39 à 42 ont montré des déformations importantes alors que la taille était encore à 200 m, elles doivent être attribuées à une influence retardée de la 3^{me} taille. Il faut déplacer leur zéro à environ 130 m du front. D'autre part, un certain nombre d'autres n'ont rien donné avant que le front fut à 80 m ou même moins ; pour le ramener aux valeurs normales, il faut une certaine constante à la valeur mesurée ; une estimation est donnée aux environs de $E = 40.000 \text{ kg/cm}^2$ et un nombre de Poisson compris entre 2,5 et 4. Mesures de sondages dans les bancs de toit : en un point de la galerie, 2 trous de sonde ont été faits de part et d'autre dans les bancs de toit et le 3^{me} verticalement, au-dessus du remplissage, s'est élevé de 4,50 m dans le grès, il a été observable jusque juin 56, pendant ainsi près de 3 ans : on constate un allongement du trou de 0,20 m depuis l'arrivée de la 3^{me} taille à 60 m de distance jusqu'à 0 ; passé 20 m, l'allongement atteint 0,35 m puis ne changera plus guère même au passage de la 4^{me} taille. Dans une position similaire, ailleurs on n'a rien eu de semblable : cela doit s'expliquer par des efforts de traction horizontaux. En un endroit, on a creusé de nombreux trous de sonde dans diverses orientations qui n'ont pas tous donné des résultats concordants (influence du clivage). Conclusion : ces mesures à 800 m de profondeur sont cependant d'un très grand intérêt.

IND. D 231

Fiche n° 26.565

H. SANDERS. Die Untersuchungen der Forschungsgemeinschaft Neumühl in den gebirgsschlaggefährdeten Flöz Girondelle. Zweiter Teil : Untersuchungsergebnisse. *Les recherches de la Communauté Neumühl dans le gisement sujet à coups de toit de la couche Girondelle. 2^e partie : Résultats des recherches.* — Glückauf, 1960, 26 mars, p. 377/378.

En 1956, la Communauté Neumühl a exposé son plan de recherches et les travaux déjà effectués. Lors

de l'exploitation d'un panneau restant de 800 m \times 1.000 m de longueur qui était divisé en 4 tranches dans la couche Girondelle à Neumühl, il a été possible de mesurer les variations de tension et les déformations. On espérait ainsi progresser dans la connaissance du mécanisme des affaissements en tailles et tirer des conclusions pour la lutte contre les coups de toit, fréquents dans cette couche. Enfin, la question de l'appui des terrains sur le remblai devait recevoir quelques précisions.

Les communications qui suivent donnent les résultats acquis jusqu'à présent.

E. Brandle & G. Holtz : La détermination de la déformation des trous de sonde, de la convergence et de la pression sur le remblai.

G. Everling : Recherche sur la mécanique des roches et bases pour la détermination de la poussée par la mesure de la déformation des trous de sonde.

O. Jacobi : La pression sur le massif et sur le remblai.

O. Jacobi & G. Holtz : Déduction de conformité à une règle des mesures de convergence et de pression en remblai pneumatique.

G. Everling : Modifications des tensions dans la zone d'influence d'un chantier en activité.

G. Sonntag : Les contraintes du toit dans les tailles à remblayage complet des mines de charbon.

H. Hoffmann : Résultats.

IND. D 231

Fiche n° 26.864

W. NORRIS Jr. Pillaring operations with continuous mining machines under bumping conditions. *Opérations de dépilage avec mineurs continus dans une exploitation sujette à des coups de toit.* — *Mining Congress Journal*, 1960, mars, p. 41/43, 4 fig.

La Olga Coal C° exploite dans la Virginie de l'Ouest une couche de 1,50 m à 2,40 m, tendre et friable avec bancs de grès au toit, production 8.500 t/jour pour deux sièges. D'importants coups de toit ont été éprouvés. La couche est grisouteuse. L'exploitation se fait par chambres et piliers. La surface est très montagneuse et la profondeur varie en conséquence entre 180 et 480 m. Ces irrégularités de charges, aggravées par des failles et la présence d'anciennes exploitations, sont probablement la cause des coups de toit. Les blocs ou piliers de dimension anormale ou irrégulière sont souvent le siège des coups de toit. Il y a lieu de subdiviser ces blocs. On a réduit la fréquence et la violence des coups en essayant une méthode de dépilage avec machines mineurs continus du type rouilleuse et suivant un schéma qui tend à orienter la pression des terrains sur des piliers (2,25 m \times 2,70 m) qui absorbent la charge. Ce mode d'exploitation est décrit en détails.

E. TRANSPORTS SOUTERRAINS.

IND. E 1311

Fiche n° 26.810

W. HALLAM. Laboratory assessment of conveyor belt performance. *Les épreuves de service des courroies de convoyeur, au laboratoire.* — *Colliery Guardian*, 1960, 7 avril, p. 391/396, 3 fig.

La durée de service d'une courroie de convoyeur dépend de divers facteurs et on peut l'apprécier par des essais en laboratoire qui vérifient : la résistance de la toile, son allongement, le coefficient de frottement, la flexibilité longitudinale, la flexibilité latérale, la résistance au vieillissement.

Aux méthodes d'essais au laboratoire qui permettent d'évaluer ces propriétés, s'ajoutent celles qui mesurent la résistance aux chocs : choc unique ou chocs répétés.

Le N.C.B. a mis au point des méthodes d'essais et d'échantillonnage des courroies destinées au service souterrain. L'article renseigne les stipulations relatives à ces épreuves, les types d'appareils utilisés et les résultats obtenus dans différentes comparaisons d'expériences mettant en lumière l'interdépendance des diverses résistances et des qualités influençant la durée de service.

IND. E 254

Fiche n° 26.804

J. EIFERT. Berührungsschutz blanker Fahrleitungen für elektrische Fahrdrabt-Bahnanlagen mit Bügelstromabnehmern. *Protection contre les contacts avec les lignes de trolley pour les transports par locomotives avec prise de courant par archet.* — *Glückauf*, 1960, 9 avril, p. 517, 3 fig.

La société minière Hamborner Bergbau, en collaboration avec la firme Schrupper et C°, a fait breveter un dispositif de protection contre les contacts intempestifs, qui est agréé par la Direction des Mines de Dortmund.

Le dispositif figurait à l'exposition d'Essen 1958 et 1700 m de lignes sont déjà en service avec cette protection.

Elle consiste en une gaine en matière synthétique thermoplastique ouverte vers le bas. Au passage de l'archet graphité, la gaine est soulevée et la prise de courant se fait comme d'habitude par contact. Lorsque l'archet est passé, la gaine est repoussée vers le bas par un ressort qui la refoule et s'appuie sur l'isolateur supportant la ligne. Entre les isolateurs, on intercale en plus des tenons fixés au fil avec tête isolante et ressort qui maintient la ligne en fond de gaine.

IND. E 31

Fiche n° 26.884

O. ZINNER. Die Automatisierung von Elektroförderhaspeln. *L'automatisation des treuils électriques.* — *Glückauf*, 1960, 23 avril, p. 562/570, 21 fig.

La puissance des treuils électriques du fond atteint parfois 500 kW. L'endroit d'installation est au

fond (sauf pour les treuils de visite de puits ou de fonçage). Alors que les machines d'extraction sont le plus souvent à courant continu, les treuils sont généralement à courant alternatif. Le moteur court-circuit n'a évidemment qu'une caractéristique avec un couple de démarrage assez élevé de nos jours (double cage, etc...). Par contre les moteurs à bague permettent de faire varier le couple au démarrage, ce qui donne plus de souplesse. En outre, on peut freiner à contre-courant. L'alimentation en basse fréquence du rotor n'a pas encore été réalisée pour ces treuils, vu son prix et les exigences du matériel antigrisouteux.

Pour le fonctionnement automatique, deux solutions ont été envisagées : le moteur à bague avec freinage en courant continu, qui n'est pas encore tout à fait parfait, et le moteur en court-circuit avec variation de pôles, qui permet deux vitesses. Dans le premier cas, on a recours à un amplificateur magnétique et des transistors (des détails sont donnés) ; dans le second, on utilise un frein spécial à membrane et plateau. Cette dernière disposition convient particulièrement pour l'extraction à skips où la charge est plus régulière.

IND. E 411

Fiche n° 26.860

K. POELL. Les machines d'extraction à vapeur. — *Revue de l'Industrie Minérale*, 1960, mars, p. 293/316, 24 fig.

Il existe encore beaucoup de machines d'extraction à vapeur et certaines même d'installation assez récente. L'auteur retrace l'évolution de leur construction depuis les anciennes machines à balancier et à cylindres verticaux. Il donne ensuite la description générale d'une installation moderne, à deux cylindres horizontaux, distribution, transmission de mouvement de l'appareil d'enroulement, organes de commande à servomoteur, modérateur de vapeur, organes de freinage, régulateur de marche, poste de commande. L'auteur aborde ensuite le fonctionnement d'une machine, analyse d'une cordée normale, d'une descente de charge, et considère la consommation de vapeur, calculée par une formule simplifiée dont il donne un exemple d'application. Les plus récents perfectionnements dans la construction ont conduit aux machines rapides à réducteur, avec plusieurs cylindres. Une telle machine à 3 cylindres, grande vitesse de rotation (1/300) et encombrement réduit, arrive à une consommation de vapeur de 8 à 9 kg/ch.h.puits, soit 30 à 40 % d'économie sur les machines à 2 cylindres. Un exemple d'installation datant de 1954 en Allemagne est cité avec ses caractéristiques, commandes hydrauliques et mode de fonctionnement.

IND. E 6

Fiche n° 26.812

S. McKEE. Monorail haulage systems in mines - Developments in handling materials underground. *Les systèmes de transports miniers par monorail - Progrès en manutentions du matériel souterrain*. — *Iron and Coal T.R.*, 1960, 1^{er} avril, p. 753/761, 7 fig.

L'importance des transports de matériel dans les mines s'est accrue depuis l'introduction de la mécanisation dont les services, pour obtenir un rendement rémunérateur, ne doivent subir qu'un minimum de discontinuité de marche.

Une application du système monorail au Charbonnage de Granville, Est Midlands, a été étudiée pour éviter les transports depuis l'extrémité du roulage jusqu'à la taille, distance qui atteint couramment une trentaine de mètres. Précédemment, ces transports se faisaient par câble sans fin depuis le puits par la voie de retour d'air jusqu'à un point de jonction situé à une distance variable du front de taille, distance qui, pour du matériel pondéreux (soutènement etc...), exigeait beaucoup de main-d'œuvre.

Le monorail qui fonctionne actuellement est du système Becorit, à suspension supérieure, au toit. L'article mentionne les autres types de monorail dont on cite des installations : monorails montés sur le sol, monorail à câble suspendu au toit. Le système Rendale, utilisé en Sarre, est du même principe que le Becorit britannique. Les caractéristiques de construction et d'emploi des deux systèmes sont analysées avec les avantages de leurs dispositifs de sécurité. Les possibilités d'application du transport par monorail sont nombreuses et leur économie ressort d'une comparaison de prix de revient entre l'installation de Granville et le système utilisé précédemment.

IND. E 6

Fiche n° 26.539

X. Kosten en prestatie bij het vervoer ondergronds van stalen betimmeringen. *Temps de travail et dépenses pour le transport du soutènement métallique au fond*. — *Boortoren en Schachtwiel*, 1960, mars, p. 60/64.

Pour le transport du matériel de soutènement depuis la surface jusqu'au point d'utilisation, il est nécessaire de tenir compte des facteurs suivants : encombrement, poids, quantité, localisation du transport, longueur de galeries, nature du moyen de transport et le moyen utilisé pour l'actionner.

A la suite d'études des temps et de chronométrages, des chiffres types et des formules empiriques ont été établis pour : la comparaison des temps de transport par tonne de métal et par m³ de bois d'après l'étude des temps, l'influence du poids ou de la quantité de matériel, l'influence du moyen de transport et de la voie, le calcul des frais de transport sur les différentes parties du transport,

le transport en retour lors de la reprise du soutènement, le choix du moyen de transport.

Projet de transport : éléments et personnel à prévoir - temps de travail - soutènements classés en 3 types - l'utilisation des données du fournisseur - l'influence de la classe de soutènement - l'influence du moyen de transport - les prix de transport en retour.

F. AERAGE. ECLAIRAGE. HYGIENE DU FOND.

IND. F 122

Fiche n° 26.576

E. HUBERT. Descensional ventilation. *L'aéragé descendant*. — *Colliery Guardian*, 1960, 24 mars, p. 313/319, 5 fig.

L'auteur fait valoir les avantages de l'aéragé en rabat-vent : l'air arrive plus frais au front de taille, puisqu'il a parcouru des voies moins profondes, plus anciennes, donc ayant atteint leur température d'équilibre, moins empoussiérées aussi et enfin moins affectées par la compression adiabatique et par l'échauffement dû au transport du charbon et à son oxydation. Le degré d'humidité de l'air au front de taille est, d'autre part, abaissé par l'aéragé descendant. Des expériences ont montré des différences de 2 à 4° dans les températures comparées avec les deux modes d'aéragé. L'aéragé naturel est aussi favorisé par l'aéragé descendant.

L'auteur discute ensuite la valeur de l'aéragé ascensionnel au point de vue de l'entraînement du grisou. Comme le courant d'air dans les circuits du fond est, en fait, pratiquement à peu près toujours du type turbulent, l'aéragé descendant réussira tout aussi bien à diluer et à entraîner le grisou. Il peut évidemment exister des places que le courant d'air ne balaye pas et où le grisou s'accumule, mais ceci se produit également avec l'aéragé ascensionnel. D'autre part, la théorie et l'expérience montrent que l'émission du grisou est abaissée par une diminution du volume d'air et de la différence des pressions aux extrémités de la taille, or celle-ci est moindre dans le cas de l'aéragé descendant.

L'auteur analyse les autres considérations qui ont été invoquées pour imposer l'aéragé montant et conclut en proposant qu'on adopte de préférence l'aéragé descendant, le chargement de l'un à l'autre pouvant d'ailleurs se faire à peu de frais.

IND. F 24

Fiche n° 26.808

E. WHITE et A. WRIGHT. Methane drainage in the Barnsley seam of South Yorkshire, with particular reference to investigations at Maltby Colliery. *Le drainage du grisou dans la couche Barnsley du Sud Yorkshire, et les recherches pratiquées au Charbonnage de Maltby*. — *Colliery Guardian*, 1960, 7 avril, p. 367/374, 3 fig.

La couche Barnsley, largement exploitée dans le Yorkshire, est puissante jusqu'à 4 m par endroits et

très grisouteuse. Les difficultés d'aéragé et de remblayage de ses exploitations empêchent généralement d'employer la mécanisation électrique et obligent d'employer l'air comprimé et le Cardox.

Afin d'améliorer les conditions d'exploitation, on a fait des expériences de drainage du grisou très étendues, en particulier au charbonnage de Maltby.

L'article décrit la situation des fronts de tailles où les expériences ont été poursuivies, la méthode de captage, comportant le forage, au-dessus de la zone remblayée, de trous de sonde parallèles au front de taille inclinés d'environ 30 à 45° sur la verticale, en général, de 9 à 15 m de longueur tubée et scellée, espacés de 40 m environ. Les trous ont été prolongés sans tubage jusqu'à des longueurs atteignant près de 60 m dans certaines tailles.

Plusieurs dispositions ont été essayées pour évacuer le grisou sortant à une concentration élevée, 80 à 90 % : dilution dans le retour d'air à des concentrations acceptables ou captage dans des conduites collectrices. Le contrôle des débits et concentrations a été organisé méthodiquement par un personnel instruit spécialement.

Les résultats obtenus par ces expériences ont été enregistrés et se sont révélés très satisfaisants au point de permettre de considérer les risques d'échauffements spontanés comme diminués suffisamment pour envisager l'électrification des chantiers sous condition d'établir un contrôle permanent efficace.

IND. F 442

Fiche n° 26.862

J. CHARBONNIER, L. LE BOUFFANT et S. DURIF. Mesure de la teneur en silice dans les poussières des mines de houille. Comparaison des méthodes. — *Revue de l'Industrie Minérale*, 1960, mars, p. 340/348, 2 fig.

L'estimation de la teneur en silice libre des poussières de mines se fait par des méthodes chimiques (acide phosphorique) ou par analyse thermique différentielle (transformation endothermique et réversible du quartz α en quartz β à 573°) ou par diffraction des rayons X. Ces différentes méthodes sont décrites et comparées avec les difficultés qu'elles soulèvent. Leur application doit dépendre surtout des circonstances et de la granulométrie. Toutefois, les avantages de la dernière méthode par diffraction des rayons X la feront généralement adopter.

IND. F 52

Fiche n° 26.465

REUTHER. Die Auskühlung des Kohlenstosses im Abbau. *Le refroidissement du front d'exploitation*. — *Glückauf*, 1960, 12 mars, p. 347/348, 2 fig.

La distribution de la température autour d'un bouveau est actuellement bien connue : dans l'espace elle se distribue cylindriquement en zones croissantes, depuis la température de l'air de ventilation jusqu'à celle du terrain vierge, dans le temps

elle va en diminuant. En taille, le problème est plus difficile pour plusieurs raisons : on s'éloigne beaucoup plus de la forme cylindrique, le milieu est plus hétérogène : le coefficient de conductibilité du charbon est de $1/5$ à $1/7^e$ de celui des roches ; en outre, d'un côté il y a le massif de charbon qu'on renouvelle chaque jour, de l'autre les anciens travaux où l'air homogénéise la température.

Pour étudier la question, l'auteur se base sur une étude de A.D. Harris et C. Jones (cf. 21.972 - F 52). Appelant t_w la température au contact de l'air, t_g celle à une distance g en avant du front et t_{gu} celle du massif vierge, il pose : $\Delta t = t_g - t_w$ et $\Delta t_0 = t_{gu} - t_w$. Il admet $0,7 \times 10^{-3}/m^2/h$ comme coefficient de conductibilité du charbon et considère le rapport sans dimension $\Delta t/\Delta t_0$ par rapport à l'espace (0,25 m - 0,50 m - 0,75 m du front) donnant diverses caractéristiques après 4 h, 16 h, 36 h, toutes ces courbes partent de $\Delta t/\Delta t_0 = 0$, c'est-à-dire de la température de l'air ; pour arriver à celle du massif, c'est-à-dire $\Delta t/\Delta t_0 = 1$, pour des profondeurs croissantes avec le temps. D'où un second diagramme qui donne le temps d'équilibre des températures fond du trou de sonde, massif, en fonction de la profondeur. On voit que, pour les longs trous de sonde, la température d'équilibre ne s'obtient qu'au bout d'un temps très long. Des trous de sonde de 1,20 m à 1,50 m permettent déjà de bonnes déductions. Les mesures se font au thermocouple cuivre-constantan.

IND. F 53

Fiche n° 26.801

S. BANDYOPADHYAY. Bergbau in grosser Teufe im Kolar-Goldfeld. *Exploitation à grande profondeur dans le champ aurifère de Kolar.* — Glückauf, 1960, 9 avril, p. 495/502, 12 fig.

Dans la région de Kolar, sur un embranchement du chemin de fer de Madras à Bangalore dans le Sud de l'Inde, on exploite de l'or dans des mines à très grande profondeur, certaines ont déjà atteint 3.000 m. Alors qu'à cause de l'altitude (900 m), le séjour à la surface est très confortable (entre 10 et 38°), au fond de ces mines profondes la température des terrains atteint 65° C. Le gisement est situé sur une bande de 8 km au sud des schistes métamorphiques de Dharwar. Il y a 4 mines : Mysore sur une bande de 2.700 m, Champion Reef 1.000 m, Ooregum 1.000 m, et Numdyroog 2.350 m. Les bandes étroites ont naturellement été plus vite exploitées et ont dû être creusées profondément, tandis que les autres sont encore à faible profondeur. Parmi les 26 filons de quartz aurifère, 2 seulement sont exploitables, on y trouve aussi psyrhotine, mispickel, etc... L'orientation est approximativement N-S et la pente passe de 40° à 90° en profondeur. L'ouverture varie de 1 à 6 m. On y trouve des exploitations diverses : gradins descendants ou montants, tailles obliques à 45°. Par suite de la dureté

des épontes, les coups de toit y sont fréquents (statistique annuelle). Ceux d'importance moyenne sont passés de 1057 en 1935 à 170 en 1954 à la suite de l'emploi des mesures bien connues actuellement et qui sont rappelées. Contre la chaleur, on a recours à la climatisation : schéma et résultats obtenus à la mine Ooregum : dans l'entrée d'air baisse de 4° environ, dans le retour 2° environ. Une seconde installation a été nécessaire et la température abaissée d'environ 5° en août 1939. Les accidents dans la mine ont aussi diminué (tableau comparatif avec et sans réfrigération). Section des puits : d'abord rectangulaires, actuellement elliptiques : 6 m \times 5,50 m, bétonnés. Danger d'incendie : barrages.

IND. F 63

Fiche n° 26.578

A. HUGUES et W. RAYBOULD. The explosibility of mine fire gases. *Le caractère explosif des gaz issus des incendies miniers.* — Colliery Guardian, 1960, 24 mars, p. 333/338, 6 fig.

Les auteurs présentent une série de diagrammes représentant les limites d'explosibilité de mélanges variables de grisou, d'azote et d'oxygène. Ils appliquent les formules de Coward et de Le Châtelier à des compositions diverses de mélanges gazeux recueillis lors d'incendies souterrains et exposent une méthode expérimentée sur leurs analyses qui concorde dans ses résultats avec ceux obtenus par le procédé de Coward et Jones, tout en réduisant à 2 ou 3 min le temps nécessaire pour déterminer les caractéristiques explosives des gaz. Dans cette méthode graphique, l'anhydride carbonique est assimilé à l'azote, mais l'erreur qui en résulte est minime et plutôt bénéfique du point de vue de la sécurité.

G. EPUISEMENT.

IND. G 01

Fiche n° 26.802

W. SEMMLER. Die Herkunft der Grubenwasserzuströme im Ruhrgebiet. *L'origine des venues d'eau dans les mines de la Ruhr.* — Glückauf, 1960, 9 avril, p. 502/511, 8 fig.

Grâce à la carte de Kukuk (1951), l'auteur rappelle les diverses conditions du gisement de la Ruhr : affleurements du Houiller au sud, plus au nord, recouvrement par le permotrias, puis les terrains meubles du tertiaire, au N-W gisement de potasse et de chlorure de sodium.

Rappel des plissements du N-W au S-E avec les anticlinaux de Remscheid - Stockum - Wattenscheid - Gelsenkirchen - Zweckel - Dorsten et les horst et graben transversaux.

De là vient que dans les mines on rencontre 4 sortes d'eau :

1) Les eaux douces qui ont été filtrées depuis les affleurements ;

2) les eaux calcaireuses qui ont pu traverser les marnes grâce aux divers accidents et aussi aux grès et conglomérats aquifères ;

3) les eaux salines qui proviennent des gisements du N-W où elles ont dissous les sels et sont passées à travers les failles transversales ;

4) enfin les eaux qui contiennent du barium, strontium, magnésium et qui, conformément à l'hypothèse de Patteisky, doivent être considérées comme des eaux juvéniles, elles interviennent dans l'ensemble pour 0 à 1 %.

H. ENERGIE

IND. H 5312

Fiche n° 26.885

H. CLERMONT et M. MINDT. Erfahrungen mit einer neuartigen Schrägleitung auf der Zeche König Ludwig 1/2. *Résultats obtenus avec un câble souple d'un type nouveau pour haveuse à la mine König Ludwig 1/2.* — Glückauf, 1960, 23 avril, p. 571/574, 9 fig.

De plus en plus dans les tailles à haveuses, on place la prise de courant au milieu de la taille avec une seule longueur de câble souple jusqu'à la haveuse. A la mine susdite, dans la couche Röttgersbank (1,40 m à 1,60 m - pente 9 à 11° - bon terrain), on exploite au niveau de 630 une taille de 240 m, chassante, avec remblai pneumatique, avancement journalier 1,12 m. Travail à 4 postes. Convoyeur blindé, haveuse de 60 kW. Au bout d'un certain temps toutefois, on rencontra, en 1957-1958, des dérangements chassants à plusieurs endroits dans la taille. Par suite de chutes de pierres et frottement sur les pierres, le câble fut souvent endommagé, arrêtant la production. On a alors demandé aux fournisseurs un câble plus résistant et en même temps plus souple. Le nouveau câble Protomont de Siemens Schuckert W est décrit, ainsi que la disposition du câble dans la taille.

Revue des câbles souples : en Grande-Bretagne, Etats-Unis, France.

I. PREPARATION ET AGGLOMERATION DES COMBUSTIBLES.

IND. I 05

Fiche n° 26.512

G. JUNGE. Die Anwendung von Linatex als Verschleisschutzmittel in Aufbereitungsanlagen. *L'emploi de Linatex comme matériau résistant à l'usure dans les installations de préparation.* — Glückauf, 1960, 12 mars, p. 348/351, 9 fig.

Fabrication du Linatex en Malaisie. Le représentant allemand, la firme Ruhrkunststoff GmbH, garantit les propriétés suivantes : charge de rupture : 110 à 160 kg/cm² ; allongement de rupture : 500 à 700 % ; module d'élasticité : 14 kg/cm² ; poids spécifique : 0,98 ; domaine de températures admissibles : — 40 à + 65° C.

Son emploi est intéressant dans tous les cas d'usure par substances abrasives en phase humide : pompes, broyeurs à boulets, vannes, tuyauteries, couloirs, cyclones, réservoirs, tambours et rouleaux supports de courroies transporteuses, flotteurs de bacs à pistons, agitateurs, etc.

IND. I 11

Fiche n° 26.935

O. SOMMER. Anwendung verschiedener Körnungnetze zur Ausdeutung der Gesetzmässigkeit der Zerkleinerungswirkungen von Zerkleinerungsmaschinen. *Emploi de différents diagrammes granulométriques pour l'interprétation de la loi de réduction de calibre dans les appareils de broyage.* — Bergfreiheit, 1960, mars, p. 71/83, 14 fig.

Pour la représentation des courbes granulométriques, on utilise différentes échelles des abscisses et des ordonnées (linéaire, log, log-log, Gauss). On constate que les différents types de broyeurs (à marteaux, à percussion, etc...) donnent des produits broyés dont les lois de répartition granulométrique sont différentes. L'interprétation des résultats est facilitée si l'on adopte un type de diagramme approprié.

IND. I 11

Fiche n° 26.591

J. ECKERD, W. SENNER et A. BAKER. Crushing chestnut-size anthracite to produce Buckwheat n° 1 and rice sizes. *Concassage de l'antracite calibre noir (20-40) pour donner le calibre 5-15.* — U.S. Bureau of Mines, R.I. 5578, 1960, 20 p., 7 fig.

Étude du concassage par concasseurs à chocs, à mâchoires, à marteau et giratoires, types industriels, de l'antracite de Pennsylvanie classé 40/20 en vue de donner la plus forte proportion de 15/5.

Les procédés à sec et humides ont été essayés et on a calculé l'effet de la réduction en circuit fermé sur les taux de production et le rendement des divers calibres.

Les données montrent que les concasseurs giratoires donnent le plus grand pourcentage de la catégorie désirée. Un concasseur à marteau du type annulaire a donné le plus fort tonnage (14,9 t/h) à sec, avec un rendement toutefois inférieur (55 % contre 70 %). L'addition d'eau est généralement défavorable.

L'opération en circuit fermé donne des résultats avantageux.

IND. I 331

Fiche n° 26.934

E. HOFFMANN. Grundlagen der Setzarbeit und technische Entwicklung der Setzmaschinen. *Base du setzage et développement technique des bacs à pistonage.* — Glückauf, 1960, 9 avril, p. 481/494, 24 fig.

Résumé des théories les plus récentes sur le setzage. On ne peut pas se baser sur la vitesse de chute de grains isolés, mais il faut considérer le lit dans son ensemble. La course ascendante provoque

une fluidisation du lit permettant un déplacement des grains qui ont tendance à se classer de façon à constituer un lit stable dont l'énergie potentielle est minimum. Etude des différents bacs à pistonage à grains et à fines de construction allemande (Humboldt, Wedag, SKB). Progrès réalisés depuis une dizaine d'années.

IND. I 35

Fiche n° 26.273

T. GAYLE et A. SMELLEY. Effects of temperature variations on contact angles for coal and related substances. *Effets de variations de température sur les angles de contact pour le charbon et des substances analogues.* — U.S. Bureau of Mines, R.I. 5585, 16 p., 9 fig.

Un manque de reproductibilité des mesures d'angles de contact dans le cas du charbon et de diverses substances analogues au charbon en ce qui concerne certaines propriétés physiques et chimiques (flottabilité, carbonisation, oxydation) a conduit à penser que la température jouait un rôle sur l'angle de contact.

Description de l'équipement et du mode opératoire.

Résultats des essais qui indiquent une influence importante de la température sur la valeur des angles de contact.

IND. I 35

Fiche n° 26.936

R. BORN. Ueber die Anwendung der Radioisotope in der Flotation. *L'application des radioisotopes en flottation.* — *Bergbauwissenschaften*, n° 6, 1960, p. 128/133, 3 fig.

Pour étudier les réactions de surface, on utilise souvent les méthodes d'analyse radiochimique. Ces méthodes ont une très grande sensibilité et permettent dans certains cas de déceler quelques atomes. Mesures d'adsorption de réactifs à la surface de différents minéraux et possibilité de transposer ces résultats à la flottation. Il est cependant possible d'étudier directement le processus de flottation au moyen de radioisotopes en utilisant des microcellules de flottation.

IND. I 61

Fiche n° 26.274

E. BADGER. The sampling of coal. *L'échantillonnage du charbon.* — *Coke and Gas*, 1960, mars, p. 106/111, 1 fig.

L'auteur donne les modifications qui ont été apportées depuis 1942 à la norme anglaise sur l'échantillonnage du charbon et les bases statistiques qui justifient ces modifications.

On a constaté que, même dans le cas de l'échantillonnage d'un produit relativement homogène, comme du charbon lavé, la variance des incréments peut varier dans de très larges limites (de moins de 0,2 à plus de 5 pour du charbon lavé à 5-10 % de

condres). Comme pour obtenir un degré de précision fixé, le nombre d'incrémentes à prélever est à peu près proportionnel à leur variance, on constate que le poids de l'échantillon global peut varier dans le rapport de 1 à 15 et même plus. Si l'on voulait normaliser le poids de l'échantillon à prélever pour couvrir tous les cas les plus difficiles actuellement connus, on aboutirait dans la grosse majorité des cas à un suréchantillonnage inadmissible.

Les nouvelles normes apportent une solution plus souple à ce problème. Dans chaque cas particulier, le nombre d'incrémentes et l'importance de l'échantillon global seront déterminés par un échantillonnage en double et calcul de la variance par la méthode des paires. On augmentera ou réduira le nombre d'incrémentes suivant les résultats obtenus.

Etude de quelques cas particuliers.

J. AUTRES DEPENDANCES DE SURFACE.

IND. J 0

Fiche n° 26.488

O. RITTER. Der Tagesbetrieb sowjetischer Schachtanlagen. Studienreise in die Sowjetunion des S.K.B.V., 19 Mai bis 8 Juni 1959. *La surface des mines soviétiques. Voyage d'étude de la S.K.B.V. du 19 mai au 8 juin 1959.* — 1960, p. 62/68.

Les caractéristiques des charbonnages du bassin du Donetz résultent d'un ensemble de circonstances : faible profondeur moyenne (285 m), charbon abondant, immobilisations réduites. D'autre part, à la fin de la guerre, la plupart des installations de surface étaient détruites, les installations ont donc été reconstruites dans un genre propre au standard technique et aux conditions de vie du pays.

L'auteur donne le schéma type d'un charbonnage (vue). A l'avant-plan il y a le bâtiment central avec, au niveau inférieur, la buanderie, le magasin et la lampisterie. Les bureaux sont aux étages supérieurs : des deux côtés d'un couloir central (forcément sombre) se trouvent les bureaux particuliers. Les installations sanitaires sont plutôt limitées. A cause du climat, un couloir souterrain réunit le bâtiment principal à l'avant-carré. La descente du personnel et des marchandises se fait par l'entrée d'air, l'extraction par le retour d'air avec des skips de 6 t ; la question des poussières au remplissage des skips est ainsi résolue. Derrière le puits, il y a la chaufferie qui sert uniquement au chauffage des locaux et aux bains-douches, buanderie, elle marche au charbon et aussi au grisou capté. Il n'y a pas de cokerie ; elles sont installées aux hauts fourneaux. L'électricité vient de l'extérieur. Derrière la chaufferie, il y a le triage-lavoir double : pour charbon maigre et pour charbon à coke. Le charbon pour centrales est généralement simplement trié, le + 50 mm est trié à la main, le reste est chargé brut. Pour

le charbon à coke, on utilise les bacs laveurs, les rhéos et la flottation ; les liquides denses sont encore en période d'essais.

P. MAIN-D'OEUVRE. SANTE. SECURITE. QUESTIONS SOCIALES.

IND. P 33

Fiche n° 26.832

D. HICKS. Operational research in mining. *La recherche opérationnelle dans les mines.* — *Geologie en Mijnbouw*, 1960, avril, p. 136/142.

L'auteur est directeur du contrôle scientifique au N.C.B. Il note que la recherche opérationnelle est née au temps de la dernière guerre mondiale pendant laquelle il a fallu affecter des savants à des disciplines diverses et en équipes. On peut la définir : l'emploi de la recherche scientifique à l'étude des méthodes pour fournir une base de contrôle aux agents de contrôle. Il y manque cependant que le but final est l'étude des conditions assurant le maximum de production avec le minimum de dépenses.

La méthode scientifique peut être décomposée en divers stades : 1) poser le problème ; 2) observer et rassembler les données ; 3) les classer ; 4) en déduire une théorie et un modèle mathématique ; 5) les appliquer et les corriger ; 6) formuler la théorie finale ; 7) essayer la solution définitive.

Ces différents points sont exposés en détail.

Relations entre la direction et le personnel de la recherche opérationnelle. Quelques exemples : étude d'équipement de transport - un autre est la fourniture de vêtements en série - un autre encore : le maximum d'emploi des ressources et des équipements.

La plupart des activités industrielles utilisent une certaine proportion de matières, gens, argent, machines, locaux ; on cherche à produire avec le minimum de dépenses ; c'est dans ce genre de problèmes que la programmation linéaire s'est développée avec succès.

Certains mathématiciens, et notamment J. Van Neumann, s'y sont spécialement consacrés.

IND. P 53

Fiche n° 26.589

F. ENGLEBRECHT, M. YOGANATHAN, E. KING et G. NAGELSCHMIDT. Fibrosis and collagen in rat's lungs produced by etched and unetched free silica dusts. *La fibrose et le collagène produits dans les poumons de rats par les poussières de silice libre traitées à l'acide ou non.* — *Safety in Mines Research Establ. Res. Rep.* n° 169, 1959, décembre, 16 p., 2 pl.

On a injecté dans les poumons de rats des échantillons de silice vitreuse, quartz et tridymite traités à l'acide ou non. 40 à 140 jours ont été nécessaires pour produire la fibrose de degré 5. Le collagène demandant 19 à 150 mg pour 100 jours, contre 5 mg

pour 100 jours pour les mesures prises sans poussière.

La puissance fibrogénique des échantillons va croissant de la silice vitreuse au quartz et à la tridymite. Le traitement à l'acide fluorhydrique ou à l'hydrate de sodium augmente l'activité du quartz, mais a peu d'effet sur la tridymite ou la silice vitreuse.

L'électrodialyse réduit l'activité des échantillons traités à l'acide fluorhydrique. Il n'y a aucun parallélisme entre l'activité fibrogénique et la solubilité de la silice.

Les auteurs passent brièvement en revue les théories diverses actuellement professées sur l'activité fibrogénique.

Q. ETUDES D'ENSEMBLE.

IND. Q 115

Fiche n° 26.485

W. HOVELS. Die Organisation des Steinkohlenbergbaus der UdSSR. Studienreise in die Sowjetunion des S.K.B.V., 19 Mai bis 8 Juni 1959. *L'organisation de l'industrie charbonnière en U.R.S.S. Voyage d'étude de la S.K.B.V. du 19 mai au 8 juin 1959.* — 1960, p. 23/34, 6 fig.

Jusqu'en 1957, le Conseil Supérieur des ministres d'U.R.S.S. centralisait toute l'activité industrielle ; il prenait contact avec les comités scientifico-techniques de l'État, le service de planification et l'Académie des Sciences ; son activité s'extériorisait par 38 ministères spécialisés ; celui des mines par exemples contrôlait 27 combinats (divisions) ; un combinat contrôlait un certain nombre de trusts (districts : 17 à Stalino) et chacun de ces trusts un certain nombre de sièges (12 en moyenne), ceux-ci comportant un ou deux puits d'extraction.

Actuellement, à partir du combinat vers le bas, rien n'est changé mais l'ensemble des combinats d'une région relève maintenant d'un Sovnarkhoz. Le Conseil Supérieur des Ministres d'U.R.S.S. est en relation avec les conseils des ministres des 15 républiques et celles-ci ont chacune des Sovnarkhoz (conseils de l'économie populaire), il y a en tout 105 Sovnarkhoz locaux, 27 ministères spécialisés furent supprimés, 11 sont restés (notamment pour les approvisionnements et les transports).

Des détails sont donnés sur ces diverses organisations de travail et de recherche.

IND. Q 124

Fiche n° 26.467

X. Verlangsamte Welterdölförderung. *Production mondiale de pétrole ralentie.* — *Bergfreiheit*, 1960, mars, p. 92 et 94.

D'après une communication du service de presse du pétrole, la production mondiale s'est élevée à 881 Mt en 1959. Elle a atteint ainsi un nouveau record, cependant, la hausse de 4 % sur l'année

précédente est la plus faible des 5 dernières années. Seul le Vénézuéla accuse une augmentation de 17,5 M t pour atteindre 146 M t. Par contre le Moyen Orient, avec 117 M t, dépasse seulement la production de 1956 de 2,5 %.

De la même source on prévoit encore une légère hausse cette année, bien qu'une légère baisse ne soit pas exclue des possibilités.

Les Pays-Bas construisent leur base propre pour le marché du pétrole. Le pétrole y a été découvert en 1925, l'extraction a débuté en 1945 avec 6.000 t ; en 1949 elle atteignait 600.000 t et dépassait le M t en 1955. La Nederlandse Aardolie Maatschappij assure 25 % des besoins du pays. La production nationale atteint 1,6 M t pour une consommation de 7 M t. Les groupes Royal Dutch Shell et Standard Oil sont intéressés chacun pour 50 %.

R. RECHERCHES - DOCUMENTATION

IND. R 115

Fiche n° 26.489^t

H. ERNST. Hochschulausbildung und Forschung im Sowjetischen Bergbau. Studienreise in die Sowjetunion des S.K.B.V., 19 mai bis 8 Juni 1959. *La formation universitaire et la recherche dans les mines d'U.R.S.S. Voyage d'étude de la S.K.B.V. du 19 mai au 8 juin 1959.* — 1960, p. 69/75.

Les visiteurs sont allés 1) au comité technico-scientifique de Moscou - 2) à l'institut de recher-

ches minières de l'Académie scientifique de Panki (lez Moscou) - 3) à la fabrique de machines de Malachowka (lez Moscou) pour le développement de nouvelles machines de mine (associée à l'institut de construction de Moscou) - 4) à l'Institut de recherches pour la sécurité dans les mines à Makejewka (près de Stalino) - 5) à l'Ecole supérieure des mines à Nowotscherkassk.

Actuellement, en U.R.S.S., il y a l'enseignement obligatoire pour tous de 7 ans ; un prochain plan se propose d'imposer 10 ans. Concernant les ingénieurs des mines, après l'enseignement moyen, ceux qui ont 2 ans de pratique n'ont plus à faire que 4 ans et 10 mois, les autres font 5 ans et 6 mois pour finir environ vers 23 à 24 ans ; chaque année, il sort 2.000 ingénieurs des mines en U.R.S.S.

Au sujet de la recherche minière, elle relève de l'Académie des Sciences comprenant 500 membres actifs et correspondants. A la suite des mesures de décentralisation, un Institut de recherches minières près de cette Académie a été constitué, en abrégé : Wugi.

Les stations de recherche près des mines se classent en deux groupes : celles de recherche définie : tels que l'Institut de topographie et de dynamique des roches à Leningrad et celui de sécurité minière à Makejewka ; d'autres s'occupent de la recherche en général : à Panki il y a un institut avec 30.000 m² de surface couverte occupant 1.500 personnes dont 800 pour la science pure.



- Préparation par liquide dense au moyen de séparateurs (sink and float) ou de cyclones-laveurs
- Préparation mécanique par voie humide au moyen de bacs-laveurs ou tables
- Procédé de flottation
- Préparation magnétique au moyen de séparateurs électro-magnétiques et à magnétisme permanent
- En plus, nous fournissons tout le matériel pour :
le concassage et le broyage, la classification, la manutention, le stockage, l'épaississement, l'égouttage et la déshydratation, la sélection et le dépoussiérage.

DOMAINE DE LA PREPARATION

NOUS CONSTRUISONS

**Des installations complètes de préparation de charbons,
de minerais et de tous autres minéraux d'après le dernier progrès
de la technique moderne.**

Nos laboratoires et stations d'essais sont à la disposition de notre clientèle. Prospectus spéciaux et notes explicatives sur demande.

WEDAG

WESTFALIA DINNENDAHL GRÖPPEL AG. BOCHUM

REPRÉSENTANT POUR LA BELGIQUE: **SYTECO S.P.R.L., BRUXELLES**

30 B, BOULEVARD DE DIXMUDE

Bibliographie

COLLIERY YEARBOOK AND COAL TRADES DIRECTORY 1960 (Annuaire des charbonnages et répertoire du marché du charbon pour 1960) - Ed. Iliffe and Sons Ltd., Dorset House, Stamford Street, London S.E.1 - 38^e année de publication. - Livre relié toile, 16 × 22 cm, 916 pages - Prix : 40 sh.

Ouvrage très précieux pour les personnes amenées à prendre contact avec le monde charbonnier anglais. La présente édition suit la disposition générale des précédentes, les renseignements sont représentés de façon à être immédiatement accessibles, les statistiques sont tout à fait à jour et les détails sont très soigneusement révisés dans tous les chapitres. On y trouve la liste des personnalités du Ministère de l'Energie, inspection des mines et autres conseils, National Coal Board, administration centrale et divisions, services annexes, les diverses associations professionnelles et scientifiques, une carte du Royaume-Uni avec les divisions du N.C.B., liste des mines groupées par division avec le nom des directeurs, nombre de personnes occupées, production et qualité, gare d'expédition, etc..., liste alphabétique des mines, conseils de l'électricité et du gaz ; répertoire du commerce du charbon, chambre de commerce, associations des marchands et des exportateurs, commerce de gros et stockage.

Cette section comporte in fine un répertoire « Who's who » avec qualification et adresse des

personnes citées. Vient ensuite une revue des charbonnages étrangers : 50 mines les plus importantes des Etats-Unis, les charbonnages d'Europe occidentale, en commençant par la Belgique, avec les renseignements usuels y compris les teneurs en matières volatiles ; l'industrie charbonnière en Pologne et en U.R.S.S.

Tableaux statistiques : I. des mines de Grande-Bretagne et d'Irlande ; II. Internationales avec notamment : production, personnel, salaires, prix, commerce.

Enfin une partie documentaire: films d'information sur les mines, bibliographie, service de standardisation, suivie du texte intégral de la loi sur les mines et carrières de 1954 et arrêtés de 1959 entrant en application en février 1960.

Index général des noms cités dans l'annuaire.

Dans l'avant-propos, l'honorable Richard Wood, membre du Parlement et Ministre de l'Energie, rappelle les trois années de crise mondiale du charbon que nous venons de traverser et la reprise qui s'amorce ; il exprime sa foi dans l'avenir du charbon : l'accroissement du rendement, la réduction du prix de revient et une distribution plus conforme au désir du client sont les garants d'un avenir assuré.

Communiqué

II^e CONGRES INTERNATIONAL MINIER Prague, mai 1961

Le Comité International Minier de Varsovie et l'Académie des Sciences de Prague organisent le II^e Congrès International Minier à Prague du 14 au 20 mai 1961.

Le sujet général du Congrès est l'accroissement de la rentabilité dans l'industrie minière.

Quarante-trois rapports en provenance de tous les pays participants seront publiés et présentés. Les thèmes principaux sont divisés en cinq groupes :

- I. Nouveaux procédés miniers.
- II. Grandeur optimum et rentabilité d'une mine.
- III. Accroissement de la rentabilité par :
 1. la mécanisation et l'automation des processus de la production ;
 2. la mise optimum en valeur des gisements en rapport avec la superficie et la durée d'exploitation ;
 3. l'utilisation complète des produits de l'ex-

traction par une préparation technique et chimique, par une économie propre des stocks de houille, par la sélection de la production, etc. ;

4. l'organisation utile de la production.
- IV. Evaluation d'une mine en rapport avec les indices techniques et économiques.
- V. Application du système « operational research » à l'exploitation minière.

Le Congrès se tiendra à l'« Hôtel International » à Prague, sous les auspices du Comité exécutif tchécoslovaque.

Les participants sont priés de s'adresser au Bureau tchécoslovaque de voyage Cedok pour régler les formalités de séjour.

Du 21 au 27 mai, des excursions sont prévues dans les centres miniers et culturels.

Pour tous renseignements, prière de s'adresser au secrétariat du Comité tchécoslovaque, Congrès International Minier, Lazarska 7, Prague 2.