

Annales des Mines

DE BELGIQUE



Annalen der Mijnen

VAN BELGIE

P 1273



Direction - Rédaction :

**INSTITUT NATIONAL DE
L'INDUSTRIE CHARBONNIERE**

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

Directie - Redactie :

**NATIONAAL INSTITUUT VOOR
DE STEENKOLENNIJVERHEID**

Renseignements statistiques. — Inichar : Symposium sur le fonçage de puits et le creusement de galeries. — H. Labasse : La concentration dans l'industrie charbonnière. — F. Mercx : Anneaux pour suspension de cages de mines et appareils de levage. — H. van Duyse : Réparation de puits sans arrêt de l'extraction. — Matériel minier. — Inichar : Revue de la littérature technique. — Bibliographie.

COMITE DE PATRONAGE

- MM. H. ANCIAUX, Inspecteur général honoraire des Mines, à Wemmel.
L. BRACONIER, Administrateur-Directeur-Gérant de la S.A. des Charbonnages de la Grande Bacnure, à Liège.
L. CANIVET, Président Honoraire de l'Association Charbonnière des Bassins de Charleroi et de la Basse-Sambre, à Bruxelles.
P. CELIS, Président de la Fédération de l'Industrie du Gaz, à Bruxelles.
P. CULOT, Président de l'Association Houillère du Couchant de Mons, à Mons.
P. DE GROOTE, Ancien Ministre, Président de l'Université Libre de Bruxelles, à Uccle.
L. DEHASSE, Président d'Honneur de l'Association Houillère du Couchant de Mons, à Bruxelles.
A. DELATTRE, Ancien Ministre, à Pâturages.
A. DELMER, Secrétaire Général Honoraire du Ministère des Travaux Publics, à Bruxelles.
N. DESSARD, Président d'Honneur de l'Association Charbonnière de la Province de Liège, à Liège.
P. FOURMARIER, Professeur émérite de l'Université de Liège, à Liège.
L. GREINER, Président d'Honneur du Groupement des Hauts Fourneaux et Acières 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 Acières Belges, à Bruxelles.
M. VAN LOO, Président du Comité de Direction de la Fédération Professionnelle des Producteurs et Distributeurs d'Electricité de Belgique, à Bruxelles.
J. VAN OIRBEEK, Président de la Fédération des Usines à Zinc, Plomb, Argent, Cuivre, Nickel et autres Métaux non ferreux, à Bruxelles.

BESCHERMEND COMITE

- HH. H. ANCIAUX, Ere Inspecteur generaal der Mijnen, te Wemmel.
L. BRACONIER, Administrateur-Directeur-Gerant van de N.V. « Charbonnages de la Grande Bacnure », te Luik.
L. CANIVET, Ere-Voorzitter van de Vereniging der Kolennijnen van het Bekken van Charleroi en van de Beneden Samber, te Brussel.
P. CELIS, Voorzitter van het Verbond der Gasnijverheid, te Brussel.
P. CULOT, Voorzitter van de Vereniging der Kolennijnen van het Westen van Bergen, te Bergen.
P. DE GROOTE, Oud-Minister, Voorzitter van de Vrije Universiteit Brussel, te Ukkel.
L. DEHASSE, Ere-Voorzitter van de Vereniging der Kolennijnen van het Westen van Bergen, te Brussel.
A. DELATTRE, Oud-Minister, te Pâturages.
A. DELMER, Ere Secretaris Generaal van het Ministerie van Openbare Werken, te Brussel.
N. DESSARD, Ere-Voorzitter van de Vereniging der Kolennijnen van de Provincie Luik, te Luik.
P. FOURMARIER, Emeritus Hoogleraar aan de Universiteit van Luik, te Luik.
L. GREINER, Ere-Voorzitter van de « Groupement des Hauts Fourneaux et Acières 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 Kolennijnen Limburg-Maas, te Brussel.
R. TOUBEAU, Ere-Hoogleraar in de Mijnbouwkunde aan de Polytechnische Faculteit van Bergen, te Bergen.
P. van der REST, Voorzitter van de « Groupement des Hauts Fourneaux et Acières Belges », te Brussel.
M. VAN LOO, Voorzitter van het Bestuurscomité der Voortbrengers en Verdelers van Electriciteit in België, te Brussel.
J. VAN OIRBEEK, Vorzitter van de Federatie der Zink-, Lood-, Zilver-, Koper-, Nikkel- en andere non-ferro Metalenfabrieken, te Brussel.

COMITE DIRECTEUR

- MM. A. VANDENHEUVEL, Directeur Général des Mines, à Bruxelles, Président.
J. VENTER, Directeur de l'Institut National de l'Industrie Charbonnière, à Liège, Vice-Président.
P. DELVILLE, Directeur Général de la Société « Evence Coppée et Cie », à Bruxelles.
C. DEMEURE de LESPAUL, Professeur d'Exploitation des Mines à l'Université Catholique de Louvain, à Sirault.
H. FRESON, Directeur Divisionnaire des Mines, à Bruxelles.
P. GERARD, Directeur Divisionnaire des Mines, à Hasselt.
H. LABASSE, Professeur d'Exploitation des Mines à l'Université de Liège, à 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 Venootschap « Evence Coppée et Cie », te Brussel.
C. DEMEURE de LESPAUL, Hoogleraar in de Mijnbouwkunde aan de Katholieke Universiteit Leuven, te Sirault.
H. FRESON, Divisiedirecteur 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

N° 10 — Octobre 1959

ANNALEN DER MIJNEN

VAN BELGIE

N° 10 — October 1959

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 946

INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

INICHAR. — Symposium sur le fonçage de puits et le creusement des galeries — Londres
juillet 1959 951

NOTES DIVERSES

H. LABASSE. — La concentration dans l'industrie charbonnière 976

F. MERCX. — Les anneaux pour suspension de cages des mines et pour appareils de levage 986

H. van DUYSE. — Réparation de puits sans arrêt de l'extraction 996

MATERIEL MINIER (Notes rassemblées par INICHAR) :

Grisomètre enregistreur électrique dérivé de l'appareil Uras 1001

Grisomètre déclencheur rapide auto-contrôlé (M. A. MONOMAKHOFF) 1002

Rapport d'activité du Centre National Belge de Coordination des Centrales de Sauvetage 1004

BIBLIOGRAPHIE

INICHAR. — Revue de la littérature technique 1009

Divers 1038

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

EDITION - ABONNEMENTS - PUBLICITE - UITGEVERIJ - ABONNEMENTEN - ADVERTENTIEN

BRUXELLES 5 • EDITIONS TECHNIQUES ET SCIENTIFIQUES • BRUSSEL 5

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

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

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

BASSINS MINIERES	Production totale (Tonnes)	Consommation propre et fournitures au personnel (tonnes) (1)	Stock (tonnes)	Jours ouvrés (2)	PERSONNEL												Grisou capté valorisé (6)		
					Nombre moyen d'ouvriers			Indice (3)				Rendement		Présences % (4)		Mouvement de la main-d'œuvre (5)			
					à veine	Fond	Fond et surface	Veine	Taille	Fond	Fond et surface	Fond	Fond et surface	Fond	Fond et surface	Belge		Etrangère	Totale
Borinage	216.660	35.604	1.159.004	15,73	—	11.667	16.039	0,17	0,36	0,90	1,27	1 111	787	83,14	85,37	— 108	— 138	— 246	1.564.634
Centre	176.425	33.811	838.139	15,60	—	9.561	12.882	0,15	0,35	0,90	1,25	1.116	802	84,60	86,74	— 127	— 97	— 224	1.513.233
Charleroi	484.384	43.272	2 287.308	18,52	—	19.054	26.908	0,15	0,31	0,77	1,12	1.303	890	84,48	86,53	— 253	— 235	— 488	3.306.795
Liège	325.035	33.205	820.524	23,13	—	13.713	18.746	0,16	0,37	0,99	1,36	1.008	734	80,97	83,76	— 163	— 276	— 439	—
Campine	701.999	52.765	2.521.874	18,10	—	25.194	33.404	0,10	0,25	0,66	0,90	1.512	1.116	91,08	92,38	— 164	— 148	— 312	1.844.182
Le Royaume	1.904.503	195.657	7.626.849	18,43	—	79.169	107.982	0,13	0,31	0,79	1,11	1.260	902	85,71	87,68	— 815	— 894	— 1709	8 228.844 ⁽⁸⁾
1959 Mai	1.850.559	199.335	7.555.456	17,55	—	81.257	110.245	0,14	0,31	0,79	1,10	1.261	908	85,78	87,57	— 1254	— 1271	— 2525	8 300.581 ⁽⁸⁾
Avril	2.057.096	237.243	7.541.335	19,47	—	83.734	113.164	0,14	0,32	0,81	1,12	1.229	892	85,70	87,43	— 1038	— 1037	— 2075	8 391 476 ⁽⁸⁾
1958 Juin	2.104.689	214.540	5.000.461	19,41	—	90.515	122.336	0,14	0,33	0,86	1,18	1.167	846	86,24	88,15	— 397	— 381	— 778	8 827.394 ⁽⁸⁾
Moy. mens.	2.255.186	258.552	6.928.346 ⁽⁷⁾	21,27	—	90.204	121.652	0,14	0,34	0,87	1,19	1.152	841	85,92	87,80	— 263	— 263	— 1050	8.153.611
1957 » »	2.423.866	233.799	1.412.987 ⁽⁷⁾	23,29	14 541	90.542	124.132	0,14	0,34	0,87	1,19	1.150	838	84,86	86,49	— 44	+ 873	+ 829	8.284.839
1956 » »	2.455.079	254.456	179.157 ⁽⁷⁾	23,48	13.666	82.537	112.943	0,14	0,35	0,86	1,19	1.156	838	84,21	86,29	— 357	— 300	— 657	7.443.776
1954 » »	2.437.393	270.012	2.806.020 ⁽⁷⁾	24,04	17.245	86.378	124.579	0,16	0,38	0,91	1,27	1.098	787	83,53	85,91	— 63	— 528	— 591	4 604.030
1952 » »	2.532.030	199.149	1.678.220 ⁽⁷⁾	24,26	18.796	98.254	135.696	0,18	0,40	0,96	1,34	1.042	745	78,7	81	— 97	— 7	— 104	3.702.887
1950 » »	2.276.735	220.630	1.041.520 ⁽⁷⁾	23,44	18.543	94.240	135.851	0,19	—	0,99	1,44	1.014	696	78	81	— 418	— 514	— 932	—
1948 » »	2.224.261	229.373	840.340 ⁽⁷⁾	24,42	19.519	102.081	145.366	0,21	—	1,14	1,64	878	610	—	85,88	—	—	—	—
1938 » »	2.465.404	205.234	2.227.260 ⁽⁷⁾	24,20	18.739	91.945	131.241	0,18	—	0,92	1,33	1.085	753	—	—	—	—	—	—
1913 » »	1.903.466	187.143	955.890 ⁽⁷⁾	24,10	24.844	105.921	146.084	0,32	—	1,37	1,39	731	528	—	—	—	—	—	—
Sem. du 12 au 18-10-59	441.714	—	7.753.364	4,75	—	56.111	77.923	—	—	0,77	1,07	1.304	936	60,52	63,63	—	—	— 182	—

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

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

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

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

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

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

(7) Stock fin décembre.

(8) Dont environ 5 % non valorisés.

BELGIQUE

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

JUIN 1959

PERIODES	Secteur domestique	Administrations publiques	Cokeries	Usines à gaz	Fabriques d'agglomérés	Centrales électriques	Sidérurgie	Constructions métalliques	Métaux non ferreux	Produits chimiques	Chemins de fer et vicinaux	Textiles	Industries alimentaires	Carrières et industries dérivées	Cimenteries	Papeteries	Autres Industries	Exportations	Total du mois
1959 Juin	247.423	16.493	599.598	111	66.261	217.440	8.535	4.220	23.046	24.571	60.464	3.110	24.459	42.446	52.094	13.080	32 923	201.184	1.636.858
Mai	300.735	15.252	536.494	86	98.850	199.079	9.314	4.736	32.380	25.681	62.508	4.158	33.250	38.734	53.236	11.949	30.852	180.026	1.637.320
Avril	247.869	4.539	588.048	58	88.446	211.835	11.573	6.937	32.695	25.424	68.974	4.575	19.858	37.273	52.348	14.151	33.494	178.062	1.625.159
1958 Juin	236.232	18.433	488.983	290	65.149	124.556	9.127	5.167	20.170	17.461	68.172	3.957	25.343	45.491	39.414	13.913	13.217	210.228	1.405.303
Moy. mens.	264.116	12.348	504.042	286	81.469	174.610	10.228	8.311	24.203	23.771	72.927	5.136	22.185	41.446	32.666	14.885	18.030	226.496	1.537.155
1957 » »	395.089	16.299	576.556	412	140.664	263.564	13.272	10.896	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	1.738	109.037	240.372	24.211	12.299	40.485	46.912	114.348	14.500	30.707	61.361	62.818	19.898	30.012	465.071	2.189.610
1952 » »	480.657	14.102	—	708.921	—	275.218	34.685	16.683	30.235	37.364	128.398	17.838	26.645	63.591	81.997	15.475	60.800	209.060	2.196.669

GENRE	Fours en activité		Charbon (t)			Huiles combustibles †	Production				COKE (t)								Stock en fin de mois †	Ouvriers occupés		
	Batteries	Fours	Reçu		Enfourné		Gros coke de plus de 80 mm	Autres	Total	Consommation propre	Livraisons au personnel de la cokerie	Débit										
			Belge	Etranger								Secteur domestique	Administrations publiques	Sidérurgie	Centrales électriques	Usines à gaz	Chemins de fer	Autres secteurs			Exportations	Total
PERIODE																						
Minières . . .	8	274	131.951	—	130.404	—	78.127	22.314	100.441	1.164	141	—	—	—	—	—	—	—	—	—	83.758	815
Sidérurgiques . . .	29	1.064	436.248	180.803	518.353	—	335.141	68.155	403.296	4.170	2.755	—	—	—	—	—	—	—	—	—	112.621	2.552
Autres . . .	12	296	44.330	70.137	119.132	184	67.351	23.601	90.952	1.761	138	—	—	—	—	—	—	—	—	—	91.586	1.191
Le Royaume . . .	49	1.634	612.529	250.940	767.889	184	480.619	114.070	594.689	7.095	3.034	7.260	3.646	482.178	1.960	—	—	46.860	75.716	617.620	287.965	4.558
1959 Mai . . .	49	1.628	519.850	244.450	781.210	201	488.713	115.720	604.433	7.783	2.845	4.570	2.281	440.359	2.974	—	76	42.646	76.520	569.426	321.025	4.525
Avril . . .	49	1.629	565.601	241.152	754.840	220	474.932	111.462	586.394	11.049	3.869	5.798	2.305	485.385	2.082	—	—	38.769	58.531	592.870	296.646	4.475
1958 Juin . . .	47	1.564	493.106	223.885	720.180	250	450.302	105.508	555.810	9.348	3.312	8.936	3.854	406.896	1.695	—	36	47.062	85.215	553.694	219.799	4.633
Moy. mens. . .	47	1.572	504.417	233.572	744.869	495	467.739	107.788	575.527	9.759	5.445	11.030	3.066	423.137	2.095	—	1.145	41.873	74.751	557.097	276.110 ⁽²⁾	4.644
1957 Moy. mens. . .	46	1.574	576.062	198.803	768.730	484	488.370	108.003	596.373	7.287	5.512	10.732	3.990	427.044	2.617	—	1.221	50.337	75.117	571.058	237.403 ⁽²⁾	4.881
1956 » »	44	1.530	601.931	196.725	784.375	10.068 ⁽³⁾	492.676	113.195	605.871	7.228	5.154	15.538	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⁾	392.963	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)				
	Production	Consommation propre	Débit			Brai	Goudron brut	Ammoniaque (en sulfate)	Benzol	Huiles légères	
			Synthèse	Sidérurgie	Autres industries						Distributions publiques
PERIODE											
Minières . . .	43.270	20.608	22.676	—	585	13.059	—	3.459	1.277	1.017	—
Sidérurgiques . . .	177.026	83.027	43.091	59.355	3.605	44.100	—	14.192	4.862	3.410	—
Autres . . .	43.640	19.295	15.125	—	3.213	13.659	—	3.600	789	953	—
Le Royaume . . .	263.936	123.001	80.892	59.355	7.403	70.818	—	21.251	6.928	5.380	—
1959 Mai . . .	270.418	123.492	88.199	54.381	6.435	71.217	—	21.711	6.937	5.600	—
Avril . . .	265.218	123.161	84.215	59.696	5.319	71.153	—	21.147	6.670	5.540	—
1958 Juin . . .	251.380	115.215	77.961	52.495	6.677	68.701	—	20.489	6.676	5.324	—
Moy. mens. . .	259.452	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	6.824	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 » »	185.334 ⁽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., 0°C et 76 mm Hg. (2) Non recensé. (3) Non utilisé à la fabrication du coke.

GENRE	Production (t)				Consommation propre †	Livraisons au personnel	Matières premières (t)		Ventes et cessions †	Stock (fin du mois) †	Ouvriers occupés
	Boulets	Briquettes	Totale	Matières premières (t)							
				Charbon			Brai				
PERIODE											
Minières . . .	52.745	17.070	69.815	—	—	—	—	—	—	—	
Indépend. . .	1.190	—	1.190	—	—	—	—	—	—	—	
Le Royaume . . .	53.935	17.070	71.005	2.393	6.751	66.261	5.760	49.246	79.098	462	
1959 Mai . . .	88.548	16.838	105.386	2.678	7.569	98.517	8.009	96.652	66.483	483	
Avril . . .	70.163	19.968	90.131	3.226	10.547	88.150	7.038	68.196	67.996	471	
1958 Juin . . .	50.309	18.608	68.917	2.596	7.461	65.162	5.165	52.228	48.585	452	
Moy. mens. . .	65.877	20.525	86.402	3.814	12.632	81.517	6.335	62.598 ⁽¹⁾	62.598 ⁽¹⁾	493	
1957 » »	124.332	27.529	151.861	3.621	12.119	141.289	11.583	134.742	21.242 ⁽¹⁾	571	
1956 » »	116.258	35.994	152.252	3.666	12.354	142.121	12.353	133.542	4.684 ⁽¹⁾	647	
1954 » »	75.027	39.829	114.856	4.521	10.520	109.189	9.098	109.304	11.737 ⁽¹⁾	539	
1952 » »	71.262	52.309	123.571	1.732	103	115.322	10.094	119.941	36.580 ⁽¹⁾	638	
1950 » »	38.898	46.079	84.977	2.488	377	73.180	7.322	85.999	—	552	
1948 » »	27.014	53.834	80.848	—	—	74.702	6.625	—	—	563	
1938 » »	39.742	102.948	142.690	—	—	129.797	12.918	—	—	873	
1913 » »	—	—	217.387	—	—	197.274	—	—	—	1911	

(1) Stock fin décembre

PERIODE	Quantités reçues m ³			Consommat. totale y compris les exportations (m ³)	Stock à la fin du mois (m ³)	Quantités reçues t			Consommation totale t	Stock à la fin du mois t	Exportations t
	Origine indigène	Importation	Total			Origine indigène	Importation	Total			
1959 Juin	62.354	1.898	64.252	57.739	370 900	3.832	466	4.298	5 760	61.990	(1)
Mai	52.248	2.129	54.377	57.572	364.899	3.425	367	3.792	8.009	63.452	3.193
Avril	53.508	2.358	55.866	64.013	368.798	3 511	253	3.764	7.038	67.669	6.120
1958 Juin	58.129	1.503	59.632	66.278	471.730	3.070	1.073	4.143	5.165	96.523	341
Moy. mens.	50.713	7.158	57.871	71 192	448 093 ⁽²⁾	3.834	3.045	6.879	6.335	78.674 ⁽²⁾	2 628
1957 Moy. mens.	63.425	11.815	75.240	77.048	620.752 ⁽²⁾	7.116	6.356	13.472	11.584	72.760 ⁽²⁾	4.524
1956 » »	72.377	17.963	90.340	78 246	655 544 ⁽²⁾	7.019	5.040	12.059	12.125	51.022 ⁽²⁾	1.281
1954 » »	67.128	1.693	68.821	87.385	428.456 ⁽²⁾	4.959	4.654	9.613	8.868	37.023 ⁽²⁾	2.468
1952 » »	73.511	30.608	104.119	91.418	880.695 ⁽²⁾	4.624	6.784	11.408	9.971	37.357 ⁽²⁾	2.014
1950 » »	62.036	12.868	74 904	90 209	570.013 ⁽²⁾	5.052	1.577	6.629	7.274	31.325 ⁽²⁾	1.794

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

PERIODE	Produits bruts							Demi-produits		Ouvriers occupés	
	Cuivre t	Zinc t	Plomb t	Etain t	Aluminium t	Antimoine, Cadmium, Cobalt, Nickel, etc. t	Total t	Argent, or, platine etc. kg	A l'exception des métaux précieux t		Argent, or, platine, etc. kg
1959 Juin	14.323	19.055	8.278	520	171	481	42.828	31.186	18.366	1.807	15.069
Mai	15.033	19.215	7.981	586	175	490	43.480	30.577	15.274	1.450	14.985
Avril	15.418	18.514	7.292	603	211	515	42.553	28.138	17.299	2.107	14 901
1958 Juin	12.036	18.229	7.497	670	255	390	39.077	24.625	16.746	2.380	15.051
Moy. mens.	12 934	17 897	7.990	762	226	325	40.134	27.750	16.562	2.262	15.037
1957 Moy. mens.	12.713	19.637	8.272	793	180	404	41.999	23.937	16.150	1 982	15.655 ⁽¹⁾
1956 » »	14.072	19.224	8 521	871	228	420	43.336	24.496	16 604	1 944	15.919 ⁽¹⁾
1954 » »	12.809	17.726	5.988	965	140	389	38 018	24.331	14.552	1.850	15 447 ⁽¹⁾
1952 » »	12.035	15.956	6.757	850		557	36 155	23.833	12.729	2.017	16.227
1950 » »	11.440	15.057	5.209	808		588	33.102	19 167	12.904	2.042	15.053

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

(1) En fin d'année.

PERIODE	Hauts fourneaux en activité	PRODUITS								
		Produits bruts			Produits demi-finis		Produits			
		Fonte	Acier Total	Fer de masse	Pour relaineurs belges	Autres	Aciers marchands	Profilés et zores (1 et U de plus de 80 mm)	Rails et accessoires	Fil machine
1959 Mai	47	473.308	485.271	5.195	54.275	27.388	148 759	15 255	5.178	35.824
Avril	49	485.728	541.051	6.141	56.950	35.590	157.968	15.780	6.560	50 023
Mars	49	484.918	504.737	5.607	44.766	37.832	141.692	16.494	4.563	49.373
1958 Mai	49	442.396	469.021	3.446	42.101	56.760	116.679	11.600	10.401	36.240
Moy. mens.	49	459.927	500.950	4.939	45.141	52.052	125.502	14.668	10.526	41.913
1957 Moy. mens.	51	465.638	522.988	4.504	50.806	40.028	134.827	24 136	8.466	39.465
1956 » »	51	480.840	525.898	5.281	60.829	20.695	153.634	23.973	8.315	40.874
1954 » »	47	345.424	414.378	3.278			113.900	15.877	5.247	36.301
1952 » »	50	399.133	422 281	Fers finis 2.772						
1950 » »	48	307.898	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	37.339		43.200	26.010	9.337	10 403
1913 » »	54	207.058	200.398	25.363	127.083		51.177	30.219	28.489	Verges et aciers serpentés 11.852

(1) Chiffres indisponibles.

IMPORTATIONS					EXPORTATIONS			
Pays d'origine Périodes Répartition	Charbons t	Cokes t (1)	Agglomérés t	Lignites t	Destination	Charbons t	Cokes t	Agglomérés t
Allemagne Occident.	189.193	5.351	1.583	6.983	Allemagne Occident.	13.586	1.298	852
France	17.759	41	25	—	Sarre	—	246	—
Pays-Bas	46.143	7.469	4.550	300	France	67.190	27.195	9.938
					Italie	1.221	2.611	—
					Luxembourg	1.340	20.111	280
Pays de la CECA . .	253.095	12.861	6.158	7.283	Pays-Bas	75.195	—	—
					Pays de la CECA . .	158.512	51.461	11.070
Royaume-Uni	38.571	—	—	—				
Etats-Unis d'Amérique.	101.863	—	—	—	Autriche	100	100	—
U.R.S.S.	3.376	—	—	—	Danemark	—	17.260	—
Pays tiers	146.810	—	—	—	Suède	—	3.848	—
Ensemble juin 1959 .	399.905	12.861	6.158	7.283	Suisse	42.511	961	195
1959 Mai	399.511	17.644	10.714	7.984	Congo belge	—	215	150
Avril	421.528	12.855	10.623	10.703	Divers	61	1.871	—
Mars	528.507	18.687	6.435	8.978				
1958 Moy. mens. . .	437.559	14.327	10.013	8.607	Pays tiers	42.672	24.255	345
Juin	427.840	10.854	10.100	8.632	Ensemble juin 1959 .	201.184	75.716	11.415
Répartition :					1959 Mai	181.394	76.520	22.501
1) Secteur domestique	138.162	612	6.481	6.713	Avril	179.138	58.531	7.494
2) Secteur industriel .	255.651	12.258	—	570	Mars	195.994	53.276	6.228
Réexportations . . .	—	—	—	—	1958 Moy. mens. . .	235.292	74.751	15.104
Mouvement des stocks	+ 6.092	- 7	- 323	—	Juin	210.804	85.215	17.429

(1) Y compris coke de gaz

TION (t)

finis										Ouvriers occupés
Tôles fortes 4,76 mm et plus	Tôles moyennes 3 à 4,75 mm	Larges plats	Tôles fines noires	Feuillards, bandes à tubes, tubes sans soudure.	Ronds et carrés pour tubes	Divers	Total des produits finis	Tôles galvanisées, plombées et étamées	Tubes d'acier sans soudure et tubes soudés	
43.867	5.471	1.616	87.128	16.049	532	4.372	364.081	32.289	12.384	50.972
48.288	7.016	2.178	94.094	18.195	182	5.784	406.070	31.652	14.652	50.739
41.287	5.483	1.522	82.419	20.203	636	2.803	369.475	28.134	15.683	50.454
37.708	6.484	1.484	75.964	16.947	972	7.646	321.525	20.576	10.943	52.757
45.488	6.947	1.925	80.543	15.872	790	5.026	349.210	24.543	12.509	52.266
									Tubes soudés	
55.898	7.601	2.350	66.514	25.641	—	5.514	370.412	25.558	9.087	55.158
53.456	10.211	2.748	61.941	27.959	—	5.747	388.858	23.758	4.410	47.104
37.473	8.996	2.153	40.018	25.112	—	2.705	290.852	3.070	3.655	41.904
39.357	7.071	3.337	37.482	26.652	—	5.771	312.429	11.943	2.959	43.263
			Tôles minces tôles fines, tôles magnétiques							
24.476	6.456	2.109	22.857	20.949	—	2.878	243.859	11.096	1.981	36.415
			Tôles fines	Feuillards et tubes en acier						
Grosses tôles	Tôles moyennes							Tôles galva- nisées		
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	—	—	38.024
19.672	—	—	9.883	—	—	3.530	154.822	—	—	35.300

Production	Unités	1959	1959	1958	1958	Production	Unités	1959	1959	1958	1958
		(a)	(b)		Moyenne mensuelle			(a)	(b)		Moyenne mensuelle
PORPHYRE :						PRODUITS DE DRA-					
Moëllons	t	205	394	84	251	GAGE : Gravier.	t	210.660	255 388	144.213	143.154
Concassés	t	307.561	301.285	342.482	293.032	Sable	t	46.241	43.783	31.428	31.757
Pavés et mosaïques.	t	862	1.056	995	1.097	CALCAIRES	t	291.850	285.393	272.282	239.255
PETIT GRANIT :						CHAUX	t	132.893	149.681	134.004	147.012
Extrait	m ³	11.228	13.839	7.816	9.081	PHOSPHATES	t	(c)	703	833	1.501
Scié	m ³	4.602	5.722	4.522	4.608	CARBONATES NATUR.					
Façonné	m ³	1.470	1.647	1.279	1.280	Crâies, marne, tuf-	t	20 382	22.321	26.790	29.207
Sous-produits	m ³	17.897	21.536	16.581	12.419	feu					
MARBRES :						CARBON. DE CHAUX					
Blocs équarris.	m ³	487	609	596	492	PRECIPITES	t	(c)	(c)	(c)	3.227
Tranches ramenées à 20 mm	m ²	34.381	38.999	37.524	39.206	CHAUX HYDRAULI-	t	902	810	1.372	597
Moëllons concassés.	t	1.787	1.919	1.792	1.949	QUE ARTIFICIELLE	t	33 951	31.684	31.198	30.769
Bimbeloterie	Kg	38.741	35.176	30.395	28.302	DOLOMIE : Crue	t	18.398	20.264	19.915	20.416
GRES :						frittée	t	4.412	6.563	3.662	3.632
Moëllons bruts	t	22.091	23.847	24.873	21.104	AGGLOM. PLATRE	m ²	103.294	109.564	101.067	106.651
Concassés	t	90.165	99.637	71.282	65.198			1 ^{er} trim. 1959	4 ^e trim. 1958	1 ^{er} trim. 1958	Moy.tr. 1958
Pavés et mosaïques.	t	2.377	2.367	1.777	1.316	SILEX : broyé	t	595	393	973	578
Divers taillés	t	6.517	6.275	6.852	6.254	pavés	t	693	835	891	843
SABLE :						72	t	72	82	75	86
pour métallurgie	t	66.405	67.909	57.165	56.973	FELDSPATH & GALETS					
pour verrerie	t	85.751	87.282	99.114	89.545	QUARTZ					
pour construction	t	161.953	177.325	111.339	120.311	ET QUARTZITES	t	26.424	42.208	23.519	48.163
Divers	t	61.402	66.937	58.328	51.453	ARGILES	t	45.863	56.665	59.209	53.355
ARDOISE :											
pour toitures	t	613	630	625	647			Mai 1959	Avril 1959	Mai 1958	Moy.mens. 1958
Schistes ardoisiers	t	127	133	106	127			11.321	11.274	12.232	11.921
Coticule (pierre à aiguiser)	Kg	5.115	3.370	4.870	3.762	Ouvriers occupés					

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

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

JUIN 1959

PAYS	Houille produite (1000 t.)	Nombre d'ouvriers inscrits (1000)		Rendement par ouvrier et par poste Kg		Nombre de jours ouvrés	Absentéisme en %		Coke de four produit par 1000 t	Agglomérés produits 1000 t	Stocks (1000 t)	
		Fond	Fond et surface	Fond	Fond et surface		Fond	Fond et surface			Houille	Cokes
Allemagne												
1959 Juin	10.222	306	448	1.885	1.465	20,75	20,82	19,41	3.161	398 ⁽¹⁾	11.265 ⁽¹⁾	6 187 ⁽¹⁾
1958 Moy. mens.	11.049	336	487	1.643	1.273	23,39	18,49	17,02	3.620	493	8.565 ⁽²⁾	5.315 ⁽²⁾
1958 Juin	10.485	336	489	1.644	1.268	22,75	20,05	18,59	3.615	547	5.569	2.498
Belgique												
1959 Juin	1.905	98	131	1.260	902	18,43	14,29 ⁽³⁾	12,32 ⁽³⁾	595	71	7.627	288
1958 Moy. mens.	2.255	106	140	1.152	841	21,27	14,08 ⁽³⁾	12,20 ⁽³⁾	576	86	6.928 ⁽²⁾	276 ⁽²⁾
1958 Juin	2.105	111	147	1.167	846	19,41	13,76 ⁽³⁾	11,85 ⁽³⁾	556	69	5.000	220
France												
1959 Juin	4.881	139	197	1.725	1.158	25,24	11,10	6,34 ⁽⁴⁾	1.051	576	10.448	705
1958 Moy. mens.	4.810	141	201	1.680	1.134	24,5	12,19	7,25 ⁽⁴⁾	1.039	591	7.473 ⁽²⁾	708 ⁽²⁾
1958 Juin	4.785	141	201	1.710	1.146	24,85	11,94	6,53 ⁽⁴⁾	1.021	677	6.478	514
Sarre												
1959 Juin	1.325	38	55	1.853	1.244	22,37	9,84	6,09 ⁽⁴⁾	345	—	1.371	25
1958 Moy. mens.	1.369	38	57	1.797	1.177	24,18	12,99	7,45 ⁽⁴⁾	348	—	905 ⁽²⁾	52 ⁽²⁾
1958 Juin	1.285	38	57	1.805	1.165	22,94	11,28	6,47 ⁽⁴⁾	342	—	635	58
Italie												
1959 Juin (1)	61	2,9	(6)	1.180	(6)	(6)	18,54	16,35	248	1	97	350
1958 Moy. mens.	60	4	4,6	1.039	(6)	(6)	33,53	31,85	280	1	21 ⁽²⁾	321 ⁽²⁾
1958 Juin	57	4,5	5,9	1.008	(6)	(6)	37,66	35,98	277	1	132	217
Pays-Bas												
1959 Juin (1)	977	30,	(6)	1.527	(6)	(6)	18,65	15,92	332	95	948	349
1958 Moy. mens.	990	31,	48,6	1.521	(6)	(6)	18,32	15,96	340	91	746 ⁽²⁾	342 ⁽²⁾
1958 Juin	988	31,5	47,	1.550	(6)	(6)	19,36	16,44	329	93	596	290
Communauté												
1959 Juin (1)	19.368	611,	(6)	1.733	(6)	(6)	29,49	27,60	5.732	1.136	31.704	7.910
1958 Moy. mens.	20.533	655,	893,3	1.579	(6)	(6)	22,76	21,13	6.203	1.262	24.538 ⁽²⁾	7.015 ⁽²⁾
1958 Juin	19.706	655,	900,	1.591	(6)	(6)	23,01	21,21	6.139	1.386	18.235	3.796
Grande-Bretagne												
1959 Sem. du 14 au 20 juin	4.267 ⁽⁵⁾	—	668,5	à front 3.725	1.338	(6)	(6)	13,90	(6)	(6)	27.546	(6)
1958 Moy. hebd. 1958 Sem. du 22 au 28 juin	4.150 ⁽⁵⁾ 4.073 ⁽⁵⁾	—	698,8 696,5	3.519 3.482	1.264 1.261	(6) (6)	(6) (6)	14,13 13,05	(6) (6)	(6) (6)	(6) (6)	(6) (6)

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

Symposium sur le fonçage de puits et le creusement de galeries

organisé par « The Institution of Mining Engineers »

Londres, 15, 16, 17 juillet 1959

Compte rendu par INICHAR

SAMENVATTING

Dit Symposium bracht meerdere honderden deelnemers uit meest alle mijnontginnende landen der wereld samen. Vijfentwintig mededelingen werden ingebracht door veertien verschillende landen.

Huidige nota heeft tot doel aan de lezer de essentiële gedachten te doen kennen die door de auteurs werden naar voren gebracht. De mededelingen zijn daartoe in twee hoofdgroepen ingedeeld; de ene betreft de delving van de schachten, de andere de delving der steengangen.

In deze aflevering van de Annalen der Mijnen van België wordt een samenvatting gegeven van de mededelingen betreffende de schacht delving.

De delving der schachten blijft een zeer belangrijk probleem en grote vorderingen werden geboekt tijdens de laatste tien jaar. De huidige schachten bereiken delvingsdoormeters van 10 m en de diepte groeit aan naarmate de uitputting van de afzettingen.

Wegens de omvang van de investeringen die vereist zijn voor de delving en de uitrusting van de schachten en voor de bovengrondse installaties, is het van het hoogste belang al deze werken met de grootste spoed uit te voeren om zohaast mogelijk de winning te kunnen aanvangen.

De delvingssnelheid schijnt een hoogtepunt bereikt te hebben met een maandelijkse vordering van 300 m die in Zuid-Afrika bereikt werd. Met het huidige materieel en de gebruikelijke arbeidsmethoden zal men slechts moeilijk dit rekord kunnen overtreffen. Het doel van de Zuid-Afrikaanse ingenieurs is blijkbaar deze prestaties te veralgemenen en vervolgens het zeer talrijke personeel te verminderen om het rendement per man-dienst te verbeteren.

Het streven van de overige landen blijft meer bescheiden. Men tracht een maandelijkse vooruitgang van 100 m te bereiken, maar met veel minder personeel dan in Zuid-Afrika.

De tendens voor de volgende decade schijnt zich te richten naar het ontwerpen en op punt stellen van volledig automatische delvmachines, bediend door een zeer beperkt aantal specialisten.

De doorboring van de waterhoudende dekterreinen blijft steeds moeilijke en delicate problemen stellen. Drie methoden blijven hoofdzakelijk in gebruik: de cementatie, de bevrozing en het schachtboren. Al deze methoden ondergingen verdere verbeteringen tijdens de laatste jaren.

De cementatie-methode heeft voordeel gehaald uit de vooruitgang van de boortechiek en de verbetering van het boormaterieel enerzijds en uit de ontwikkeling van nieuwe injectieprodukten: cement, silticaten, bentonite, enz. anderzijds.

De bevrozingsmethode is eveneens begunstigd geweest door de snellere uitvoering der boorgaten en de mogelijkheden tot veelvuldiger en doelmatiger controle van hun afwijkingen, en tot hun eventuele rectificatie.

De methode Honigmann - De Voors die in Nederland en in sommige Duitse mijnen wordt toegepast maakt grote boorsnelheden mogelijk tot op diepten van 500 m die tot dan toe nooit bereikt werden met deze methode.

Voor wat betreft de eigenlijke delving hebben de Zuid-Afrikaanse ingenieurs delvingsmethoden ontwikkeld met semi-gelijktijdige en zelfs met gelijktijdige plaatsing van de bekleding.

Bij de schachtbekleding wordt de gietijzeren cuvelage steeds minder gebruikt. Voor de doorboring der dekterreinen maakt men voornamelijk gebruik van gemengde cuvelages, gevormd door beton gevat tussen twee stalen ringen. De ruimte tussen de stalen buitenwand en het terrein wordt gevuld met bitumen. Dit produkt verzekert de waterdichtheid en geeft een betere verdeling van de spanningen.

In droge terreinen of in gecementeerde waterhoudende terreinen gebruikt men bij voorkeur een betonbekleding. Deze wordt vanaf de bovengrond langs een leiding gestort in passen van 15 tot 30 m hoogte.

In België heeft Mijnheer Dardenne een schachtbekleding met opgehangen betonblokken verwezenlijkt die grote vooruitgang mogelijk maakt met zeer eenvoudige middelen en die geen voorlopige bekleding eist.

RESUME

Ce Symposium a groupé plusieurs centaines de participants venus de la plupart des pays miniers du monde. Vingt-cinq communications ont été présentées en provenance de 14 pays différents.

Cette note vise à faire connaître aux lecteurs les idées essentielles qui ont été développées par les auteurs. Les rapports peuvent être classés en deux groupes principaux, traitant l'un du fonçage des puits et l'autre du creusement des galeries.

Ce numéro des Annales des Mines de Belgique donne un résumé des communications relatives au fonçage des puits. Les rapports traitant du creusement des galeries et des tunnels seront analysés dans le numéro suivant.

Le fonçage des puits reste un problème très important et de très grands progrès ont été réalisés au cours de cette dernière décade. Les puits creusés actuellement ont des diamètres à terre nue qui peuvent atteindre 10 mètres, tandis que la profondeur croît à mesure de l'épuisement des gisements.

Etant donné l'importance des investissements nécessaires au creusement et à l'aménagement des puits et des installations annexes, il est indispensable d'accélérer tous ces travaux pour extraire le plus tôt possible le charbon ou le minerai.

La vitesse de fonçage semble avoir atteint un sommet avec un record mensuel voisin de 300 mètres réalisé en Afrique du Sud. Avec le matériel actuel et les méthodes de travail habituellement employées, on ne pourra que très difficilement dépasser ce record. Le but des ingénieurs sud-africains est sans doute de généraliser ces avancements, puis de diminuer le personnel très abondant pour améliorer le rendement par homme/poste.

Le but des autres pays semble plus modeste. Il vise généralement à atteindre des avancements mensuels de l'ordre de 100 m, mais avec beaucoup moins de personnel qu'en Afrique du Sud.

Il semble que la prochaine décade verra la création et la mise au point de nouvelles machines de fonçage entièrement automatiques, actionnées par un nombre de spécialistes très limité.

Le problème de la traversée des morts-terrains aquifères reste un des points des plus difficiles et des plus délicats. Trois procédés sont toujours fort utilisés, à savoir la cimentation, la congélation et le forage à niveau plein. Chacune de ces techniques a fait de grands progrès au cours de ces dernières années.

La cimentation a bénéficié, d'une part, des progrès réalisés dans les techniques et le matériel de forage et, d'autre part, de la découverte et de la mise au point de nouveaux produits à injecter : ciment, silicate, bentonite...

La congélation profite surtout de l'exécution beaucoup plus rapide des forages, de la possibilité de contrôler fréquemment et efficacement leur déviation et de les rectifier éventuellement.

Le procédé Honigmann - De Vooy, adopté en Hollande et dans certaines mines allemandes, permet de réaliser de grandes vitesses de fonçage jusqu'à la profondeur jamais atteinte de 500 mètres.

Pour ce qui est du fonçage proprement dit, les ingénieurs sud-africains ont mis au point des procédés de creusement et de pose de revêtement semi-simultanés et même simultanés.

Dans les revêtements de puits, les cuvelages en fonte sont de moins en moins employés. Pour la traversée des morts-terrains, on utilise principalement des cuvelages mixtes constitués d'anneaux de béton emprisonnés entre deux anneaux métalliques ; le vide entre la paroi métallique et le terrain est alors rempli de bitume. Ce produit assure l'étanchéité et donne une meilleure répartition des tensions. En terrains non aquifères ou aquifères mais cimentés, on utilise de préférence un revêtement en béton. Celui-ci est déversé depuis la surface par une tuyauterie et on travaille généralement par passes de 15 à 30 mètres de hauteur.

En Belgique, Mr. Dardenne a mis au point un revêtement définitif par claveaux en béton suspendus, permettant de grands avancements avec des moyens très simples et ne nécessitant pas de boisage provisoire.

1^{re} partie : FONÇAGE DES PUIITS

I. ETUDES GENERALES

Etudes sur l'emplacement et le diamètre des nouveaux puits dans le Groupe « New Consolidated Gold Fields »

par D. M. JAMIESON et M. P. PEARSE

Le Groupe « New Consolidated Gold Fields » a creusé, de juillet 1948 à juin 1958, 21.000 mètres de puits dans l'état libre d'Orange et au Witwatersrand.

Le prix de revient moyen d'un mètre de puits de grande profondeur est de 82.000 FB, y compris le creusement, le revêtement, l'équipement et les treuils d'extraction avec les installations complètes.

Avant d'entreprendre le creusement d'un puits, il faut en justifier la nécessité, établir l'amortissement, fixer l'emplacement, connaître les futures utilisations du puits pour en déterminer les dimensions et ensuite choisir la méthode de fonçage la plus économique.

1. Etude de la nécessité de creuser un puits.

Avant d'entreprendre le creusement d'un nouveau puits, il importe de se rendre compte si l'on ne peut l'éviter par d'autres moyens.

1.1. Creusement de galeries à flanc de coteau.

Le gisement s'y prête rarement.

1.2. Descenderie.

Le creusement d'une descenderie revient moins cher que le fonçage d'un puits. Avec l'emploi de convoyeurs à courroies, on obtient de fortes capacités d'extraction à un prix modéré, mais leur emploi est limité à des gisements à faible profondeur jusque vers 600 mètres.

1.3. Approfondissement d'un puits existant.

Le coût d'un approfondissement est assez élevé s'il doit s'effectuer sans arrêter l'extraction des étages supérieurs. De plus, pour extraire la même capacité pour le puits à une profondeur plus grande qu'avant, il faut augmenter la puissance des treuils. Il faut aussi étudier si les emplacements des futures recettes sont bien centrés par rapport aux exploitations et si le volume d'air sera suffisant pour la ventilation des travaux présents et futurs.

1.4. Augmentation de la capacité d'extraction d'un puits existant.

La capacité d'extraction peut être augmentée par une organisation très poussée des translations diverses, par l'emploi d'acier à plus haute résistance à la traction pour les cages ou skips et pour les

câbles d'extraction et par une commande automatique ou même semi-automatique du treuil d'extraction.

1.5. Augmentation de la capacité de ventilation d'un puits existant.

Cette capacité peut être accrue en augmentant la section des galeries, en diminuant les pertes aux portes d'aéragé, en arrondissant les coudes et les accrochages, en aérodynamisant les moises.

2. Questions économiques.

Après que la nécessité technique de creuser un puits a été démontrée, il faut estimer le coût du creusement du puits et voir si le gisement est suffisamment important pour amortir les capitaux investis.

3. Choix du site.

Ce choix est conditionné par les conditions de gisement dans le fond, la nature géologique des couches, des fissures à traverser, et par les conditions d'accès en surface.

4. Utilisation du puits.

Il importe d'estimer le tonnage moyen et le tonnage maximum à remonter par le puits, ainsi que l'importance du personnel et du matériel à transporter.

5. Dimensions du puits.

Le puits comporte les compartiments de skips et le compartiment des cages.

Le nombre et la capacité des skips dépendent du tonnage maximum à extraire, de la profondeur, de la puissance des treuils d'extraction, du choix du système de suspension.

Les capacités des cages dépendent du personnel à descendre par poste. On s'arrange pour que toutes les manœuvres de personnel se fassent en moins d'une heure et demie. Il faut aussi que la cage puisse transporter les pièces les plus encombrantes et les plus longues.

La section circulaire avec revêtement en béton est adoptée en général pour les puits profonds, car elle est la plus favorable pour la ventilation et résiste le mieux aux pressions de terrain.

6. Choix de la méthode de fonçage.

La méthode de fonçage la plus économique, au point de vue prix de revient, est celle qui fait réaliser les plus grands avancements. Dans le cas du

creusement d'un nouveau puits de grand diamètre, les frais mensuels s'élèvent à 5.600.000 FB. Si l'on tient compte en plus de l'intérêt du capital, on peut estimer à 225 millions le bénéfice qu'un gain de temps de un an peut faire réaliser.

6.1. *Nécessité ou non de faire la cimentation à partir de la surface.*

On estime qu'en général le forage de 3 trous de très grande profondeur, jusqu'en dessous des terrains aquifères, est beaucoup plus économique que le forage, tous les 30 m, d'environ une trentaine de trous de 40 m de profondeur à partir du fond de creusement.

Pour le creusement d'un puits, la cimentation préalable de trois trous de 600 m a coûté 3.600.000 F, y compris la cimentation proprement dite.

Pour le puits voisin, on avait préféré cimenter à mesure de l'approfondissement ; la cimentation a coûté 2 à 3 fois plus cher que dans l'application précédente.

Dans le cas de roches dolomitiques à grandes cavités et dans le cas de grès fort poreux, il est cependant préférable de cimenter à mesure du creusement.

6.2. *Utilisation immédiate du châssis à molette définitif.*

La nécessité d'amortir le châssis à molette définitif deux ans plus tôt revient à 2.100.000 F, ce qui est inférieur à ce qu'auraient coûté l'installation, l'amortissement et le démantèlement du châssis provisoire, sans compter le gain énorme de temps et les facilités de fonçage.

6.3. *Chargement mécanique.*

Le grappin de 600 litres peut charger 200 t de déblais par heure en utilisant des cuffats de 10,5 t.

On préfère utiliser une chargeuse à godet sur chenilles, malgré une capacité de chargement moindre.

6.4. *Simultanéité des opérations de creusement et de pose du revêtement.*

Cette méthode a pu être réalisée grâce à l'utilisation d'un coffrage spécial, suspendu à la maçonnerie supérieure, pour les bagues de départ de chaque passe du revêtement.

6.5. *Équipement du puits.*

Il est préférable d'équiper le puits en une fois ; la vitesse d'exécution augmente rapidement après quelques passes et l'alignement parfait des moises et des guides est plus facile à vérifier. De plus, en cas de coups d'eau durant le fonçage, les dégâts à l'équipement sont évités.

Problèmes du creusement de puits en Pologne par J. GALANKA

Avant de creuser un puits, il importe de sonder soigneusement le terrain à traverser pour connaître l'importance et l'inclinaison des divers bancs et étudier les propriétés physiques des échantillons de roches ramenés par carottage. Il faut aussi mesurer les niveaux d'eau avec l'importance des venues.

Deux méthodes de fonçage sont utilisées, la méthode classique par forage et chargement des déblais, pour les puits en terrains non ou légèrement aquifères dont la venue d'eau est inférieure à 50 m³/h, et la méthode par congélation.

Dans l'étude du mode de revêtement de puits, il faut tenir compte des pressions horizontales dues aux roches. Ces pressions varient suivant que les roches sont aquifères ou non, cohérentes ou non, affectées tectoniquement ou non.

Il faut que les résistances offertes par le revêtement à toute profondeur soient supérieures à la résultante des tensions radiales, tangentiellles et verticales à laquelle le revêtement est soumis.

La pratique du minage dans les creusements de puits et de tunnels

par B. G. FISH et R. WESTWATER

L'abatage des roches à l'explosif est un des facteurs essentiels dans la bonne réussite des creusements de puits et de tunnels. Le bon déroulement du cycle de travail peut être perturbé par un mauvais tir ou par une mauvaise granulométrie des produits d'abatage.

Dans les creusements de puits, il importe d'utiliser un explosif très puissant, fort concentré et résistant à l'eau ; on y emploie en général de la nitroglycérine gélatineuse et, dans le cas d'une zone grisouteuse, de la nitroglycérine de sécurité. Les diamètres autorisés de cartouches sont de 32 et de 36 mm. En Grande-Bretagne, on emploie les détonateurs à micro-secondes, avec délais de retard de 0 à 15 espacés de 25 millisecondes pour les premiers retards et de 70 millisecondes pour les derniers, et les détonateurs à demi-secondes avec délais de retard de 0 à 10.

Dans le creusement de puits, on mine souvent par volées de 3 m avec de bons résultats au point de vue granulométrie des produits.

Pour comparer les divers terrains que l'on rencontre en Grande-Bretagne, on les caractérise par leur « rapport de minage ». Ce rapport est obtenu en considérant, soit la longueur forée par m³ de terrain en place, soit la charge d'explosif par m³ de terrain.

Pour des puits de 8 m de diamètre utile, la charge d'explosif varie de 0,400 à 0,700 kg/m³ en schiste et de 0,700 à 1 kg/m³ en grès.

Dans deux puits de 8,40 m de diamètre de creusement, on a essayé le minage par cordeaux détonants. Il semble que cette technique ne puisse être utilisée avec pleine efficacité que dans des puits de petit diamètre où l'on tire au maximum 4 séries de mines.

On estime à 100 mines le nombre maximum de détonateurs qui puissent être raccordés en série. Pour pouvoir augmenter le nombre de mines, on utilise couramment le raccordement des mines en parallèle. La résistance du circuit est ainsi fortement

La figure 1 montre un circuit de raccordement en parallèle des mines dans le creusement d'un puits.

Pour le creusement de galeries au rocher, on commence à utiliser avec succès le tir avec bouchon canadien. Il offre l'avantage, par rapport au bouchon pyramidal ou conique, de pouvoir augmenter la longueur de volée et de faciliter le travail de forage. Des volées de 4,50 m sont réalisées avec succès en Grande-Bretagne, avec emploi de marteaux-perforateurs montés sur affûts.

Il existe deux possibilités d'usage de bouchon canadien ou du « burn cut », soit en forant uniquement des trous de petit diamètre, soit en forant quelques mines de grand diamètre (150 mm). Dans le

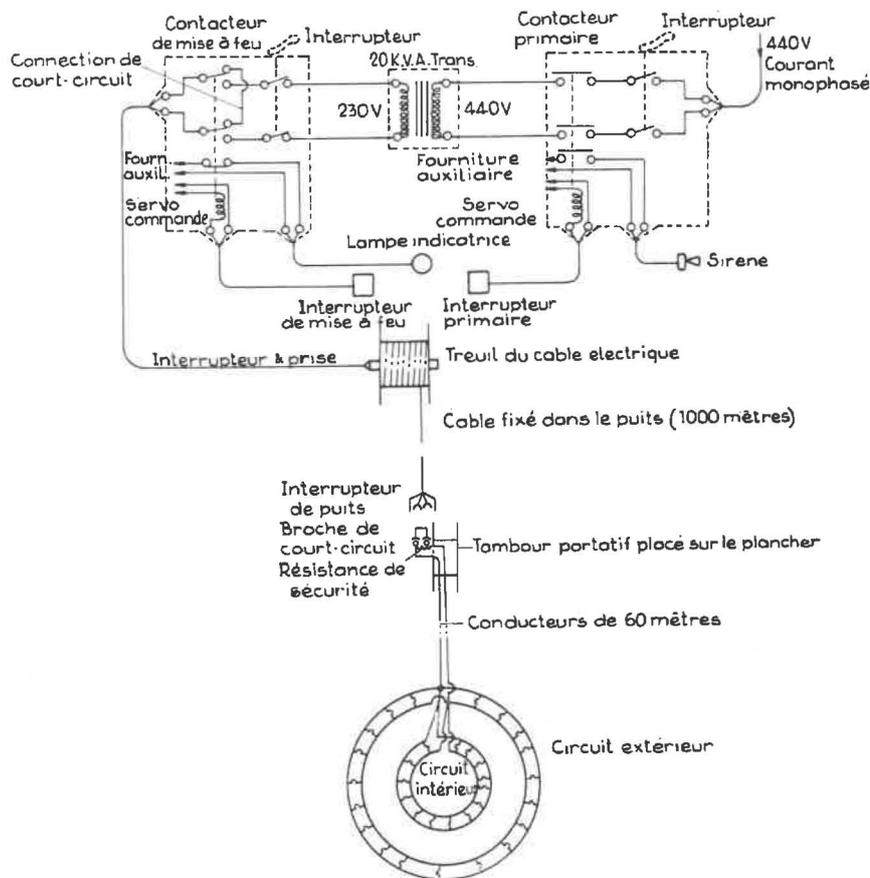


Fig. 1. — Circuit de raccordement et de mise à feu en parallèle des mines.

réduite ; de plus, chaque détonateur reçoit la quantité d'énergie suffisante pour sauter. Des détonateurs spéciaux inertes sont utilisés dans le cas de raccordement en parallèle. Les assemblages des mines sont préparés en surface et seuls, 5 à 6 raccords sont à effectuer au fond. Un gain de chargement des mines de 30 min a pu être réalisé de cette façon.

premier cas, on limite la volée à 5 m, tandis que dans le second cas on peut réaliser des volées de 6 m.

La figure 2 montre un plan de tir avec bouchon canadien et uniquement des trous de petit diamètre.

La moyenne de la durée de chargement des mines dans une galerie de 20 m² est de 55 minutes.

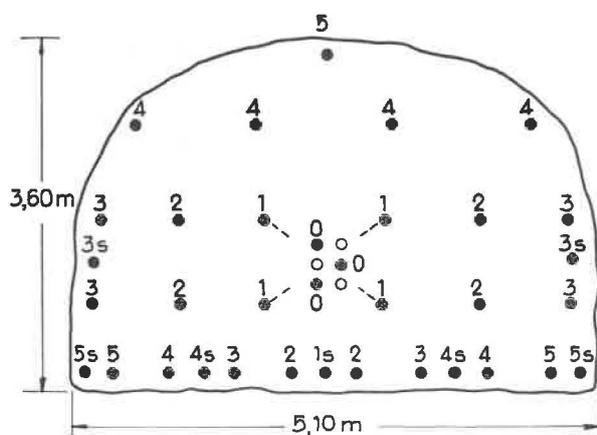


Fig. 2. — Plan de tir avec bouchon canadien et uniquement des trous de petit diamètre.

Les chiffres indiquent le retard des mines

O — trous non chargés du bouchon

S — trous courts de 1,80 m

Conditions de tir

roches : schistes moyennement durs

explosifs : gélatine

charge maximum par trous : 1.500 kg

longueur de la volée : 3,60 m

II. ETUDES DU PROBLEME DU CREUSEMENT DU PUIITS

Creusement de puits dans l'industrie charbonnière de l'Allemagne de l'Ouest

par F. JANSEN et E. GLEBE

Depuis 25 ans, existe en Allemagne un Comité pour le forage à grande profondeur et le creusement de puits. Ce Comité met au point les procédés de fonçage et étudie toutes les nouvelles méthodes trou-

vées à l'étranger. Grâce aux derniers fonçages entrepris en Allemagne et dans les pays voisins, ce Comité peut comparer utilement les divers types de soutènement, la corrosion des revêtements, l'exploitation des couches de charbon situées dans le pilier de protection des puits.

A mesure du déplacement des exploitations vers le nord, les nouveaux puits à creuser atteignent des profondeurs de plus en plus grandes. Le puits le plus profond actuel atteint 1.220 m.

Le tableau I donne le nombre de puits existant dans le bassin de la Ruhr.

Par suite d'une concentration plus poussée des sociétés, il a été possible de réduire le nombre de puits d'extraction.

Depuis 1904, on a creusé dans ce bassin 250 puits dont 20 durant les années 1941 à 1950 et 22 de 1951 à 1958 ; de plus, 22 puits étaient en fonçage en décembre 1958.

Dans le bassin d'Aix-la-Chapelle, 6 puits furent foncés de 1932 à 1958.

D'après les auteurs, il semble que le forage de trous à grand diamètre au moyen d'une sondeuse Bade, Salzgitter ou similaire soit souvent plus économique que le fonçage de puits d'aérage.

Les plus grandes difficultés rencontrées lors des fonçages proviennent de la traversée des couches aquifères des morts-terrains qui atteignent 500 à 800 m et même 1.000 m.

Les diverses méthodes de fonçage de puits utilisées en Allemagne sont la congélation, le cimentage et le forage.

Les revêtements des puits lors de la traversée des terrains aquifères peuvent être en fonte, acier ou béton armé. Les assemblages métalliques peuvent être à simple paroi ou à double paroi.

Le vide entre le terrain et les panneaux est rempli de béton, ainsi que l'espace entre les deux parois

TABLEAU I.

Puits existant dans le bassin de la Ruhr.

Buts	1920		1931		1958	
	nombre	%	nombre	%	nombre	%
Extraction, ventilation et personnel	405	70	282	54	177	33
Puits de ventilation pour la translation du personnel	172	30	238	46	359	67
Total :	577	100	520	100	536	100

éventuelles. Parfois, un lit de bitume est coulé entre un revêtement provisoire du puits et le cylindre métallique extérieur.

Les revêtements en acier sont constitués par un assemblage de panneaux cintrés ou de fers [.

Pour le seul bassin de la Ruhr, 306 puits sont revêtus de cuvelage en fonte sur une hauteur totale de 30.372 m.

La figure 3 montre une coupe du revêtement d'un puits traversant une couche de sable aquifère de la cote 170 à la cote 430. Ce puits est revêtu, au-dessus du sable, d'un cuvelage simple en fonte, tandis qu'à la traversée du sable, le revêtement est formé de 2 cuvelages en fonte concentriques.

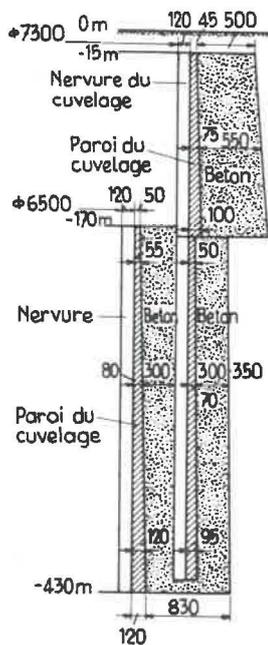


Fig. 3. — Coupe du revêtement d'un puits traversant une couche de sable aquifère de la cote 170 à la cote 430, au moyen de 2 cuvelages concentriques.

La figure 4 montre une vue d'un puits revêtu de 2 cuvelages concentriques en acier. Au moment du fonçage par congélation, ce puits est revêtu, à mesure du creusement, d'un revêtement en maçonnerie. Les anneaux métalliques sont placés en montant à partir du fond avec un béton de remplissage, tandis que l'espace de 15 cm entre l'anneau extérieur et le revêtement provisoire est rempli de bitume.

La figure 5 montre un revêtement de puits constitué par 2 assemblages concentriques de fers [boulonnés à une paroi et rivés à l'autre.

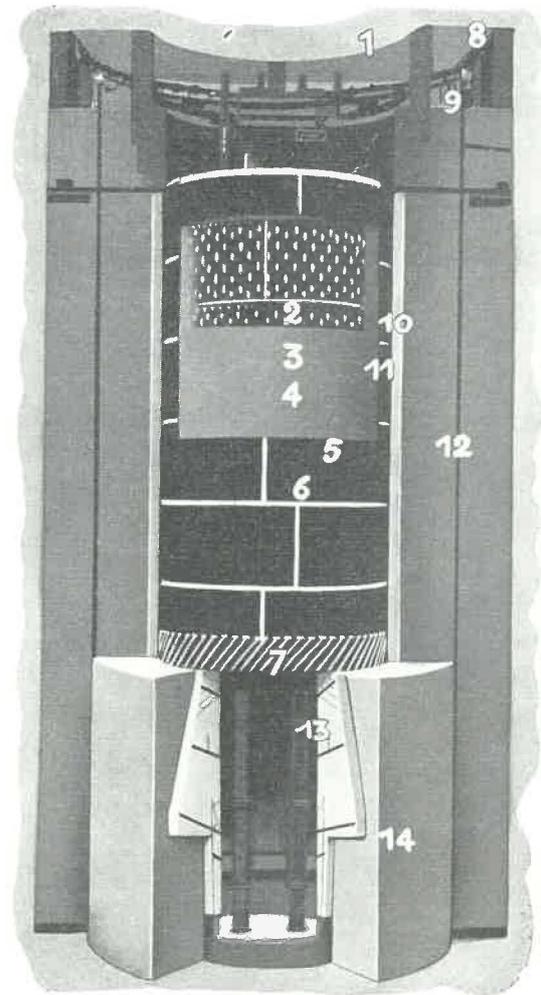


Fig. 4. — Revêtement d'un puits constitué de 2 cuvelages concentriques en acier.

1. banquette de puits ;
2. anneau intérieur en acier ;
3. ancrages ;
4. couche intermédiaire en béton ;
5. anneau extérieur en acier ;
6. joint soudé ;
7. anneau de fondation pour les anneaux métalliques ;
8. anneau ;
9. fondation en béton ;
10. béton de 35 cm du revêtement provisoire ;
11. intercalaire en bitume ;
12. 40 trous de congélation de 270 m ;
13. chambre de cimentation ;
14. fondation en béton armé.

La figure 6 montre un puits revêtu d'un treillis métallique fixé par boulons. Ce puits était revêtu préalablement d'une maçonnerie en briques qui, malgré un recarrage, n'a pas résisté à la pression des terrains.

Dans la mise en exploitation de nouvelles mines, on désire parfois extraire le plus tôt possible. Pour gagner du temps, on y exploite le charbon situé dans le stot de protection des puits, ce qui néces-

site des mesures spéciales pour le choix du revêtement, comme par exemple le cylindre de bitume visqueux coulé entre un anneau métallique et le revêtement provisoire des puits.

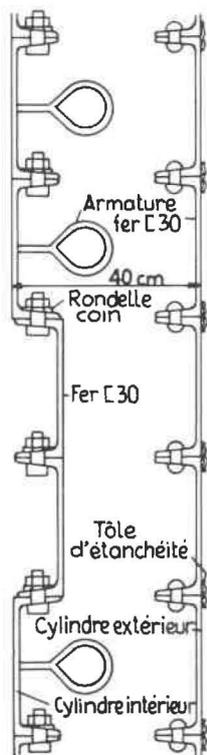


Fig. 5. — Revêtement de puits constitué par 2 assemblages concentriques en fers [boulonnés à une paroi et rivés à l'autre.

Des appareils de mesure du type à cordes vibrantes de Maihac sont placés dans le revêtement de divers puits pour améliorer les connaissances sur les pressions de terrain. Une campagne de mesures statiques est en cours sur le comportement des divers matériaux possibles comme revêtement de puits.

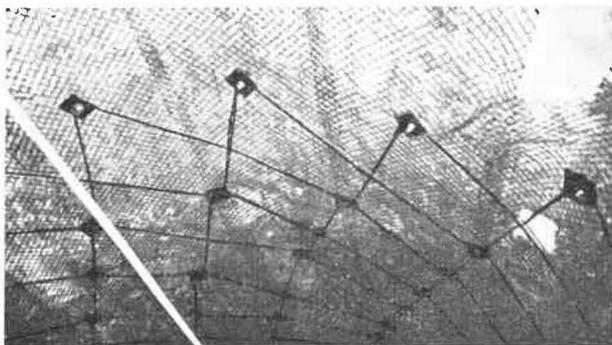


Fig. 6. — Treillis de protection fixé par boulons et servant de revêtement de protection lors du creusement d'un puits.

Creusement de puits en montant et en descendant en Suède par V. S. EPSTEIN

Un comité pour le creusement de puits a été créé en Suède pour étudier l'organisation du travail et la mise au point du matériel de fonçage.

La grande majorité des puits doit traverser les roches ignées très dures du Précambrien, telles que le granite, le quartzite, le porphyre...

Des burquins sont creusés en montant par la méthode des deux compartiments, dont l'un pour le personnel, le compartiment d'évacuation des déblais étant maintenu plein. Cette méthode, assez dangereuse, est assez coûteuse dès que la hauteur dépasse 50 m. L'avancement atteint 1 m par homme-poste pour une section de 4 m².

Pour le creusement de puits inclinés à plus de 45°, on utilise un seul compartiment, avec évacuation immédiate des déblais. La figure 7 montre un de ces puits avec une inclinaison de 40 à 50°. Seul, un côté est boisé au moyen de bèles sur lesquelles sont posées les échelles. La plate-forme de forage et de travail repose sur deux échelles et sur une des bèles du soutènement. Des rendements pouvant atteindre 2,40 m par homme-poste ont pu être réalisés par cette méthode.

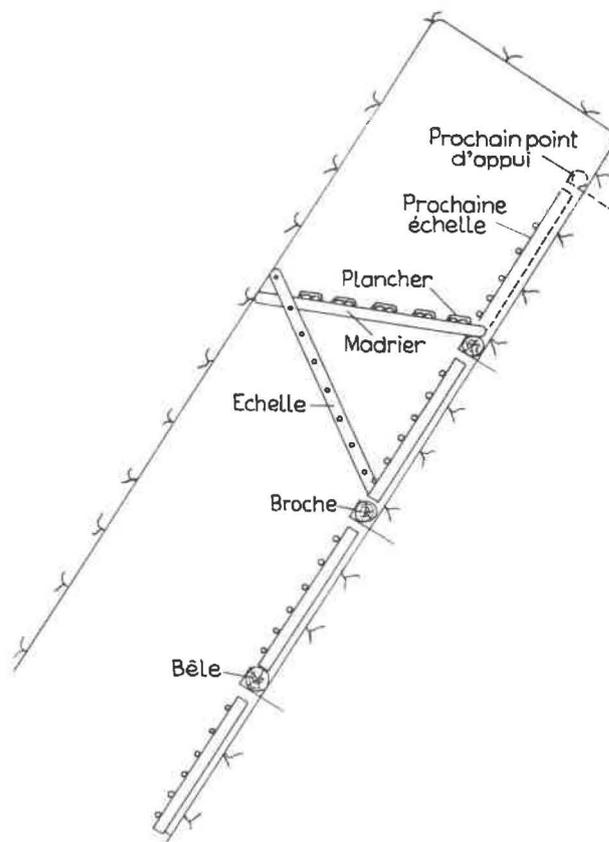


Fig. 7. — Puits de 40 à 50° d'inclinaison creusé en montant avec un seul compartiment.

Cette installation a encore été améliorée en adoptant en tête du montage une caisse-torpedo qui peut contenir le plancher de travail replié et qui renferme aussi tout l'équipement de forage. Par sa forme spéciale et sa robustesse, cet engin peut rester en place au moment du minage.

Quand de nombreux burquins doivent être creusés à proximité l'un de l'autre et que les deux niveaux sont accessibles, on fore un trou pilote de 150 mm de diamètre et, au moyen d'un treuil placé à l'étage supérieur, on monte et on descend une plate-forme de forage avec para-pierre.

D'autres burquins de 40 à 60 m et de 4 à 6 m² de section sont creusés par minages successifs de longs trous de mine reliant les deux étages. Ces trous sont forés autour d'un trou de grand diamètre (100 à 150 mm) qui sert de bouchon.

La société Alimak a mis au point une plate-forme de forage pouvant monter et descendre dans le puits en égrenant par un pignon actionné par un moteur à air comprimé sur des rails crémaillères fixés par boulons contre la paroi du puits. Près de 30 de ces plates-formes sont utilisées actuellement. Celles-ci sont reliées par téléphone avec le niveau inférieur et sont munies de flexibles à air et à eau, ainsi que de tout l'équipement de forage. Au moment du tir, la plate-forme est descendue au niveau inférieur. La figure 8 montre un ouvrier purgeant le toit après le minage.

Des rendements de 2 m par homme-poste sont obtenus au moyen de ces machines.

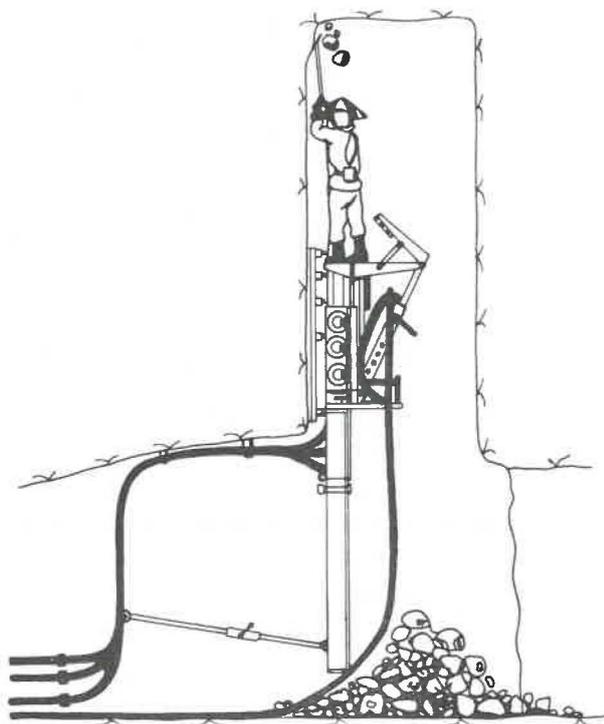


Fig. 8. — Elévateur Alimak — ouvrier purgeant le toit.

Les niveaux d'exploitation des minerais sont peu profonds en Suède. C'est ainsi que, pour des puits d'une section dépassant 25 m², les ingénieurs suédois préfèrent foncer un puits auxiliaire de petit diamètre et creuser le puits principal en montant.

Creusement de puits en Grande-Bretagne depuis 1947

par F. MARSH

Très peu de puits ont été foncés en Grande-Bretagne entre les deux guerres.

Au moment de la réorganisation de l'ensemble de l'industrie charbonnière après guerre, il fut décidé de creuser un nombre de puits très important pour permettre une concentration des anciennes exploitations. Cependant, étant donné le peu de puits creusés auparavant, on manquait de spécialistes et de matériel approprié.

Les avancements moyens réalisés au cours d'un fonçage complet étaient de 24 m par mois. On réalise actuellement une moyenne de 36 à 45 m de puits finis par mois, tandis que la moyenne de creusement et revêtement de 6 puits dépasse les 60 m par mois et qu'un puits réalise 90 m par mois. Avec l'amélioration du matériel et une meilleure organisation du travail, on espère réaliser des avancements mensuels de 60 à 90 m pour tous les creusements de puits en couches non-aquifères.

Durant la période 1950-1958, 35 puits ont été foncés, tandis que 20 sont en cours de fonçage et que des études sont en cours pour foncer éventuellement 15 autres puits, suivant l'évolution des conditions économiques du moment.

Tous les nouveaux puits doivent traverser des morts-terrains souvent aquifères. Dans la plupart des puits en creusement, le terrain houiller se trouve entre 150 et 360 m de profondeur. L'épaisseur de la zone aquifère est très variable et peut atteindre 360 m.

Le niveau d'exploitation actuel le plus bas est situé à 1.200 m de profondeur.

La profondeur moyenne des 20 puits actuellement en fonçage est de 750 m.

Le chargement des déblais des nouveaux puits s'effectue entièrement par grappin ou par chargeuse. La vitesse de chargement des déblais a pu être plus que doublée avec un personnel réduit de moitié.

Pour des profondeurs dépassant 500 m, on préconise l'utilisation de 2 treuils d'extraction à simple tambour, avec des cuffats de grande capacité, une vitesse de translation élevée et un déchargement très rapide du cuffat en surface.

La pose du revêtement prend en général 30 % du temps total de creusement. Pour diminuer ce

temps, on entreprend actuellement en Grande-Bretagne le creusement d'un puits par la méthode semi-simultanée en combinant la pose du revêtement et le fonçage.

La traversée des morts-terrains aquifères présente de grandes difficultés ; la plupart de ces couches donnent des venues d'eau dépassant 3 m³/h.

Des 55 puits achevés après guerre, ou en fonçage, 44 ont utilisé la cimentation et 11 la congélation pour la traversée des zones aquifères.

De grands progrès ont été réalisés dans le procédé de fonçage par congélation.

Le forage est effectué au moyen de tricônes. Des avancements mensuels de 5.000 m de trous ont été réalisés au puits Kellingley.

La mesure de la verticalité s'effectue au moyen de l'appareil Gerhardt ou du télécclinographe Denis-Foraky.

La mesure de la bonne progression du mur de glace est donnée par des mesures de débit d'eau et de température faites dans un trou de sonde foré au centre du futur puits.

La quantité de frigories déversée par les tubes de sondages pendant le creusement dépasse la quantité nécessaire pour obtenir le mur de glace afin de contre-balancer les pertes de chaleur au contact des terrains avoisinants. Le rideau de glace s'étend ainsi sur plusieurs mètres au-delà de l'anneau de congélation et, à l'intérieur du cercle, la zone non congelée disparaît petit à petit. Cette mesure procure une marge de sécurité en cas de panne à l'installation de congélation ou si l'un ou l'autre trou de congélation était avarié.

La décongélation naturelle durerait plusieurs mois ; elle est activée par envoi d'eau chaude dans les tubes. On réalise très souvent d'abord une décongélation partielle qui diminue l'épaisseur du mur de glace et qui permet de localiser les petites venues d'eau. Celles-ci sont obturées par injection de ciment au moyen de trous horizontaux forés à partir de l'intérieur du puits.

Des progrès ont aussi été réalisés dans l'installation frigorifique. Des compresseurs plus puissants sont installés.

La quantité d'ammoniaque utilisée est de 500 kg par unité, souvent au nombre de 4. La saumure consiste en 70 t de chlorure de calcium dilué et le débit des pompes de refoulement est de 300.000 litres/h.

Un regain de succès de la méthode de fonçage par congélation provient de la suppression des cuvelages en fonte très coûteux et lents à placer, et leur remplacement par un revêtement en béton. Les 8 puits foncés par cette méthode depuis 1958 sont revêtus de béton. Le placement de ce béton doit être fait soigneusement pour éviter des fissures horizontales par suite de la chaleur d'hydratation du

ciment ; il convient d'arroser abondamment avec de l'eau le béton et le coffrage.

Deux facteurs limitent les fonçages proprement dits en terrain congelé : d'abord le forage des mines est plus lent et 30 % des trous doivent être rejetés par suite de leur congélation, il faut ensuite doser soigneusement la charge d'explosif pour ne pas détériorer les tubes de congélation.

L'avancement moyen actuel des fonçages par congélation est d'environ 4,50 m par semaine et, en décomptant le temps de formation du mur de glace, on arrive à 7,50 m par semaine.

Il existe des cas où le procédé par congélation ne pourrait réussir et où il faut choisir la méthode par cimentation, par exemple, s'il n'y a pas de couches imperméables pour permettre d'« ancrer » le mur de glace.

Beaucoup de puits sont foncés par la méthode de cimentation, qui est décrite dans l'article de MM. Antherton et Garrett.

Avant de cimenter, il convient parfois de silicatiser les terrains poreux. On utilise du silicate de soude qui forme, avec le calcium contenu dans le terrain, du carbonate de calcium. S'il n'y a pas de calcium en suffisance dans le sol, on injecte du chlorure de calcium.

Dans un fonçage, une venue d'eau de 60 à 216 m³/h à une pression de 70 kg/cm² a dû être vaincue en utilisant un matériel d'injection très puissant permettant une injection de 170 t de ciment sur une hauteur de puits de 30 m à une pression de 140 kg/cm².

L'auteur donne ensuite quelques exemples du creusement de puits.

1. Puits de Cynheidre au Sud du Pays de Galles.

Les deux puits d'environ 700 m de profondeur et de 6 et 7,20 m de diamètre sont revêtus de béton. Le creusement d'un des puits a lieu avec deux machines d'extraction à double tambour. Ceci a été réalisé pour pouvoir commencer le creusement d'un accrochage et d'un bouveau pendant le fonçage dès que ce niveau a été atteint. La figure 9 montre une vue de l'installation adoptée. Deux planchers ont été montés à l'accrochage avec une trémie pour le chargement des déblais en cuffat.

Le chargement des terres est fait par grappin ; l'avancement du creusement est de 3 m par jour.

Le béton est déversé par tuyauterie depuis la surface, mais il a fallu faire face à quelques difficultés pour éviter la ségrégation du béton.

Jusqu'à 450 m de profondeur, le coffrage de 3 m de hauteur était suspendu à des câbles fixés à des treuils installés à la surface. Plus bas, on a utilisé les coffrages habituels. La vitesse de pose du revêtement a été de 9 m/jour.

Au puits n° 1, on a atteint un avancement mensuel moyen de 35 m pour le fonçage et la pose du revêtement. Au puits n° 2, cet avancement s'est élevé à 40 m.

Des avancements mensuels de 60 à 75 m y ont été réalisés.

Un treuil de 40 t à 4 tambours supporte un plancher à 3 niveaux de 6,60 m de diamètre et de 11 m de hauteur. Les 4 câbles de suspension servent de câbles-guides aux cuffats.

Le plancher inférieur supporte l'installation de grappin polypier Priestman de 600 litres de capacité.

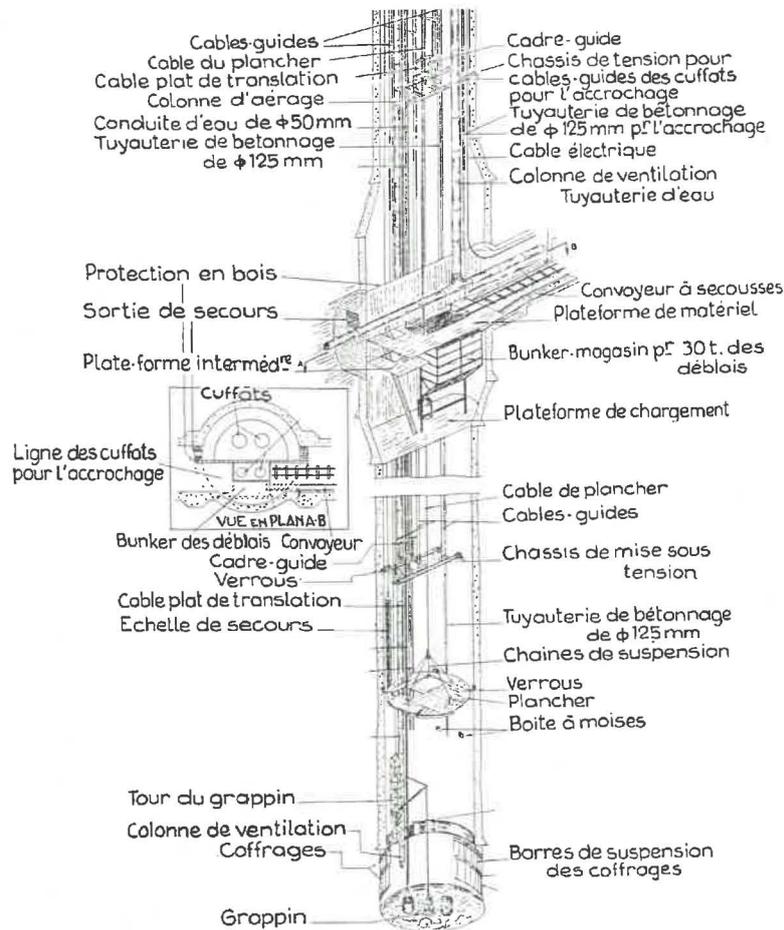


Fig. 9. — Vue générale du fonçage du puits n° 1 à Cynheidre; installation permettant simultanément d'approfondir le puits et de creuser les accrochages et les boueaux à un étage supérieur.

2. Puits de Parkside au Lancashire.

Les deux puits de 7,20 m de diamètre utile ont environ 800 m de profondeur; leur revêtement est en béton.

Les terrains aquifères entre 45 et 210 m ont été traversés en appliquant le procédé de cimentation.

Dans les deux puits, on a procédé simultanément au creusement et au bétonnage des parois.

Ces fonçages ont été réalisés en collaboration avec des spécialistes sud-africains; ceux-ci ont dû d'abord adapter leur méthode aux conditions locales de sécurité plus sévères et de terrains plus tendres.

La méthode de travail utilisée est semi-automatique. Dès qu'il y a 15 m de puits non maçonné, on bétonne une banquette de béton. Le travail est ensuite poursuivi jusqu'à ce qu'il y ait quelque distance entre la bague et le fond. Le travail de bétonnage est alors repris conjointement avec le creusement. Cette méthode a cependant été temporairement abandonnée par suite de plaintes d'ouvriers concernant la chute de lait de ciment.

Les cuffats ont une capacité de 5 t.

Le béton est envoyé au fond par une tuyauterie.

Des avancements de 16,50 m par semaine ont été réalisés pendant et après l'essai de semi-simultanéité de travail.

Du 17-5-1958 au 26-12-1958, 450 m de puits ont été creusés et revêtus à une vitesse de 18 m par semaine aux 2 puits. Des avancements supérieurs à 60 m par mois y ont été réalisés.

3. Wolstanton.

Un puits de 900 m de profondeur et de 7,20 m de diamètre utile y est en creusement, d'abord par la méthode habituelle et, ensuite, par la méthode semi-simultanée.

Des avancements de 77 m par mois y ont été réalisés avec 14 hommes au fond. On espère arriver à des vitesses égales, mais avec moins de personnel, lors de l'introduction de la méthode semi-simultanée.

Creusement de puits au Canada

par W. E. BENNETT, P. HARRISON
et G. E. SMITH

Au Canada, la grande majorité des couches ou filons en exploitation affleurent ou ne sont recouverts que par une faible épaisseur de morts-terrains. L'évacuation des minerais s'effectue par galeries à flanc de coteau, par descenderies ou par puits de faible profondeur.

En général, les emplacements des futurs puits se situent dans des régions vierges et sans communication par route. Pour des raisons financières, le creusement des puits doit débiter avant l'établissement des routes. Les chantiers ne sont souvent accessibles que durant quelques mois par an. Ces conditions entravent souvent l'usage de matériel lourd comme des treuils puissants.

Pour ces mêmes raisons financières, les nouveaux puits ne sont creusés qu'à faible profondeur jusqu'à la recoupe des premières couches. Les ravalements ultérieurs des puits par tranches de 75 à 150 m ont lieu pendant l'exploitation des panneaux supérieurs.

Les puits sont en général rectangulaires, à plusieurs compartiments, avec revêtement par cadres en bois provenant des forêts voisines. Peu de puits rectangulaires ont un revêtement en cadres métalliques. Quelques puits circulaires avec revêtement en béton ont cependant été creusés, dont l'un a plus de 1.200 m de profondeur.

La mise en exploitation des mines d'uranium dans la région de Blind River a nécessité le creusement d'un grand nombre de puits dans la période 1955-1957. Des vitesses d'avancement assez élevées ont pu être obtenues lors de ces creusements.

Le chargement des déblais a lieu par l'installation de grappin Cryderman ou par chargeuse Eimco 630 sur chenille.

Le tableau II donne la répartition du temps de travail des diverses opérations lors du creusement d'un puits rectangulaire de 6,60 m sur 3,30 m. Le revêtement est constitué par des cadres en bois de 24 × 24 cm espacés de 2 m.

Un avancement de 135 m y a été réalisé au cours d'un mois de 1957.

TABLEAU II.

Répartition du temps de travail des diverses phases du travail.

Forage et minage	26,5 %
Attente-temps morts	7,4 %
Chargement des déblais	52,3 %
Pose du revêtement	13,8 %

Les terres ont été chargées au moyen de grappins Cryderman. Le rendement de chargement fut de 4,14 t par heure d'ouvrier.

Le tableau III donne quelques vitesses d'avancement atteintes dans 4 mines différentes dans la région de Blind River.

Le travail a lieu à 3 postes.

La figure 10 montre un grappin type Cryderman utilisé dans le creusement d'un puits circulaire, à Sudbury dans l'Ontario.

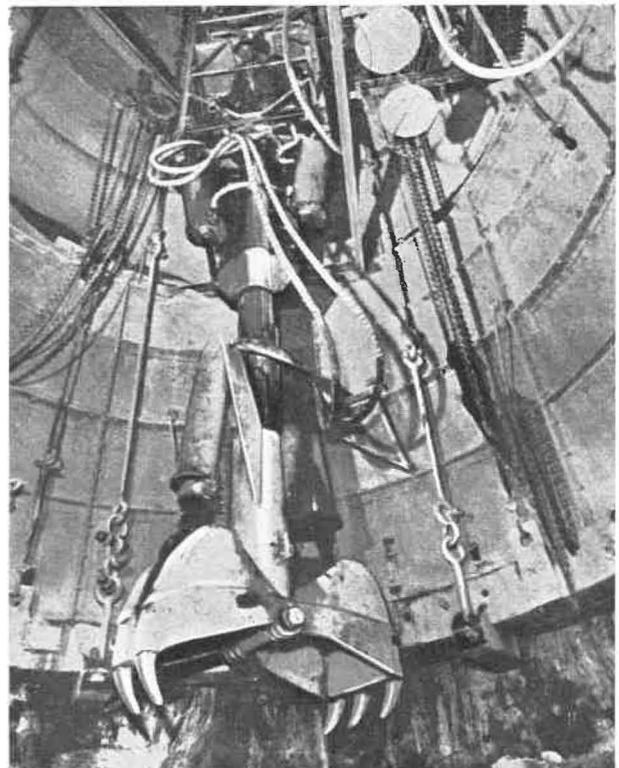


Fig. 10. — Grappin du type « Cryderman » utilisé dans le creusement d'un puits circulaire à Sudbury, Ontario.

TABLEAU III.

Avancements réalisés dans quelques creusements de puits en 1957.

	Puits				
	A	B	C	D	E
Section de creusement en m	6,60 × 3,30	6,60 × 3,30	9 × 5,10	6,60 × 3,30	6,60 × 3,30
Période de travail	16 au 31 oct.	16 au 30 nov.	3 au 15 juil.	16 au 31 mai	1 au 15 juin
Nombre de jours de travail au fond	15,5	15	12,67	15,87	13,92
Avancement en m	62	63	37	66	66
Profondeur en m	1023 à 1085	755 à 818	322 à 359	419 à 485	485 à 551
Volume de terres chargées en tonnes	4.175	4.195	5.185	4.437	4.437
Avancement par jour de travail en m	4	4,20	2,94	4,16	4,74
Nombre d'heures d'ouvriers au fond/jour (*)	185	177	171	181	177
Nombre d'hommes au fond par jour (*)	23,3	22,1	21,4	22,6	22,2
Nombre d'ouvriers par m de puits	1,74	1,60	2,22	1,63	1,40
Rendement en m ³ en place/hp	12,6	13,75	20,8	13,55	15,75

(*) Moyenne de la période de travail de 15 jours.

Creusement de puits en Afrique du Sud par H. MacCONACHIE

Depuis 6 ans, de très grands progrès ont été réalisés dans le creusement des puits de mine dans les différents bassins d'Afrique du Sud.

Le record actuel a été réalisé au cours du fonçage du puits n° 2 du Free State Saaiploas, où 255 m ont été creusés et revêtus en un mois à un diamètre utile de 8,40 m.

Les ingénieurs africains sont persuadés que bientôt cette vitesse de creusement sera courante et que dans peu de temps on réalisera des avancements mensuels de 300 m.

Les premiers puits creusés étaient de section rectangulaire avec revêtement en madriers de bois et à plusieurs compartiments, ce qui permettait de réaliser de grands avancements. Mais la traversée de terrains aquifères dans le West Witwatersrand a imposé le fonçage de puits circulaires avec revêtement en béton. Les ingénieurs ont d'abord imaginé une méthode avec semi-simultanéité entre le fonçage et la pose du béton, puis sont arrivés à séparer complètement ces deux travaux grâce à des planchers de travail à plusieurs étages et à l'utilisation de coffrages coulissants.

Le chargement des terres est effectué actuellement par des grappins en forme de polypier à commande pneumatique.

La majorité des puits creusés doivent pouvoir extraire un tonnage minimum de 100.000 t de roches par mois, avec une capacité de ventilation de plus de 27.000 m³ d'air pour un diamètre utile de 8 m.

Les fonçages utilisent en général les châssis à molette définitifs, ce qui permet l'emploi de deux treuils à double tambour.

Le plancher à plusieurs étages est suspendu au moyen de deux câbles mouflés plusieurs fois pour augmenter leur capacité portante. La figure 11 montre l'installation actuellement adoptée ; chaque câble est mouflé à 4 brins, ceux-ci servent de câbles-guides aux 4 cuffats. Les câbles passent sur un treuil à friction, puis au treuil d'enroulement du câble de réserve par l'intermédiaire d'une tour avec contre-poids.

Au début, le béton était descendu par skip, mais dans ce cas, ce travail ne pouvait avoir lieu que pendant le poste de foration au fond. Actuellement, le béton descend de la surface par une tuyauterie de 150 mm de diamètre, terminée par une base de choc constituée par un cylindre de 200 mm de diamètre avec un fond de plusieurs centimètres d'épaisseur, lequel amortit la chute du béton et opère un brassage du mélange. A la partie supérieure de ce

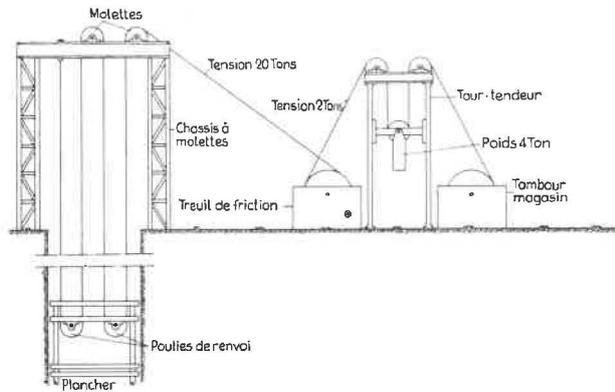


Fig. 11. — Schéma simplifié montrant le déroulement des 2 câbles de suspension d'un plancher.

cul-de-sac, partent deux ou plusieurs flexibles qui dirigent le béton derrière le coffrage. La figure 12 montre cette installation de distribution de béton au bas de la tuyauterie. Cette tuyauterie tampon est prolongée de 15 cm pour chaque tranche de 300 m de profondeur et l'épaisseur de la plaque est accrue de 25 mm par tranche de 300 m de puits.

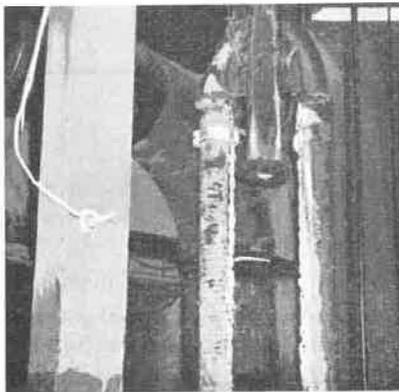


Fig. 12. — Partie terminale de la tuyauterie du bétonnage avec les 2 flexibles amenant le béton en place.

Le nombre d'étages de l'installation du plancher varie de 3 à 5 avec une hauteur totale pouvant atteindre 12 m. La figure 13 montre un de ces planchers utilisé pour le creusement d'un puits de 7,20 m de diamètre intérieur ; ce plancher pèse 40 t.

Le coffrage de la bague de base est ancré dans le terrain et est suspendu par chaînes à la maçonnerie ou au plancher. Ce coffrage de base est placé lorsque le fond est en général 17 m plus bas.

Les déboulonnages et boulonnages se font à partir des différents planchers.

La figure 13 montre un plancher récemment mis en service à 10 niveaux, de 24 m de hauteur et d'un poids total de 60 t environ.

Lorsque le terrain est mauvais, on bétonne des anneaux de « sécurité » de 1,50 m de hauteur. Ces anneaux dont le diamètre intérieur est supérieur à

celui du revêtement définitif sont bétonnés sur le fond du creusement après nivellement des terres d'une volée.

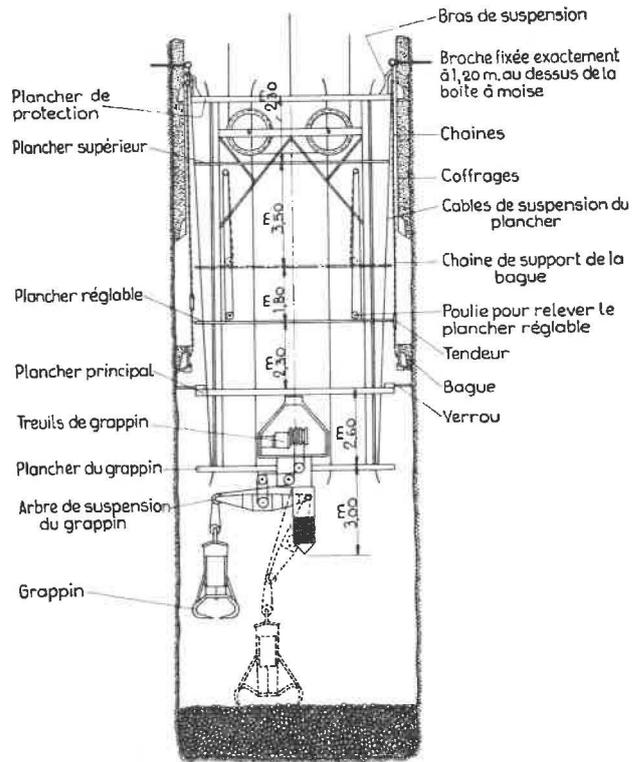


Fig. 13. — Plancher de travail à 3 étages dans un puits de 7,20 m de diamètre.

Pour un grappin en service, il y en a 3 autres en réserve, à l'entretien ou en réparation.

Tous les points du fond peuvent être atteints par le grappin dont la suspension possède deux mouvements, l'un circulaire et l'autre radial par rapport au centre du puits.

Dans certains puits, l'équipement avec moises, guides, etc... est placé à mesure du fonçage. Dans un autre puits de 1.200 m de profondeur, il n'a fallu que 6 semaines pour équiper complètement le puits.

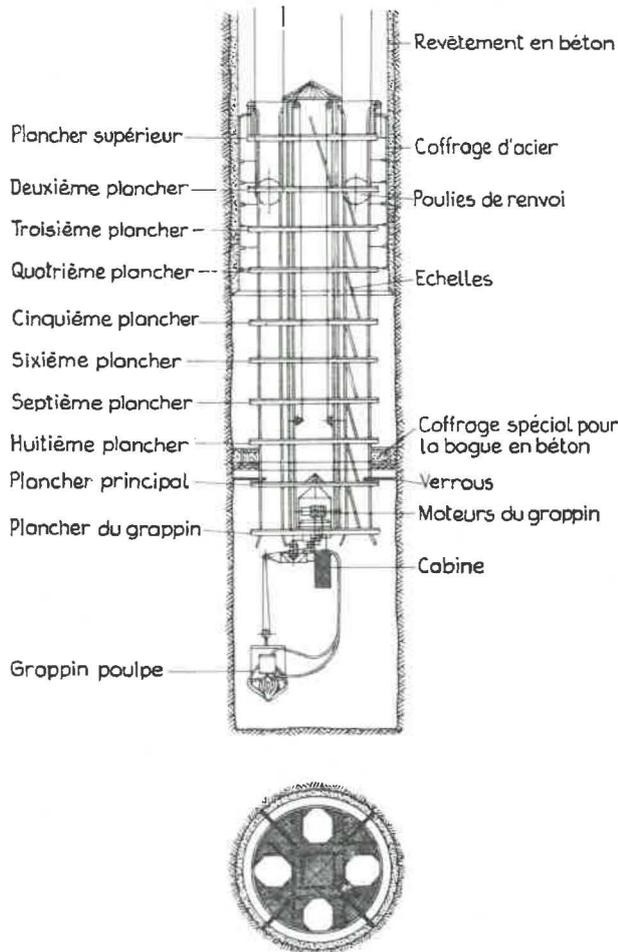
Un cycle est effectué par poste, ce cycle débute après le minage. Le forage s'effectue à la fin de poste et la longueur des trous est augmentée ou diminuée suivant l'heure à laquelle débute cette opération.

Le nombre des mines varie de 100 à 150 ; le plan de tir doit être très rigoureusement respecté. Le premier trou exactement au centre du puits est foré en premier lieu et, au moyen de chaînes, on marque l'emplacement des rondes successives. Des cuffsats spéciaux supportent tout le matériel de forage avec prises, robinets, etc...

Il faut compter normalement 3 postes par passe de 10 m de revêtement en béton, y compris le placement des tuyauteries.

Le succès de ces nouvelles techniques n'a pu être obtenu que par une formation constante du personnel relativement à ces méthodes et aux engins utilisés.

Le personnel total moyen, fond et surface et services accessoires, fut de 45 européens et 350 africains.



Plan indiquant la position des verrous

Fig. 14. — Plancher de suspension à 10 niveaux suspendus par 8 brins.

III. FONÇAGES ET REPARATION DE Puits EN MORTS-TERRAINS

Recherches théoriques sur le procédé de congélation des roches par G. I. MANKOVSKI

Le fonçage par congélation est une méthode longue et coûteuse ; les difficultés croissent rapidement avec la profondeur. De nombreuses recherches concernant ce procédé ont été faites par l'Institut minier de l'Académie des Sciences de l'U.R.S.S. entre autres avec la méthode analogique par l'hydraulique.

Un des problèmes étudiés est de déterminer le diamètre extérieur du cylindre de glace nécessaire pour qu'il puisse résister aux pressions dues aux bancs de roches et à l'eau.

A 500 m de profondeur, le cylindre est soumis à une pression hydrostatique de 45 à 50 atm qui provoque des tensions plastiques dans les roches gelées. Cette action dépend de la température, de la profondeur et de l'épaisseur du mur de glace.

Connaissant les températures acquises et leur effet sur les matériaux gelés, on pourra déterminer le nombre et la position des trous de congélation, ainsi que l'équipement de congélation nécessaire.

La méthode analogique par l'hydraulique du professeur V.S. Lykhanov est basée sur la similitude des phénomènes physiques, tels que le processus de la propagation de la chaleur dans les roches et le flux liquide dans un système de vases communicants.

Un modèle hydraulique, tel que celui représenté sur la figure 15, a été construit sur la base de cette analogie. Il faut tenir compte de ce que la congélation d'une roche saturée d'eau s'accompagne d'un changement dans la phase liquide et d'une libération de la chaleur latente de la glace formée.

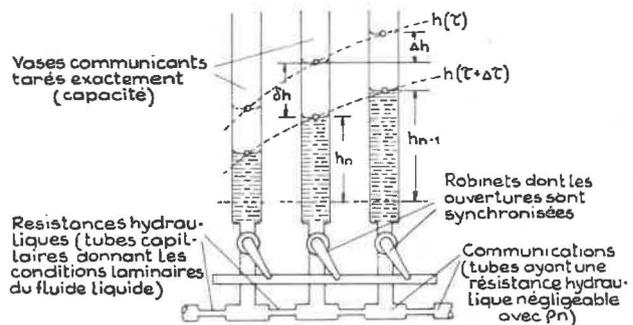


Fig. 15. — Modèle hydraulique pour la résolution par l'analogie de la propagation de la chaleur dans les roches.

Pour solutionner ce problème, il faut connaître les caractéristiques géologiques et thermo-physiques des roches, la température initiale des roches aux diverses profondeurs, la température, les caractéristiques et la vitesse de circulation de la saumure, ainsi que les caractéristiques des diverses tuyauteries.

Actuellement, on utilise fréquemment, pour la descente de la saumure, une tuyauterie plastique, qui possède une faible conductivité thermique.

Le problème de la détermination des températures du mur de glace peut revêtir deux aspects, à savoir la détermination de la variation verticale de température de la saumure dans les tuyauteries et la variation de température mesurée radialement à chaque niveau.

Les roches sont de mauvais conducteurs de la chaleur, ce qui augmente la durée du processus de

congélation. Plus haute est la température de la roche, plus lente est la vitesse de congélation.

Le rapport entre la quantité de frigories nécessaires pour l'établissement du mur de glace et celle nécessaire pour la conservation du mur de glace varie beaucoup avec les roches et les conditions de températures initiales.

Si la température initiale des roches est de 8° C, les deux quantités utile et non utile de frigories sont à peu près équivalentes, mais, si la température initiale est de 15° C, la quantité de frigories non utiles dépasse de beaucoup la quantité de frigories utiles.

Pour réduire cette quantité de frigories non utiles, des essais sont effectués en U.R.S.S. pour envoyer d'abord un circuit d'eau froide dans les sondages. Un gain de temps de plus de 30 % a pu être réalisé dans plusieurs puits par cette méthode.

Historique de la cimentation dans le creusement de puits par

F. G. ATHERTON et W. S. GARRETT

La première publication relative à la réparation d'un revêtement de puits au moyen de lait de ciment a paru il y a environ cent ans. Ce travail avait eu lieu dans un puits près de Homburg.

Presque tous les problèmes de venues d'eau peuvent être surmontés au moyen de la cimentation. Celle-ci présente le grand avantage de ne pas nécessiter un revêtement par cuvelage par suite du remplissage de toutes les fissures. Seuls les terrains alluvionnaires et les sables bouillants ne peuvent être obturés par cimentation.

Un Belge, Mr. François, est un des grands promoteurs de cette méthode : il a réalisé des forages et des injections de ciment à partir des puits et sous le niveau hydrostatique. Par suite de venues d'eau très importantes dans des couches de grès poreux dont le volume des vides était de 20 % et qu'on ne parvenait pas à obturer par le ciment, Mr. François a mis au point le procédé de silicatisation. On injecte deux produits dilués, du sulfate d'aluminium et du silicate de sodium qui, par réaction, donnent une précipitation de silicate d'aluminium, tandis que le sulfate de soude reste en solution.

Les caractéristiques de cette solution dépendent de leur concentration ; elle doit être gélatineuse et floculante. Elle permet de réduire la porosité des fissures et forme en plus un lubrifiant facilitant le passage ultérieur du lait de ciment.

Plusieurs séries de trous sont forés sur tout le pourtour du puits ; ces trous sont forés inclinés vers l'extrados du puits et vers l'arrière pour être certain d'atteindre toutes les fissures existantes. Le grand inconvénient de la silicatisation est qu'on ne peut

injecter en même temps par le même trou les deux produits qui réagissent ensemble. On les injecte par deux trous voisins ou successivement par le même trou. Au puits Hatfield, il a fallu injecter, par mètre de puits, 5,5 tonnes de ciment, 3,3 tonnes de silicate de soude et 1 tonne de sulfate d'aluminium. Ce succès a largement contribué au lancement de la méthode et de nombreux puits ont été foncés en Angleterre par ce procédé.

Cependant, celui-ci s'est avéré insuffisant pour arrêter les venues d'eau au puits de Dreux en France où une couche de grès vosgien très aquifère, descendant jusqu'à 481 m, avait tendance à se désintégrer par suite de l'action des courants d'eau. Il a fallu utiliser le procédé de gélification au moyen de silicate de soude et d'eau de chaux.

En Afrique du Sud, dans la partie centrale et occidentale du gisement de Witwatersrand, les quartzites aurifères sont surmontés d'un banc de dolomie du système Transvaal. Dans la partie exploitée, l'épaisseur de la dolomie varie de 450 m à l'est, à 1200 m à l'ouest. Ces dolomies sont traversées par des « dykes » plus ou moins imperméables et qui divisent les bancs de dolomie en réservoirs d'eau étanches.

Par endroit, la dolomie est encore rencontrée à 1.300 m de profondeur. La dolomie est mise en solution et érodée le long des nombreuses fissures qui la sillonnent. Sous le niveau d'eau, la dolomie ne contient que peu de cavernes, mais les fissures peuvent avoir une largeur de quelques centimètres à près de deux mètres et plus et sont remplies d'une substance boueuse qui peut circuler librement sous l'influence des courants d'eau.

Un premier essai, sans succès, de traversée de ces terrains aquifères a eu lieu, entre 1898 et 1904, par pompage intensif de l'eau pendant le fonçage.

En 1934, les deux puits de Venterspost ont réussi à traverser la dolomie par le procédé de cimentation.

Depuis lors, 13 puits ont été creusés dans cette zone, 5 sont en fonçage actuellement et d'autres puits sont à l'étude.

La traversée de ces terrains caverneux par le procédé de cimentation a exigé le forage de millions de mètres et l'injection de milliers de tonnes de ciment et de matériaux inertes.

Le puits West Driefontein 3 a exigé l'injection de 54.311 t de ciment et 38.832 t de matériaux inertes, avec une longueur totale de forage de 47.000 m.

Il convient de noter que, par suite de la présence d'eau sous pression, il arrive qu'on fore plusieurs centimètres dans ces fissures remplies d'eau sans s'apercevoir de la présence de ces cavités. Il convient de forer un nombre de trous suffisant pour être certain que toutes les fissures soient atteintes par les forages. La figure 16 montre une disposition de trous de forage adoptée.

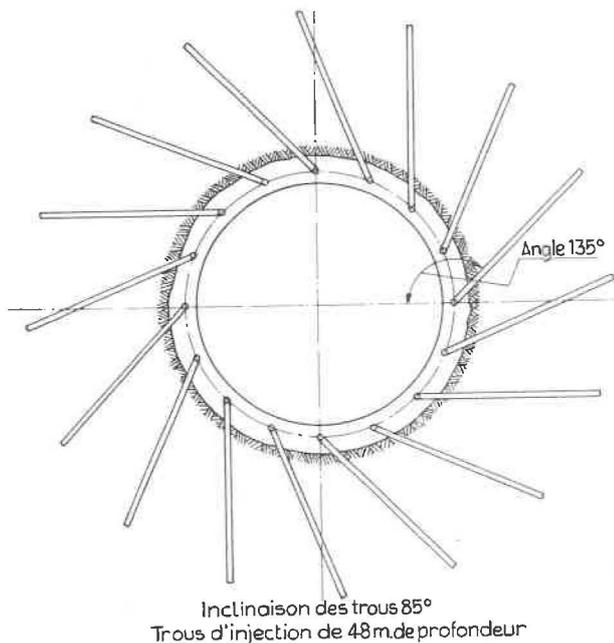


Fig. 16. — Disposition courante des trous d'injection pour le creusement d'un puits circulaire.

Pendant le forage, il peut se produire une venue brusque d'eau. Après un forage d'un trou de 1,50 m, on alèse celui-ci et on y cimente un tube qu'on munit d'un robinet à haute pression, pouvant résister à des pressions de 480 kg/cm², comme le montre la figure 17.

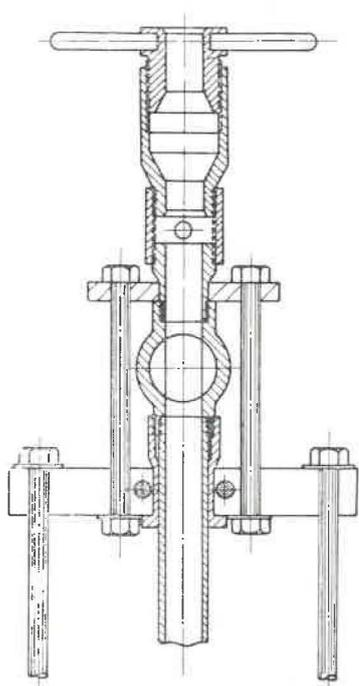


Fig. 17. — Robinet à haute pression avec son dispositif de fixation et sa boîte à bourrage.

Le forage est poursuivi à travers ce robinet. En cas de venue d'eau, on retire les tiges et on ferme le robinet. Si les tiges sont calées dans le trou, il convient d'essayer de les retirer au moyen d'un treuil ou à la rigueur de couper l'extrémité au chalumeau pour pouvoir fermer le robinet.

La cimentation peut durer assez longtemps ; dans un cas, l'injection de ciment par un trou a duré 3 mois.

La cimentation des fissures doit être bien faite pour pouvoir résister à des pressions hydrostatiques supérieures à 70 kg/cm² et aux chocs dus au minage.

Le prix du matériau utilisé pour la cimentation joue un grand rôle vu les grandes quantités utilisées. Celles-ci peuvent dépasser les 100 t/m de puits, dont 60 t de ciment. Pour réduire le prix, on ajoute des matériaux inertes, mais il importe d'être prudent car la présence de ces matériaux peut retarder la prise du ciment ou provoquer une ségrégation des éléments avec création de poches inertes et non consolidées. Le mélange doit être réalisé dans des mélangeurs avec rotors tournant à grande vitesse. On utilise souvent le sable ou du calcaire broyé.

Il importe aussi de doser l'eau car un excès est nuisible, tandis que l'eau en trop petite quantité rend l'injection difficile.

Malgré toutes les précautions prises, il peut arriver, très rarement heureusement, qu'une venue d'eau se produise dans un puits en creusement. On noie alors le puits pour annuler la pression hydrostatique et on noie le fond du puits de lait de ciment, pendant qu'on relève le niveau d'eau dans le puits pour créer un contre-courant vers l'intérieur de la fissure.

Ces venues d'eau sont souvent provoquées par la présence de barres de sondages calées dans le puits. Les forages par percussion sont fort employés, car plus économiques, mais lors d'une venue d'eau il est plus difficile de retirer les tiges qu'en cas de sondage au diamant, avec d'ailleurs un risque de bris de tiges plus grand.

Actuellement, on fore quelques trous au moyen d'une couronne en diamant, on injecte du ciment puis on entreprend le sondage des autres mines par percussion.

Nouveaux puits creusés par les Staatsmijnen aux Pays-Bas par J. M. WEEHUIZEN

Des morts-terrains d'une épaisseur atteignant 700 m au nord, recouvrent le champ d'exploitation des Mines d'Etat néerlandaises. Cinq nouveaux puits ont été foncés ou sont en cours de fonçage dans cette région.

Deux méthodes ont été utilisées pour la traversée de ces morts-terrains : le procédé par congélation et le procédé par forage de Honigmann-de Vooy.

Comme revêtement, on a abandonné les cuvelages en fonte qui résistent mal aux déformations excentrées produites par les travaux du fond. Le choix s'est porté sur le béton armé et sur le béton coulé entre deux anneaux en acier.

De plus, pour bien résister aux déformations continues ou même discontinues des morts-terrains par suite des travaux souterrains, on intercale un anneau de bitume pouvant atteindre 32 cm d'épaisseur entre le revêtement et le terrain. Le rôle de cet anneau visqueux est de suivre les déformations du terrain, tout en diminuant les déformations du revêtement du puits comme le montre la figure 18 ; cette couche de bitume sert aussi à protéger l'étanchéité du puits.

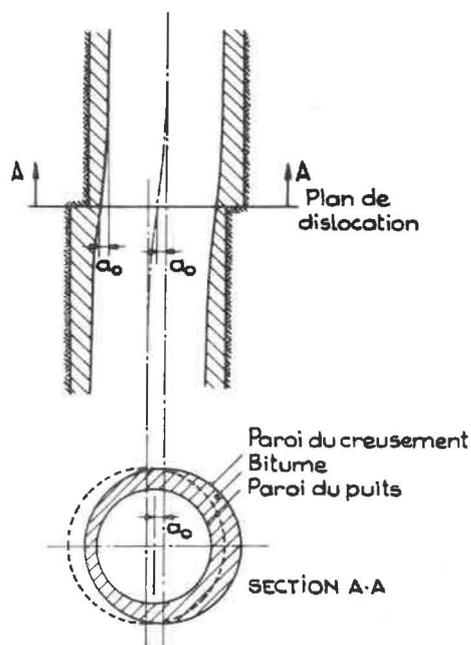


Fig. 18. — Protection du revêtement d'un puits contre les efforts de cisaillement au moyen d'une couche de bitume.

Le puits Emma IV et les deux puits de Beatrix sont foncés par la méthode de forage à grand diamètre. Les puits Hendrik IV et Maurits III sont foncés à travers les morts-terrains par congélation ; ces deux puits sont foncés dans le stot de protection des puits principaux.

Le fonçage du puits Hendrik IV, de 1058 m de profondeur et de 6,70 m de diamètre utile, a été effectué par trois brèches attaquées en même temps (fig. 19) : de la surface à 245 m par congélation, par récarriage d'un burquin existant de 5,80 m de diamètre, de 401 à 830 m, et par fonçage de 830 m jusqu'à 1058.

La partie du puits située entre 245 à 401 a été foncée après achèvement des travaux et pose du revêtement définitif jusqu'à 245 m.

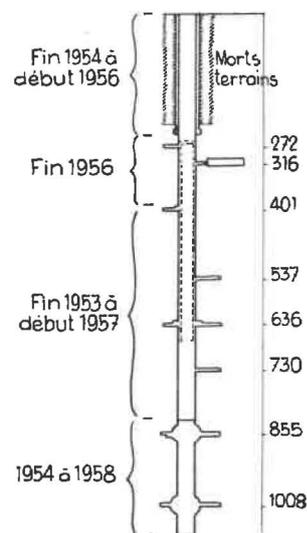


Fig. 19. — Différentes brèches d'attaque du creusement du puits IV du siège Hendrik.

Durant le fonçage par congélation, le puits a été revêtu d'une maçonnerie en briques. Après fonçage jusqu'à 245 m, le puits a été revêtu entièrement de bas en haut au moyen de béton armé séparé de l'anneau en brique par un anneau de bitume.

Par rapport aux cuvelages en fonte, ce revêtement présente les avantages d'un prix de revient moindre, d'une plus grande résistance aux déformations horizontales, d'une plus petite résistance à l'air de ventilation.

Le puits Maurits III, de 800 m de profondeur et 6,70 m de diamètre, a été foncé par congélation jusqu'à 339 m de profondeur. Le revêtement provisoire est constitué par du béton de 60 cm d'épaisseur. Le revêtement est constitué par du béton armé avec un anneau de bitume jusqu'à 238 m de profondeur, puis par un cuvelage en fonte jusqu'à 339 m, ainsi que le montre la figure 20. Comme c'était un des premiers puits où l'on utilisait un intercalaire de bitume, on n'avait pas osé descendre avec le revêtement mixte béton-bitume jusqu'à 339 m.

Les deux puits de la mine Beatrix, de 800 m de profondeur et de 5,60 m de diamètre, traversent les morts-terrains sur 480 m d'épaisseur. Ces puits sont forés à niveau plein à des diamètres croissants et, pendant le fonçage, les terrains sont maintenus sans revêtement grâce aux boues de forage qui forment un cake sur les parois du trou et empêchent l'eau de pénétrer dans le puits. Le diamètre à terre nue du forage est finalement de 7,65 m sur 500 m de profondeur.

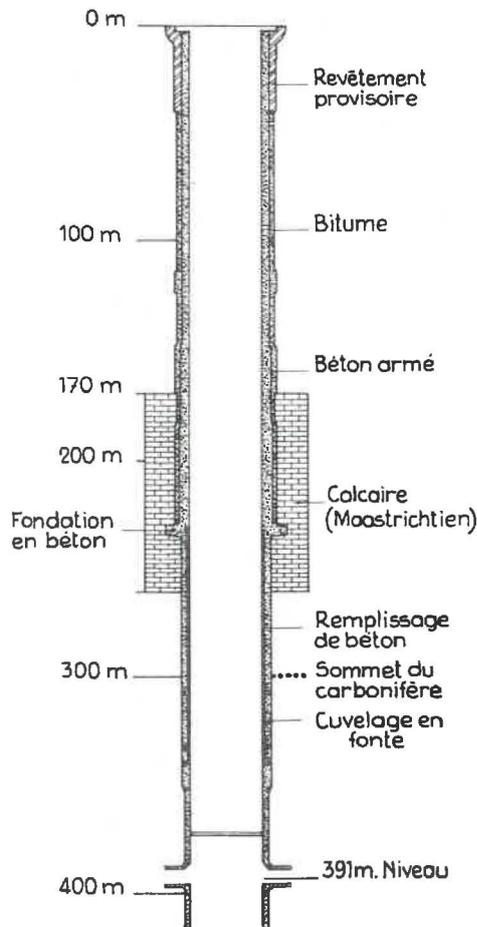


Fig. 20. — Section verticale à travers la partie supérieure du puits III du siège Maurits.

La figure 21 montre la couronne utilisée pour le forage du trou pilote de 2 m de diamètre.



Fig. 21. — Couronne de forage de 2 m de diamètre du trou pilote.

Le revêtement est constitué de deux anneaux en acier séparés par du béton. Il est descendu dans le puits après achèvement du creusement. Pour assurer la descente dans l'eau dense, la partie inférieure du cuvelage est formée par un plateau en béton et le cylindre est rempli d'eau pour former ballast. Les 100 m inférieurs de l'anneau entre le revêtement et le terrain sont remplis de mortier, tandis que les 400 m supérieurs sont remplis de bitume.

Un exemple des difficultés rencontrées lors des creusements des puits en Pologne

par

F. MISIONG et B. SZTUKONSKI

Le puits Solno 2 est situé à Inowroclaw dans une région de mines de sel. Le puits, de 5 m de diamètre utile et de 650 m de profondeur, est revêtu d'un cuvelage en fonte jusqu'à 175 m de profondeur et ensuite d'une maçonnerie en brique de 64 cm d'épaisseur.

De grandes difficultés hydrogéologiques sont rencontrées dans ce bassin : certains forages trouvent une nappe aquifère à 60 m ou à 120 m, tandis que d'autres restent secs jusqu'à plus de 140 m de profondeur.

Le puits a été foncé par le procédé de congélation avec 18 trous de congélation de 140 m de profondeur.

Le fonçage par congélation s'est très bien passé et les cuvelages en fonte ont été placés jusqu'en dessous des terrains aquifères. Le fonçage a ensuite été continué pendant le dégel.

Lorsque le puits a atteint 425 m de profondeur, 15 m de maçonnerie se sont effondrés par suite d'un tir et en même temps une petite venue d'eau s'est produite, venant par des joints horizontaux du cuvelage vers 130 m de profondeur. Cette venue s'est accrue rapidement et, après 30 jours, le niveau d'eau se trouvait à quelques mètres de la surface.

La venue d'eau moyenne a été de 4,5 m³/min avec un débit maximum de 15 m³/min.

Pour boucher les fissures, on décida de faire une cimentation par les trous de congélation et par quelques trous supplémentaires.

Mais avant de cimenter, la partie inférieure du puits a été remplie de 500 m³ de sable et 145 t de carnalite déversés par la ligne de canars d'aérage pour empêcher que l'eau ne dissolve les couches de sel non protégées par un revêtement. Pour la même raison, l'eau a été saturée de NaCl.

Les tuyaux de congélation ont été perforés à plusieurs endroits entre les cotes 120 et 140.

On a commencé par injecter uniquement du ciment, mais on a constaté des venues de ciment dans le puits. On a alors injecté par petites doses du ci-

ment mélangé avec de la sciure de bois. Au total, 645 t de ciment ont été injectées par les trous de congélation, tandis que 1.016 t de ciment l'ont été par les 4 trous supplémentaires forés à proximité du puits.

Après vidange du puits par pompage, on a injecté du ciment à travers le cuvelage. Les pores du béton coulé dans le vide entre le cuvelage et le terrain étaient trop grands pour être fermés par simple cimentation. On a réalisé une silicatisation pour obturer les fissures de 0,1 à 0,2 mm dans le béton.

Expériences réalisées en Hongrie sur l'injection de bentonite dans les puits et les tunnels

par L. SAROSI et A. FITZEK

Le problème de l'exhaure a de tout temps grevé le prix de revient des minerais ou du charbon. En hiver, certaines venues d'eau gèlent et obstruent partiellement le réseau de ventilation des travaux.

Des études théoriques et des recherches pratiques sont entreprises actuellement en Hongrie pour cimenter ou silicatiser systématiquement les puits et les galeries principales afin d'empêcher toute venue d'eau.

Les premières injections furent faites à base de ciment ; mais la granulométrie et la dimension de ses grains sont trop grandes pour pouvoir remplir tous les vides et tous les pores de sable. Seules les fissures dont la largeur dépasse 0,1 mm peuvent être remplies de ciment. Même une augmentation de pression ne saurait améliorer la pénétration des grains de ciment dans les couches poreuses.

Un tunnel a été rendu étanche avec succès en Hongrie au moyen d'émulsions de bitume. Mais ce procédé est très coûteux, ce qui limite son emploi à quelques cas seulement.

Il importe que la zone cimentée s'étende assez loin autour du puits et que le matériau utilisé pour remplir les fissures et les pores soit assez plastique pour suivre toutes les déformations des roches consécutives à l'exploitation des couches sous-jacentes. Le choix des Hongrois s'est porté sur la bentonite qui peut être injectée sans aucun appareil spécial et qui possède un grand pouvoir de pénétration.

Les bentonites sodiques absorbent 5 à 7 fois leur propre volume d'eau et augmentent ainsi leur volume de 10 à 20 fois, elles possèdent des propriétés tixotropiques.

Dans la plupart des cas de colmatage à exécuter, il sera nécessaire d'injecter de la bentonite pour remplir les fissures microscopiques et du ciment pour les fissures dont la largeur dépasse le centimètre.

Avant d'injecter un liquide quelconque, il est bon de faire une première injection d'eau pure pour dé-

terminer le débit d'eau que le terrain peut absorber et de faire analyser l'eau contenue dans le terrain.

La pression d'injection ne doit pas dépasser en général de 30 à 50 % la pression hydrostatique, si l'on veut éviter la formation de fissures supplémentaires.

La figure 22 montre un cas d'application au puits n° 1 à Perkupa où une couche de gravier très aquifère recouvre des couches de gypse. Des venues d'eau de 2.500 litres par minute se sont produites vers 11 m de profondeur, noyant complètement le puits creusé jusque vers 50 m. Pendant le fonçage, les cavernes situées à proximité des parois du puits furent fermées par du béton et du « trass ».

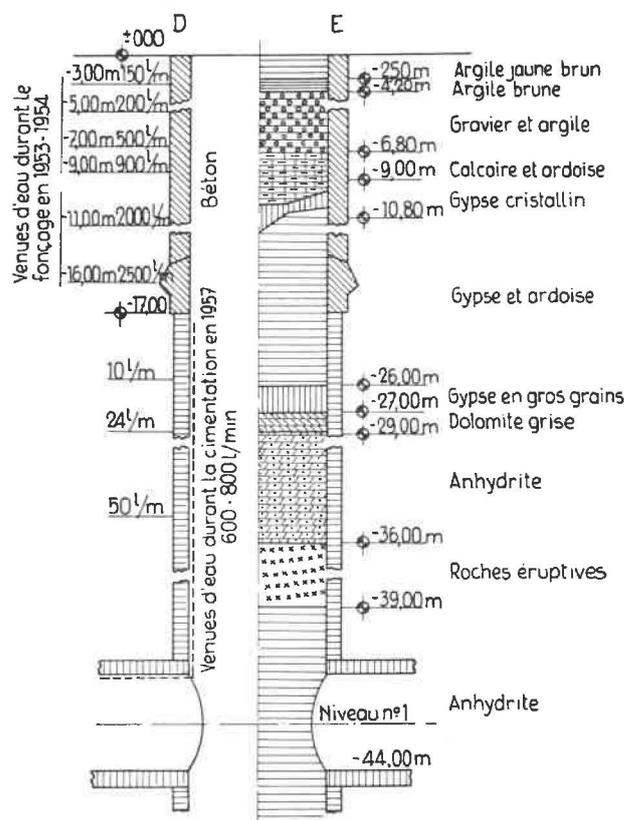


Fig. 22. — Coupe longitudinale à travers le puits n° 1 à Perkupa.

Pour faciliter le travail d'injection, de nombreux trous furent forés vers le haut à partir de l'étage supérieur du puits. La première injection d'eau claire durant quelques minutes fut suivie d'une injection de bentonite à une pression de 10 atm, puis d'une cimentation. L'injection a duré trois mois durant lesquels furent injectés, par 234 trous, 46.100 kg de bentonite, 30.300 kg de ciment et 5.000 kg d'un produit liant.

Depuis 1954, plus de 800 tonnes de bentonite ont été injectées avec succès, en Hongrie. Les venues d'eau ont chaque fois été totalement aveuglées.

Réparation par congélation d'un cuvelage avarié sur 50 mètres sans arrêt de l'extraction de 3.000 tonnes par jour

par J. VENTER

Les deux puits du siège André Dumont à Waterschei, de 1035 m de profondeur et 6 m de diamètre utile, ont été foncés par congélation pour la traversée de morts-terrains aquifères de 543 m d'épaisseur. Le revêtement de cette partie du puits est constitué par un cuvelage en fonte.

Par suite de l'exploitation, le centre du puits 1 s'est déplacé de 1,61 m vers le sud et de 0,60 m vers le nord, et le centre du puits 2 s'est déplacé de 1,10 m vers le nord et de 0,11 m vers l'est. Ces mouvements ont provoqué des fissures avec venues d'eau de 1700 m³/jour dans les deux puits.

En 1943, une fissure très importante s'est produite dans un cuvelage du puits 2 entre 24 et 51 m de profondeur. Un corset métallique a été placé à l'intrados du cuvelage et le vide entre le corset et le cuvelage a été rempli de béton.

En 1953, on a constaté un nouvel accroissement des venues d'eau provenant de cette partie consolidée du cuvelage. Il fallait trouver une nouvelle solution pour remettre le cuvelage en état avec l'impérieuse nécessité de ne pas arrêter l'extraction. On a choisi la méthode proposée par la société belge Foraky.

Autour du puits et partant de la surface, on établit un mur de glace par la méthode classique de trous de sonde verticaux. Ce cylindre de glace est établi jusqu'à une dizaine de mètres en dessous de la partie à consolider pour éviter des rentrées d'eau par le fond de la congélation, soit 65 mètres.

Dans l'épaisseur de ce cylindre de glace, on creuse un petit puits de service ou burquin jusqu'à la base du renforcement à exécuter et dont le niveau infé-

rieur se situe à la profondeur de 55 m. Un second burquin de section réduite, placé à environ 180° de ce premier puits, assure le circuit d'aérage des galeries à creuser, dont il est question ci-après. Ces deux accès permettent tous les services, en particulier la descente du béton par des tuyauteries, et la translation du personnel.

Partant du pied du premier burquin à la profondeur de 55 m, on creuse deux galeries au contact de l'extrados du cuvelage et se rejoignant à l'orifice du petit burquin d'aérage. La section de ces galeries est déterminée suivant les besoins d'exécution des travaux.

Dans cette galerie on établit un anneau, base de renforcement, constitué par un massif de béton dans lequel on noie un système d'armatures.

Le premier anneau a une hauteur de 1,75 m. Sur la tête de ce bétonnage on creuse une seconde galerie, puis on réalise un second anneau superposé au premier, et ainsi de suite vers le haut jusqu'au niveau où la dernière déféctuosité du cuvelage a été constatée, c'est-à-dire vers 22 m.

La figure 23 montre le creusement du second anneau après le bétonnage de l'anneau inférieur.

Une difficulté importante était due au fait que le puits de retour d'air est parcouru par un débit d'air de 270 m³/s saturé d'humidité et à une température moyenne de 27° C qui réchauffait le mur de glace.

Vers 59 m de profondeur, on a placé quelques spires de tuyaux en plomb accolées aux nervures mêmes du cuvelage et parcourues par un courant de saumure froide pris en dérivation du circuit de congélation général. Ces spires furent isolées du courant d'air par un caisson en bois, tandis que la transmission du froid des spires au cuvelage était assurée par de la limaille de fer. On a obtenu ainsi la soudure du cuvelage en fonte au cylindre de glace à la base de celui-ci.

Les 43 sondages de congélation ont été répartis sur deux anneaux de 10,50 et 12 m de diamètre.

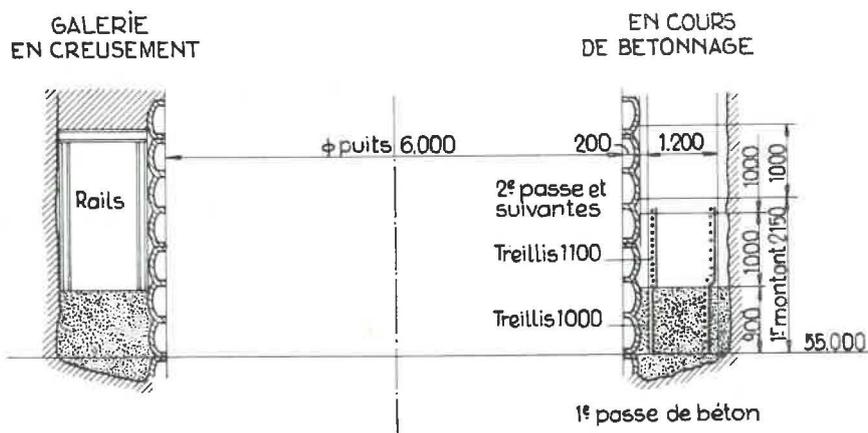


Fig. 23. — Bétonnage de l'anneau inférieur et creusement du second anneau.

IV. FONÇAGES PARTICULIERS

Creusement du puits n° 19
du groupe de Lens-Liévin des
Charbonnages du Nord et du Pas-de-Calais
par F. POT

Ce puits de 660 m de profondeur a été foncé à travers 160 m de morts-terrains calcaireux, sableux et argileux.

La couche de sable très aquifère a 40 m d'épaisseur et est située entre 50 et 90 m de profondeur environ.

Le revêtement du puits est en béton, sans armature ni anneau métallique.

Pour traverser la couche aquifère :

1) on a foré 17 trous de 100 m de profondeur, dont 1 au centre du futur puits et les autres sur une circonférence à l'extérieur. Ces trous ont été tubés et cimentés sur 40 m. On a injecté ensuite 2.300 t de ciment par l'ensemble des 17 trous ;

2) lors de la traversée de cette couche, les ouvriers ont foré une centaine de trous horizontaux de 2 m de profondeur par lesquels furent injectés un mélange colloïdal de ciment et de bentonite.

La venue d'eau put ainsi être ramenée à 250 litres par heure.

Le puits 19 avait un diamètre au creusement de 7,85 m et un diamètre utile de 6,65 m. L'épaisseur de la paroi de béton est ainsi de 60 cm.

Le puits est creusé avec un revêtement provisoire au moyen de cadres métalliques avec treillis de protection contre le terrain.

Les cuffats ont une capacité de 1.600 litres et sont remontés à une vitesse de 10 m/s au moyen d'un treuil de 460 ch à deux tambours.

Le forage des 100 mines de 2,40 m, toutes verticales, est effectué par 8 marteaux-perforateurs Atlas BDD, manœuvrés par 11 hommes.

Pour gagner du temps au forage, on amorce directement les trous avec des fleurets de 2,40 m, mais on utilise à cet effet un plancher d'amorçage placé à 1 m de hauteur (fig. 24). Ce plancher s'appuie sur le dernier cintre métallique et sur un chevalet disposé au centre du puits.

Le chargement des déblais est effectué par une chargeuse Eimco 21 D roulant sur un élément de voie télescopique de 1,60 m de longueur. La figure 25 illustre le mode de travail adopté pour le chargement des terres. La chargeuse descend petit à petit en un mouvement en spirale. Quand elle arrive contre la paroi, elle est remontée dans sa nouvelle position au moyen d'un treuil. Cette opération dure 10 minutes. Il faut 16 heures pour charger les 200 m³ de terres foisonnées d'une passe de creusement ;

95 % des déblais sont chargés au moyen de la chargeuse sur rails, manœuvrée par deux hommes.

11 hommes
8 marteaux-perforateurs
100 trous

Pas de changement de fleurets durant le forage



Fig. 24. — Vue de plancher de forage utilisé pour l'amorçage des trous de mine.

En fin de creusement, le chargement fut effectué par une chargeuse Eimco 621 sur chenilles avec un gain de temps de 10 % et un homme en moins.

Le personnel total quotidien est de 23 hommes et 3 surveillants.

Le revêtement définitif en béton est coulé par passes de 30 à 50 m de hauteur.

Le béton est composé de :

- 800 litres de gravier 30/50
- 400 litres de sable 0/20
- 300 litres de ciment Portland.

Le béton préparé en surface est envoyé au fond par petit skips de 750 litres de capacité.

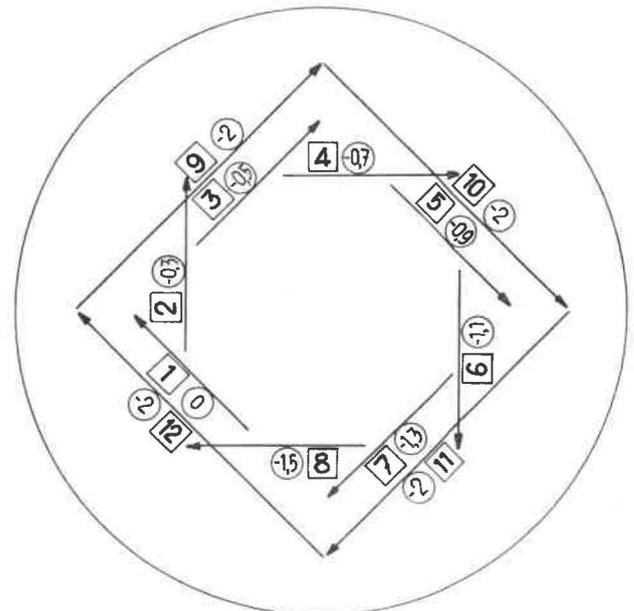


Fig. 25. — Positions successives occupées par la chargeuse lors du chargement.

[7] position de la chargeuse.
(-1,3) profondeur atteinte en mètres.

La figure 26 montre le dispositif de bétonnage utilisé dans le fond, composé de 3 planchers superposés suspendus aux 4 câbles guides.

Le coffrage employé est constitué par 4 anneaux de 1,50 m de hauteur, comportant 12 panneaux de 210 kg assemblés par boulons.

Le plancher supérieur supporte les trémies dans

sions en ont été tirées dont les prochains creusements pourront bénéficier.

a) A partir d'une profondeur de 250 m, la chargeuse doit attendre le cuffat. Il faut utiliser ou des cuffats d'une capacité plus grande ou des cuffats de même capacité, mais disposer de 2 machines d'extraction.

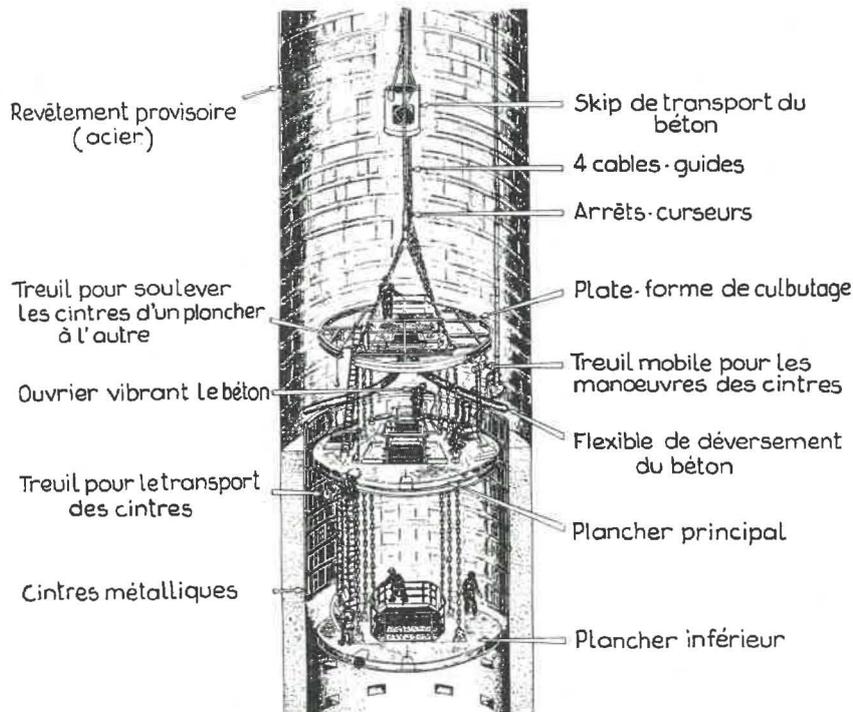


Fig. 26. — Plancher de travail à plusieurs niveaux (7 ouvriers et 1 surveillant).

lesquelles les skips déversent leur contenu. Elles sont terminées par un flexible de 300 mm de diamètre amenant le béton derrière le coffrage. Les ouvriers qui occupent le plancher inférieur démontent les éléments de coffrage, pendant que ceux du plancher médian les replacent plus haut. La vitesse de pose du béton est de 10 m par jour.

Pendant le bétonnage, le personnel du fond consiste en 21 hommes et 3 surveillants.

Le personnel de surface est de 24 hommes par jour lors du bétonnage et de 16 lors du creusement.

La vitesse d'avancement moyenne pour les 650 m de puits fut de 28 m, tandis qu'en bons terrains, on a réalisé des avancements mensuels de 37 m (creusement et bétonnage).

Le rendement moyen fut de 69 mm et de 3,4 m³ en place par homme au fond.

Durant les meilleurs mois de travail, ce rendement a été de 93 mm et de 4,6 m³ en place par homme au fond.

Aucun record d'avancement mensuel n'a été battu durant le creusement de ce puits, qui l'a été au moyen de l'équipement standard. Quelques conclu-

b) Des gains de temps seront réalisés par l'emploi d'une chargeuse sur chenilles.

c) La descente du béton doit s'effectuer à partir de la surface dans des conduites métalliques ou en plastique.

Grâce à une organisation très poussée des diverses opérations et à l'utilisation la plus rationnelle du matériel, on a pu réaliser des rendements par ouvrier très satisfaisants.

Creusement de puits après forage d'un trou à grand diamètre et revêtement par claveaux suspendus (1) par P. STASSEN et H. van DUYSE

De nombreux burquins sont creusés en Allemagne et en Belgique avec évacuation des déblais par un trou à grand diamètre foré préalablement.

Des trous de 610 à 1200 mm de diamètre sont forés à partir de l'étage inférieur au moyen d'une son-

(1) Pour plus de détails sur cette méthode, voir Annales des Mines de Belgique, avril 1958, page 289, et Bulletin Technique Mines n° 68.

deuse Turmag, Korfmann ou Hausherr, tandis que des trous de 1,50 m de diamètre le sont au moyen d'une sondeuse Bade ou Salzgitter après forage d'un trou pilote de 100 à 200 mm de diamètre.

Les terres sont abattues par minage avec projection d'une partie des déblais dans le trou à grand diamètre. Cette proportion de terre atteint 75 % dans le cas d'un trou de 813 mm de diamètre. Pour éviter la chute de personnel par ce trou, un panier de protection est placé à l'orifice supérieur du trou ; ce panier permet le passage des pierres tout en empêchant le passage d'un homme.

Les terres sont chargées par scraper ou par chargeuse à l'étage inférieur.

Pour le revêtement, MM. Dardenne et Lebrun ont mis au point un système de claveaux suspendus.

Les claveaux utilisés pèsent 900 kg et ont 1,25 m de hauteur (fig. 27).

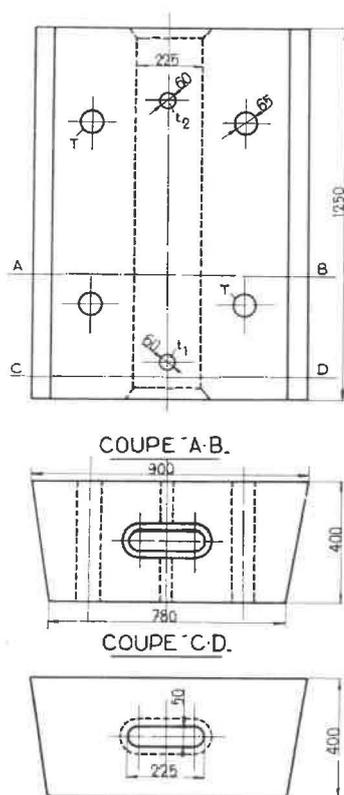


Fig. 27. — Forme et dimensions d'un claveau suspendu.

Les claveaux sont percés verticalement d'une cheminée de 225 × 50 mm et horizontalement de quatre trous (T) de 65 mm et deux trous (t_1 et t_2) de 60 mm de diamètre.

Chaque claveau est suspendu au précédent par l'intermédiaire d'un fer plat passant dans la cheminée verticale et fixé par broches aux claveaux.

Deux variantes sont utilisées pour suspendre les claveaux. Dans l'une, les claveaux sont déposés au fond et mis en place au moyen d'un petit treuil. Dans l'autre cas, le claveau est placé à l'aide de la

cagette. A cet effet, avant d'être descendu dans le puits, le claveau est déposé sur un chariot spécial roulant sur une poutrelle qui peut être déployée ou repliée sous le fond de la cage.

Il faut compter 1 heure pour suspendre les claveaux de 1,25 m de hauteur d'un anneau complet dans un puits de 5 m de diamètre intérieur. De plus, il faut 1 heure pour le réglage des claveaux.

Chaque anneau de 20 m de hauteur est suspendu aux 3 tours inférieurs de la passe précédente.

Après chaque passe de 20 m de hauteur, l'espace de 20 cm entre les claveaux et le terrain est rempli de béton versé par des ouvertures ménagées dans l'anneau supérieur.

Après ce frettage du revêtement au terrain, on procède à l'enlèvement des diverses ferrures.

V. FONÇAGE CONTINU

Nouvelle machine pour le creusement rapide de puits et de boueaux

par J. VOROPINOV et R. KITTRICH

Lorsqu'on décide le creusement d'un nouveau siège, on désire que l'exploitation puisse débiter le plus vite possible ; il convient dans ce but d'accélérer le fonçage des puits.

Le travail de creusement d'un puits peut être divisé en 4 parties : forage et minage, chargement et évacuation des déblais, pose d'un soutènement provisoire, pose du revêtement définitif. Il existe 3 possibilités de creusement, soit creusement et pose de revêtement provisoire simultané, soit creusement et pose du revêtement définitif simultané, soit creusement alternant avec la pose du revêtement définitif. Pour obtenir des vitesses d'avancement très grandes, il faut éliminer le forage, le minage et la pose d'un revêtement provisoire.

L'utilisation d'une machine de creusement prohibe l'abatage des déblais par minage. Cet abatage peut être effectué par l'une des méthodes suivantes :

- 1) à la main, mais cette méthode exclut la mécanisation ;
- 2) par machine, soit par des outils de coupe, soit par éclatement ; cette méthode ne peut être appliquée jusqu'ici que dans le cas de roches tendres ;
- 3) par étincelle électrique ;
- 4) par la méthode électro-acoustique au moyen d'ultrasons ou d'infrasons. Ces deux dernières méthodes sont peu utilisées par suite du danger et du problème de l'évacuation de la chaleur produite ;
- 5) par la méthode thermique avec flamme ; cette méthode est applicable avec les moyens actuels ;

- 6) par utilisation d'un jet d'eau ;
- 7) par jet hydraulique avec commande électrique et production de cavités.

Cette méthode, qui brise la roche au moyen de jets d'eau pulsés à très forte fréquence par commande électrique, produit un effet de choc créant des cavités. Elle a été mise au point et réalisée avec beaucoup de succès en Union Soviétique.

Avec une fréquence de pulsation de 100 périodes par seconde, on a réalisé en laboratoire des avancements de 12,50 m/h dans de l'argile, de 6 m/h en schiste et de 1 m/h dans du quartzite.

Cette méthode produit très peu d'usure de la machine d'abatage et peut être considérée comme la plus rapide et la plus économique dans certains cas. Cette machine prend appui par piston contre les parois et comporte un bourrage qui s'applique exactement contre le terrain, laissant donc la partie inférieure de la machine baigner dans un liquide.

Il est tout indiqué que l'évacuation des déblais se fasse hydrauliquement au moyen d'un système de pompes. La circulation du liquide est d'environ 24 litres par seconde dans le cas d'un puits de 6 m de diamètre.

La pose du revêtement définitif en béton a lieu aussi simultanément avec le creusement ; le coffrage est fixé sur la machine de creusement.

Des vitesses de fonçage de 0,50 à 1 m/h dans des terrains durs ont été réalisées dans des puits de 6 m de diamètre. Des avancements de 300 à 600 m par mois sont atteints par l'utilisation de cette machine.

Cette machine présente le grand avantage de traverser des terrains aquifères sans nécessiter la congélation préalable du terrain. Il en est de même pour la traversée des zones à dégagement de grisou ; celui-ci est évacué en même temps que les déblais.

Le personnel au fond ne comporte plus que deux techniciens.

(à suivre)

La Concentration dans l'Industrie Charbonnière (1)

par H. LABASSE

Professeur à l'Université de Liège.

SAMENVATTING

Op het ogenblik dat de Belgische steenkolennijverheid een zware crisis doormaakt die van aard is om haar ernstig aan te tasten indien niet onmiddellijk ingegrepen wordt, legt spreker de nadruk op het belang van een CONCENTRATIE die snel kan uitgevoerd worden en betrekkelijk weinig kapitalen vergt, vooral dan de concentratie in de eerste stadia van de productie. Hij komt aldus terug op een onderwerp dat hij reeds verdedigde in een publicatie van 1947.

Eerst en vooral dient de lengte van de pijlers sterk verhoogd en de dagelijkse vooruitgang vergroot. De moderne uitrusting van de pijlers stelt geen enkel bijzonder probleem in functie van de lengte van de pijlers, noch op gebied van de winning van de afvoer der producten of van de dakbeheersing. De lange pijler is steeds mogelijk op voorwaarde dat de afzetting een zekere regelmatigheid vertoont.

Men staat vaak afzijdig tegenover de lange pijler omdat het risico van ontginningsincidenten er groter is. De lange pijler vraagt een nauwgezette studie van de details, een meer doorgedreven organisatie en een betere opleiding van het personeel. Een noodzakelijke voorwaarde is te beschikken over een reservepijler. Dit is een kwestie van vooruitzicht in de leiding der voorbereidende werken.

De lange pijler is slechts mogelijk indien de inrichtingen van de ondergrond en van de bovengrond in staat zijn de afvoer der producten van zulk een pijler te verwerken. Een der vereisten daartoe is te beschikken over galerijen op grote sectie die « houden ».

Buiten deze enkele moeilijkheden, die kunnen overwonnen worden, vertoont de lange pijler talrijke voordelen, wegens de bezuiniging op de vaste kosten, namelijk op de tussengalerijen en de middelen om de producten naar het vervoerniveau te leiden.

Door de lengte van twee pijlers van 250 op 290 m te brengen heeft men in een bepaald geval het rendement met meer dan 30 % kunnen verhogen tegenover datgene dat bereikt werd door de snede in twee te delen. Bovendien werden de uitrustingskosten verminderd.

De lange pijler laat een betere concentratie in de werkplaats en op de verdieping toe, daar hij vaak alleen reeds volstaat om de transportmiddelen te verzadigen. Men vermijdt aldus de moeilijkheden die voortspruiten uit de wederzijdse invloed van werkplaatsen die in naburige lagen genomen worden en vergemakkelijkt de toepassing van het principe der dalende ontginning.

De lange pijler laat bovendien grotere verdiephoogten toe, hetgeen de installatie- en exploitatiekosten drukt, de verdiepingen rijker maakt en de concentratie van de ganse productie van een zetel op een enkele verdieping toelaat. Een uitzondering op deze laatste concentratie is nochtans het geval waarin men verplicht is een arme verdieping tijdig te ontginnen, zoals deze die in de diepte slechts een enkelen ontginbare laag bevatten die onmogelijk de ganse productie van de bedrijfszetel kan leveren, zodat men verplicht is ze te ontginnen terwijl de overige verdiepingen nog in staat zijn het nodige productiecomplement te leveren.

Spreker toont vervolgens het belang aan van de concentratie van de productie in bedrijfszetels met grote productie, hetgeen de vaste kosten sterk omlaag drukt en de rationalisatie van de ophaalrichtingen en van de bovengrond mogelijk maakt. Maar deze concentratie is weliswaar mogelijk voor een nieuwe

(1) Conférence donné au Cercle d'Etudes « Mines » de l'A.I.Lg. le 25 mai 1959.

verdieping, maar ontmoet grote moeilijkheden indien men de productie van verschillende verdiepingen moet verzamelen. Bovendien vergt ze veel tijd en kapitalen. Zij is dus slechts mogelijk indien er na uitvoering, nog voldoende kolenvoorraden aan wezig zijn om de investeringen te delgen.

Tenslotte blijft er de grote concentratie op het vlak van de ondernemingen zelf, door fusie. Zij vermindert de administratiekosten en men heeft de mogelijkheid gespecialiseerde organen op te richten waar de verschillende problemen wetenschappelijk kunnen bestudeerd worden. Bovendien kan een betere verdeling van de ontginningsvelden bereikt worden, maar zulks betreft meer de reserves dan de onmiddellijke toestand. Ze doet slechts haar volle uitwerking gevoelen indien ze samengaat met een technische concentratie, hetgeen in de meeste gevallen veel tijd en belangrijke kapitalen vereist. Gelukkig degenen die deze concentratie tijdig konden doorvoeren en zodoende gewapend zijn om de strijd tussen de kolenvoortbrengende landen te doorstaan. Op het huidig ogenblik komt deze oplossing echter te laat. Er moeten middelen met onmiddellijke uitwerking gevonden worden en niet op lange termijn. Overigens kunnen fusies geen afzettingen leefbaar maken die het niet meer zijn.

Het blijft dus waar dat de concentratie een machtige factor van rationalisatie is, zoals vooruitgezet werd in 1947, maar het is een factor die des te gemakkelijker en des te beter vruchten afwerpt naargelang de concentratie op een lager stadium van de ontginning wordt toegepast.

Tenslotte blijft een concentratie waarvan men weinig spreekt omdat ze niet het feit is van de mens : de opening van de langten en hun regelmatigheid, alhoewel deze laatste geen eigenlijke concentratie betekent. Zonder daarom een afzetting te vernielen, is het niet meer de tijd om de goede en de slechts lagen te ontginnen om een onderneming te laten voortduren. Men moet vooreerst leven, want het zou tot niets dienen hard te werken om vroegtijdig te sterven onder de druk van goedkopere energiebronnen, door de goede lagen onaangetaast te laten die zo goed van pas zouden zijn gekomen. De goede mijnen zijn deze die een goede afzetting hebben of die profijt hebben weten te trekken uit een goede laag, die ze afgeroomd hebben om hun inrichtingen te moderniseren en zich aldus geschikt gemaakt hebben om onder minder gunstige voorwaarden te bestaan.

Uit het voorgaande blijkt dat de steenkolenmijnen in de toekomst slechts op zichzelf kunnen rekenen. Alleen degenen die tijdig zullen rationaliseren, zullen overleven. Onder de voorgestelde middelen is de concentratie op het vlak van de werkplaats het snelste en het doelmatigste middel. Zulks sluit de rationalisatie op hoger vlak niet uit, maar deze heeft minder onmiddellijke uitwerking.

RESUME

A l'heure où l'industrie charbonnière belge traverse une crise qui risque de la détériorer si l'on n'apporte pas des solutions immédiates, le conférencier propose comme moyen rapide et qui demande relativement peu de capitaux : la CONCENTRATION, surtout celle aux premiers stades de la production. Il revient ainsi sur un sujet qu'il a défendu dans une publication en 1947.

Il faut d'abord augmenter fortement la longueur des tailles et progresser plus vite. L'outillage moderne ne pose plus aucun problème particulier en fonction de la longueur de la taille, que ce soit au point de vue abatage, évacuation des produits ou contrôle du toit. La longue taille est possible tout au moins dans un gisement présentant une certaine régularité.

On a peur de la longue taille parce qu'elle fait courir plus de risques lorsqu'il se produit des incidents d'exploitation. La longue taille demande une étude minutieuse des détails, une organisation plus poussée et une formation meilleure du personnel. De plus, le complément indispensable est d'avoir une taille de réserve. C'est une question de prendre de l'avance dans les préparatoires.

La longue taille n'est possible que si les installations du fond et de la surface sont capables de la débloquer, de « pomper » le charbon hors de la taille. Il faut notamment des galeries à grande section et qui tiennent.

Mais, à côté de ces quelques difficultés, surmontables d'ailleurs, la longue taille présente de nombreux avantages par l'économie des frais fixes et notamment des voies intermédiaires et des moyens de ramener la production au niveau d'étage. Des exemples vécus montrent qu'en portant à 250 m et à 290 m la longueur de deux tailles, on a augmenté le rendement de plus de 30 % comparé à ce qu'il était en coupant les tranches en deux. De plus les frais d'équipement sont réduits.

La longue taille permet une meilleure concentration au quartier et à l'étage, parce qu'elle sature souvent à elle seule le transport. Elle n'expose pas alors aux difficultés qui résultent de l'influence réciproque des chantiers pris dans des couches voisines et facilite l'application du principe d'exploiter les couches dans l'ordre descendant.

La longue taille permet aussi de plus grandes hauteurs d'étage, ce qui réduit les frais d'installation et d'exploitation, rend les étages plus riches et permet ainsi de concentrer toute l'exploitation du siège en un seul étage. Une exception à cette dernière concentration est celle d'exploiter à temps les étages pauvres, ceux qui en profondeur ne contiennent plus qu'une seule couche exploitable et qui, incapables de donner toute la production du siège, doivent être pris pendant que d'autres étages permettent encore de fournir le complément de tonnage.

Le conférencier montre ensuite les avantages de concentrer l'exploitation en sièges à grosse production, ce qui réduit fortement les frais fixes et rend possible la rationalisation des installations d'extraction et de surface. Mais, cette concentration, si elle est facile pour exploiter un étage neuf, se heurte parfois à de grosses difficultés lorsqu'il s'agit de ramener la production obtenue à différents niveaux. De plus, elle demande beaucoup de temps et beaucoup d'argent, elle n'est donc possible que si, après son achèvement, il reste encore assez de gisement pour amortir les investissements.

Il reste enfin la grande concentration qui consiste à fusionner plusieurs entreprises entre elles. On réduit ainsi les frais d'administration et on peut créer des services spécialisés dans lesquels toutes les questions sont scientifiquement étudiées. De plus, cela permet une meilleure distribution des champs d'exploitation, mais qui porte plus sur un déhouillement rationnel des réserves que sur la situation immédiate. Elle ne donne d'ailleurs son plein effet que si elle s'accompagne d'une concentration technique qui, dans bien des cas, peut demander beaucoup de temps et de grand capitaux. Heureux ceux qui ont su faire cette concentration à temps, les voilà armés pour la lutte que se livrent entre eux les pays charbonniers. Aujourd'hui dans bien des cas, cette solution arrive trop tard, c'est tout de suite qu'il faut un remède et non demain. De plus, ces fusions ne peuvent rendre viables des gisements qui ne le sont plus.

Il reste donc vrai, comme il a été écrit en 1947, que la concentration est un puissant facteur de rationalisation, mais c'est un facteur dont les effets sont d'autant plus faciles et parfois plus avantageux à obtenir que la concentration s'applique aux stades les plus bas de la production.

Enfin, il reste une concentration dont on ne parle pas parce qu'elle n'est pas l'œuvre des hommes : l'ouverture de la couche (à laquelle sans être une concentration, il faut ajouter la régularité). Sans pour cela galvauder un gisement, les temps ne sont plus où, pour faire durer une entreprise, on exploitait les bonnes et les mauvaises couches. Il faut d'abord vivre, car il ne servirait à rien de trimer pour mourir prématurément sous la pression de sources d'énergie plus économiques en laissant de bonnes couches inexploitées qui auraient si bien fait l'affaire. Les bons charbonnages sont ceux qui ont un beau gisement ou qui ont su profiter d'une belle couche, qu'ils ont écrémée pour moderniser leur installation et la rendre apte à supporter des conditions moins favorables.

Le présent montre que, dans l'avenir, les charbonnages ne doivent compter que sur eux-mêmes. Ne subsisteront que ceux qui auront rationalisé à temps. Parmi les moyens proposés, la concentration au chantier est le plus rapide et le plus efficace, ce qui n'exclut pas des rationalisations au sommet, mais à effets moins immédiats.

En 1947, dans l'ouvrage que la Faculté des Sciences Appliquées offrait en hommage à l'Association des Ingénieurs sortis de l'Université de Liège à l'occasion de son centenaire, l'auteur a publié un mémoire qui traitait le même sujet que celui dont il sera question dans cette étude. Il y démontrait que, dans la mine, la concentration en unités puissantes est un facteur important de rationalisation capable de relever fortement la productivité. Il y préconisait d'augmenter la capacité de production à tous les stades : à la taille, en allongeant les fronts, en progressant plus vite et en abattant à plusieurs postes, en concentrant au quartier, à l'étage, au siège, à la concession, en réduisant le nombre de sièges, et même en fusionnant plusieurs entre-

prises entre elles. Depuis lors, l'idée a progressé mais peut-être pas autant qu'il eût été souhaitable et plus par la réduction du nombre de sièges que par la concentration au chantier ; et cela, malgré les progrès de la mécanisation qui en apporte les moyens, mais en même temps, impose par ses immobilisations importantes une plus forte concentration.

A l'heure où l'industrie charbonnière belge traverse une crise qui risque de la détériorer à jamais si on n'apporte pas de solutions IMMEDIATES à ses difficultés, il est bon de reprendre le sujet, d'autant plus que la concentration aux premiers stades de la production est un moyen facile, rapide et qui demande relativement peu de capitaux.

Qu'a-t-on fait depuis 12 ans. 47 sièges sur 167 ont été supprimés, soit plus de 28 %, plusieurs sociétés ont fusionné. C'est un succès surtout si l'on tient compte des difficultés d'investissement dans lesquelles ces concentrations ont été réalisées.

La longueur des tailles a augmenté mais lentement. On relève pour 1957 :

en Campine	175 m
au Borinage	115 m
dans le Centre	112 m
à Charleroi	83 m
à Liège	68 m

On aurait pu faire mieux. Certes, les longueurs ci-dessus sont des moyennes dans lesquelles rentrent de courtes tailles qu'imposent parfois les dérangements. Les longueurs des véritables tailles sont plus importantes tout en restant en général trop faibles. ON A PEUR DE LA LONGUE TAILLE.

Bien sûr, obtenir la production d'un siège avec quelques longues tailles demande une organisation, une vigilance et pour tout dire un certain courage autrement important que si cette production était obtenue par de nombreux chantiers. Surtout on court moins de risques en cas d'incident. C'est là la véritable raison de la peur de la longue taille. Et cependant, pour autant que le gisement soit un peu régulier, la longue taille est possible. L'abatage ne pose pas de problème plus compliqué, que la taille ait 100 m ou 250. C'est la même concentration d'abatteurs avec son climat psychologique qui provoque souvent une réduction du rendement individuel des hommes si le système de paiement n'est pas adéquat. La mécanisation de l'abatage, là où elle est possible, ne pose pas non plus de problème. Il existe de puissantes haveuses qui progressent de 30 à 60 m à l'heure, suivant la largeur de la havée. Le rabot s'accommode de fronts de 250 m de longueur. D'ailleurs, les frais fixes et les amortissements de ces appareils sont tellement importants que la longue taille est presque indispensable pour qui veut mécaniser.

Le contrôle du toit est également indépendant de la longueur de la taille, sauf si l'on fait du remblai rapporté ; mais à l'exception du remblai pneumatique, ce procédé tend à disparaître. Il suffit alors d'avoir une remblayeuse et un approvisionnement en remblai de capacité suffisante. Le foudroyage résout également bien le problème, du moins pour les couches de plus de 0,70 m d'ouverture. Pour les couches minces, de simples pilotes de bois perdus, si le toit est solide, et un rapprochement suffisamment rapide des épontes à l'arrière constituent le contrôle le plus efficace et le plus économique. Là où ce procédé n'est pas possible, le creusement en rausses

voies peut être envisagé. Les étançons métalliques en couches minces s'adaptent mal aux variations d'ouverture, et de plus, si le déferage présente quelques difficultés, les hommes ont peur de rester sous un toit qui menace de s'ébouler. Dans les couches dures, il faut aussi tenir compte de l'influence du contrôle du toit sur l'abatage. Celui-ci est en général plus difficile quand on foudroie. Il est bien connu que les pressions de terrains sont beaucoup plus régulières dans les longues tailles que dans les courtes à cause de la moins grande influence des parois des galeries.

Le problème de l'évacuation est également résolu, le convoyeur blindé et la bande à brin inférieur porteur se partagent aujourd'hui la faveur des mineurs. Le couloir oscillant a vécu à cause de ses servitudes de pulvérisation et de déplacement ; le scraper et le brin unique ne servent que ces engins pour tailles à faible production.

Grâce au ripage à front, le panzer permet de grands avancements et, si son emploi est combiné avec le foudroyage exécuté par les abatteurs eux-mêmes, il enlève à la taille son caractère cyclique avec ses servitudes. C'est l'appareil presque indispensable pour mécaniser l'abatage. Il permet de débloquer des tailles atteignant 300 m de longueur. Son fonctionnement est sûr à condition de faire de l'entretien préventif. Mais c'est un appareil coûteux d'investissement et d'exploitation, les frottements sont importants surtout dans les dômes, l'usure est forte, la consommation d'énergie est grande. L'appareil exige pratiquement l'emploi d'étançons, donc une ouverture minimum de 0,80 m.

Les fabricants arrivent actuellement à livrer des courroies dont la résistance atteint 700 kg par cm de largeur et un allongement de 20 %. Il est ainsi possible d'installer des brins inférieurs de 300 m de longueur. Il s'agit, il est vrai, de bandes qui ne répondent pas encore aux normes d'inflammabilité imposées, et d'ailleurs excessives pour la taille où se trouve un personnel disposant de moyens de lutte contre l'incendie. Les variations de pente, même brusques, ne sont pas un obstacle bien que créant des frottements considérables. Il suffit d'utiliser des têtes motrices suffisamment puissantes et de disposer d'un personnel formé au passage de ces difficultés. Le point faible du procédé est constitué par les attaches, qu'il faut soigner et renouveler périodiquement sans attendre que les toiles se déchirent. En général, on donne aux bandes des vitesses trop grandes : 0,60 m à 0,80 m par seconde suffisent.

Ainsi la longue taille est possible, du moins là où le gisement permet des panneaux plus ou moins réguliers. Mais il faut bien reconnaître que les dérangements et les étrointes sont des obstacles dif-

liciles à traverser et qu'il ne faut pas d'ondulations trop fortes. On connaît cependant des gisements pas très réguliers et dans lesquels de longues tailles progressent normalement. Mais passe-t-on plus facilement ces accidents dans une taille de 100 m que dans une de 200 m de longueur ? Au contraire, à cause de ses forts rendements, la longue taille permet d'abattre plus de pierres sur de grandes longueurs sans dommages, pour le prix de revient tout au moins. Certes, il est plus facile d'abandonner une taille courte et de la remonter au-delà de la zone dérangée que s'il s'agit d'une longue taille. De plus, la perte de production est plus sensible s'il faut ralentir la progression. D'où le complément indispensable de la longue taille : le chantier de réserve que l'on devrait toujours avoir. Ce chantier consisterait en une longue taille équipée, dans une couche à bonnes épontes, et servirait non seulement à parer aux difficultés des tailles actives, mais aussi aux fluctuations du personnel présent. Car, sauf là où le travail cyclique a pu être supprimé, la longue taille manque de souplesse, l'ordre des opérations doit être respecté, le travail imposé à chaque poste doit être terminé à temps.

La difficulté pour avoir des tailles en réserve est de savoir prendre une avance suffisante dans les préparatoires. Ceci implique un effort financier et d'organisation, ainsi qu'une étude minutieuse du gisement pour faire une découpe rationnelle, éviter les dérangements et aussi les influences des chantiers les uns sur les autres.

La longue taille exige encore des sources suffisantes d'énergie au chantier, ce qui implique l'électrification de tous les moteurs possibles. D'ailleurs, en réduisant la dispersion du réseau à air comprimé, la longue taille réduit les fuites.

La longue taille n'est possible que si les installations du fond et de la surface sont capable de débloquent de grandes quantités de produits. Il faut réellement pouvoir « pomper » la production hors de taille, d'autant plus que la longue taille a souvent une marche plus irrégulière dans le temps et donne parfois des afflux de charbon qu'il faut évacuer.

Quand on veut concentrer à la taille, il faut commencer par rationaliser les transports. Il faut aussi des galeries à grandes sections, qui « tiennent » tant à l'entrée qu'au retour d'air. Il faut pouvoir faire passer de grandes quantités d'air et assurer une évacuation certaine. Il est paradoxal de constater que, dans nos vieux bassins où les couches sont cependant minces, l'état des voies freine souvent la production. Les grandes voies ne coûtent pas plus cher que les petites, au contraire. Avec des chargeuses, si l'évacuation des pierres se fait en berlines, avec un scraper chargeur s'il s'agit d'une ban-

de transporteuse, on peut bosseoyer 2,50 m à 3 m en un poste, soutènement compris. Le même procédé peut être employé dans la voie de tête si l'évacuation des pierres est possible, sauf les murets à monter à l'aval. Le plus souvent les déblais doivent être remblayés, ce qui se fait économiquement au scraper remblayeur, pour autant qu'on prenne le bosseoyement au toit. Il n'est plus question de recarrer l'ancienne voie de base de l'exploitation de l'étage précédent. Il faut surtout que la galerie soit bien préservée. Une basse taille, creusée au droit de la taille elle-même et parfaitement remblayée, reporte les cassures à l'aval. Des piles de bois fourrées de pierres et un bon remblai à l'amont permettent au toit de descendre régulièrement, et aux bancs de se déformer assez peu et de garder leur continuité. Eventuellement, on peut ne mettre la galerie à dimensions qu'à l'arrière, là où la plus grande partie de l'affaissement est réalisé. Mais le procédé, s'il permet de très grands avancements, est plus coûteux que la mise à section en une fois. Les cadres métalliques Moll sur piles de bois fourrées de pierres, qui s'affaissent en synchronisme avec la descente du toit, évitent le poinçonnage. La bonne tenue des voies en Campine, où le procédé est presque généralisé, est la preuve de l'efficacité du système. Le cadre Moll s'applique cependant difficilement si la pente des bancs dépasse 15° et surtout si le transport par berline exige un fort pli au mur. De plus, c'est un soutènement qui demande une meilleure qualification de la main d'œuvre. On peut alors recourir aux cadres T. H., à condition de limiter l'enfoncement des montants en les munissant de semelles identiques à celles qui garnissent les cadres Moll, semelles que l'on place sur de grosses longrines. En outre, un surveillant doit contrôler périodiquement le coulissage qui ne se fait jamais automatiquement, mais ou trop vite ou trop tard.

Il faut aussi des galeries propres, bien entretenues, où la circulation est aisée, où rien ne traîne. Là où il y a des bandes transporteuses, il faut des nettoyeurs. On les évite en grande partie en rapprochant les rouleaux du brin porteur, en les plaçant par exemple à 1 m de distance au lieu de 1,50 m. De plus, en donnant une vitesse plus grande à la bande de voie qu'à celle de la taille, on répartit mieux le charbon sur la première. Les transporteurs métalliques sont beaucoup plus propres, mais ils sont plus coûteux, bien que l'économie de main-d'œuvre de nettoyage compense en grande partie la différence de prix. De plus, ils n'offrent aucun danger d'incendie et permettent de résoudre le problème du transport dans les chantiers ondulés ou à forte pente.

Il faut remarquer que tout ce qui vient d'être dit, le soin à apporter à l'établissement des voies, au transport, à l'évacuation en taille, au contrôle

du toit, est requis quelle que soit la longueur de la taille. Les pannes et les arrêts ne sont pas plus tolérables dans une taille à faible production que dans une à fort tonnage. La différence réside dans les conséquences des incidents, l'arrêt d'une longue taille atteint durement la production journalière. Il faut pour concentrer que tout soit minutieusement étudié et surveillé, que rien ne soit laissé au hasard. Il faut des chefs qui connaissent leur métier, qui aient un esprit d'ordre et de méthode. La longue taille n'est plus à la portée des chefs mineurs, elle requiert des hommes ayant une formation générale meilleure, qui savent prévoir, c'est l'atelier de l'ingénieur.

La longue taille exige aussi, à côté d'un personnel semi-qualifié, des hommes mieux formés aux difficultés électriques et mécaniques qu'on peut rencontrer au cours du poste. Il faut des surveillants attentifs et surtout courageux. Il est dur de parcourir une longue taille et d'autant plus que l'ouverture est faible. Dans les couches minces, on est réduit à placer des surveillants de distance en distance et qui restent dans le secteur qui leur est dévolu. Il faudrait pouvoir les munir de téléphones.

Il est certain que l'exploitation par de nombreuses petites tailles divise les risques et régularise les rendements, mais dans la médiocrité. Il est plus facile de mieux doser les bonnes couches et les moins bonnes tant au point de vue rendement que valeur des produits.

Enfin, la longue taille donne plus de poussières. Le volume d'air à faire passer dans l'atelier de travail est sensiblement proportionnel au tonnage abattu, donc à la longueur de la taille. La lutte contre les poussières doit y être plus poussée.

Mais à côté des inconvénients ou plutôt des difficultés, que nous avons énumérés en premier lieu pour montrer qu'on pouvait y parer, la longue taille a de grands avantages. Elle réduit surtout le nombre de galeries à creuser, à entretenir et à équiper de moyens de transport. Or les voies coûtent cher, de 25 à 35 % du prix de revient du chantier suivant la longueur de la taille. Il faut mécaniser le creusement, placer des cadres, installer des transporteurs ou des locomotives, car les transports par corde de tête-corde de queue devraient disparaître, ils sont trop coûteux en main-d'œuvre. Il faut donc réduire le nombre de galeries en allongeant les fronts. Plus les couches sont minces et exigent de forts bosseyements, plus les pressions de terrains sont fortes et plus il faut des tailles longues pour augmenter le dénominateur des frais fixes.

Citons un exemple. Il s'agit d'une taille tracée dans une couche de 0,60 m d'ouverture, de 0,55 m de puissance en charbon, bon toit, bon mur ; l'abatage y est effectué au moyen de marteaux-piqueurs et le contrôle du toit se fait par fausses-voies, celles-ci ayant ici l'avantage de réduire la raideur du toit en le coupant en « lanières » ; évacuation par brin inférieur porteur. Le front, de 250 m de longueur, a progressé sans incidents de 1,80 m par jour sur 500 m, avec un rendement moyen de 2.563 kg. Les galeries particulièrement soignées n'ont exigé que peu de recarrages.

Le même chantier à l'est de la communication d'aérage, mais pris en deux tailles, a eu un rendement de 1.891 kg, malgré une ouverture moyenne de 0,69 m et une puissance en charbon de 0,60 m. Les deux chantiers en grêle étaient desservis par le même transporteur métallique, ils étaient donc également grevés d'un moyen de ramener la production au niveau d'étage. Pour être exact, il faut dire que l'organisation ou plutôt le climat n'était pas le même dans les deux chantiers ; la longue taille, prise la dernière, avait suscité une émulation, un désir de réussir, une volonté de soigner les détails, aussi bien dans la maîtrise que chez les ingénieurs, qui ont contribué pour une large part au succès de l'expérience. Ce n'est pas l'avantage le moins important que l'état d'esprit que crée la longue taille.

A côté de la disparition des voies intermédiaires, la longue taille a aussi l'avantage de supprimer les moyens de ramener la production de ces voies au niveau d'étage. Voici une taille de 290 m de longueur, établie dans une couche de 0,80 m d'ouverture, avec 0,56 m de puissance en charbon, épontes résistantes, abatage au marteau-piqueur, évacuation par brin inférieur porteur, contrôle par fausses-voies minées au toit, avancement 1,80 m par jour.

La production était de 397 tonnes par jour. Le tableau I montre le personnel moyen occupé et le rendement moyen calculé sur plus de 6 mois : 2.690 kg. On a établi l'attelage qu'il aurait fallu si le chantier avait été déhouillé en deux tailles ; côté droit du tableau I. La voie intermédiaire et le plan incliné sont équipés de bandes transporteuses. Le rendement serait descendu à 2.046 kg. La longue taille a fait gagner 33,8 % sur l'effet utile. L'évacuation parce qu'elle est scindée demande 16 personnes en plus, le creusement des voies et le transport 20, et on n'a pas tenu compte des frais d'établissement de la galerie inclinée. Devant de tels chiffres, il n'y a pas à hésiter.

TABLEAU I.

Ouverture : 0,80 m Marteau-piqueur Brin inférieur porteur		Puissance en charbon : 0,56 m Fausses-voies Avancement : 1.80 m		Production : 397 t	
<i>Chantier Personnel</i>		Une taille de 290 m		2 tailles de 145 m	
Surveillants		7		12	+ 5
Abatteurs		59	64	59	+ 1
Hayeurs		5		6	
Evacuation		14		50	+ 16 *
Contrôle du toit		36		40	+ 4
Transport		10	27	16	
Creusement des voies		17		31	+ 20 *
		<hr/>		<hr/>	
		148		194	+ 46
Rendement		397		397	
		<hr/>		<hr/>	
		148		194	
		= 2.690 kg		= 2.046 kg	
		+ 33,8 %			

On aurait pu améliorer encore les résultats de l'exemple précédent en ramenant l'abatage à un poste, mais une concentration aussi poussée est moins souple et fait peu gagner, si l'on tient compte de ce que les transports restent attelés au poste qui suit celui de l'abatage pour achever l'évacuation des charbons ramassés.

La progression aurait pu être plus rapide encore, par exemple de 2,1 m par jour au lieu de 1,8 m. Cette progression aurait fait passer le rendement de 2.660 kg à 2.900 kg. Le tableau II indique l'évolution des indices et des rendements et montre encore l'influence des galeries et celle du personnel proposé au déplacement du matériel.

TABLEAU II.

Ouverture : 0,80 m Marteau-piqueur		Puissance en charbon : 0,56 m Fausses-voies		Brin inférieur	
Longueur de la taille		290 m		290 m	290 m
Production journalière		1,20 m		1,80 m	2,10 m
Avancement journalier		263 t		397 t	463 t
<i>Indices</i>					
Surveillants	2,67		1,74		1,56
Abatage	17,07		16,42		16
Evacuation	5,32		3,50		3
Contrôle du toit	12,96		8,89		7,90
Transport	3,80	7,98	2,49	6,73	2,12
Creusement des voies	4,18		4,24		4,19
		<hr/>		<hr/>	
Rendement	46,00		37,28		34,77
		2.180 kg		2.660 kg	
				+ 22 %	
				+ 33 %	

Les fortes progressions, que la mécanisation du creusement des galeries rend possibles, ont en plus l'avantage de réduire la durée des voies et donc leur entretien ou d'augmenter la longueur des panneaux si on pratique par recoupes. Les grands avancements ont en plus l'avantage d'améliorer la tenue du toit dans la taille, sauf cependant si l'on a affaire à des bancs raides qui risquent alors de donner des coups de charge.

L'équipement d'une taille n'est pas proportionnel à la longueur du front. Les têtes motrices, les convoyeurs de voie, les installations de remblayage, les monorails de transport des matériaux, les sous-stations et les câbles électriques sont indépendants de cette longueur. Ces dépenses, qui se chiffrent à plusieurs millions, se répètent d'autant moins souvent que les tailles sont plus longues. D'ailleurs, cette remarque est générale, les forts investissements

qu'exigent les installations modernes obligent à concentrer, que ce soit au jour ou au fond. Il faut concentrer dans le temps et dans l'espace. Il faut produire au maximum possible, en un poste et abattre la même production au second poste. C'est le seul moyen d'avoir le meilleur prix de revient avec les investissements les plus faibles. On ne conçoit plus qu'une taille qui a coûté 10 à 15 millions d'équipement reste deux postes en chômage, elle doit travailler deux postes en attendant que l'outillage en permette trois. C'est l'abatage continu qui est aujourd'hui possible grâce au panzer ripable et au soutènement métallique qui suit la progression du front. Souvent cependant, on préfère garder un poste libre pour assurer l'entretien du matériel et parer aux déficiences des autres postes.

Un autre avantage de la longue taille est de permettre de plus grandes hauteurs d'étage et ainsi de répéter moins souvent et d'amortir sur une plus forte production les grandes dépenses nécessaires pour installer le réseau des galeries.

Trois tailles de 250 m de longueur, dont une est prise en défoncement, permettent avec 15° de pente une hauteur de 195 m. Il reste à trouver les moyens de débloquer les niveaux intermédiaires, d'amener les matériaux et, objection sérieuse, de diminuer la perte de temps pour le personnel se rendant au chantier. Le descenseur hélicoïdal, qui ne casse pas autant le charbon qu'on pourrait le croire pour autant que les produits arrivent en masse, résout le problème. Les matériaux et le personnel sont amenés par cages en équipant le treuil du puits intérieur pour la translation. Les transporteurs métalliques remontent facilement les produits pris à l'aval.

Un autre avantage important de la longue taille progressant vite est de provoquer la concentration au quartier. Une telle taille ou parfois deux suffisent pour saturer le transport. Le découpage du gisement est ainsi facilité. On peut mieux observer la règle fondamentale d'exploiter les couches dans l'ordre descendant et éviter de devoir prendre des chantiers dans des couches superposées qui s'influencent l'un l'autre et rendent la tenue de leurs voies très difficile, sinon impossible. Les petites tailles conduisent fatalement à la dispersion. On réduit ainsi le nombre de quartiers, la longueur des travers-bancs et des galeries à entretenir et à équiper. Mais on augmente la concentration du courant d'air, ce qui peut être coûteux à cause des fortes pertes de charge, voire dangereux si le gisement est grisouteux. Cependant, on préfère souvent une concentration moins poussée, surtout si le gisement est mal connu, car on risque de placer tous les chantiers dans les mêmes conditions géologiques. Ils auront tous la même pente et les mêmes irrégularités, ils traverseront tous en même temps des « passes difficiles » à faible ren-

dement, en provoquant des variations sensibles de la production, souvent inadmissibles.

Il est inutile de revenir à l'énorme avantage de concentrer au siège en n'exploitant qu'un seul étage. On réduit fortement les frais fixes des services généraux et de l'extraction, les circuits d'aérage sont simplifiés. Il faut pour cela que l'étage soit assez riche pour pouvoir y développer la longueur de front nécessaire. Les longues tailles, en facilitant les grandes hauteurs d'étage, augmentent la richesse de l'étage. Toutefois, il faut déroger à cette règle et déhouiller plusieurs étages à la fois lorsqu'on a affaire à des étages pauvres, des étages de ramassage ou, comme c'est le cas dans le bassin de Liège, des étages qui ne contiennent qu'une seule couche, la n° 16 ou la Grande Veine d'Oupeye à l'est. Ces étages ne peuvent pas donner tout le tonnage du siège, il faut avoir la précaution de les prendre à temps pendant qu'on déhouille encore des étages capables de donner le complément de production.

Enfin, il reste la concentration dans la concession qui consiste à concentrer plusieurs petits sièges en un ou deux gros sièges. C'est la concentration la plus spectaculaire, celle dont on parle le plus, parce que plus accessible aux non avertis. La concentration en gros sièges permet une forte réduction des frais généraux et des frais fixes, non seulement parce qu'elle concentre les services, mais surtout parce qu'elle permet une modernisation très poussée des installations. On ne peut songer à automatiser l'extraction, à monter des installations de préparation des charbons complètes où le dernier grain est valorisé, à faire un atelier et des magasins centraux, sans concentrer la production en un siège important. Si l'esprit « petit patron » qui existait dans les petits sièges où tout le personnel était connu du directeur disparaît, cela a moins d'importance à l'heure actuelle, étant donné la diversité des nationalités et le nomadisme du personnel. La surveillance et la coordination dans les gros sièges sont rendues d'ailleurs plus efficaces par la présence sur place de la haute direction.

L'éloignement des chantiers n'est plus un handicap avec les moyens de transport qui permettent d'amener facilement le personnel à pied d'œuvre.

La ventilation pose parfois des problèmes difficiles. Il est vrai qu'il est possible de conserver les anciens puits pour l'aérage. Toutefois, le bénéfice de la concentration ne sera total que si on désaffecte complètement les anciens sièges en y rendant la surveillance de la ventilation automatique.

La concentration en gros sièges pose cependant des problèmes de gisement. S'il est simple de concentrer plusieurs sièges lorsqu'il s'agit d'exploiter un nouvel étage en profondeur et en gisement vierge, la situation se complique singulièrement dès qu'il

s'agit de raccorder aux nouveaux puits tous les étages existants et dont les niveaux sont le plus souvent situés à des profondeurs différentes. Bien des concentrations se sont soldées par des pertes de production. Il faut aussi qu'après l'achèvement de la concentration, qui demande des années, les réserves soient encore suffisantes pour amortir les frais énormes de premier établissement qu'exige la création d'un gros siège et la perte que représentent les installations existantes dont une partie n'a pas encore pu être amortie.

Reste enfin la grande concentration qui consiste à fusionner plusieurs entreprises entre elles. On peut alors mieux répartir les champs d'exploitation, bien que cette opération n'ait souvent d'influence qu'à longue échéance et porte plus sur l'exploitation rationnelle des réserves que sur la situation immédiate. De plus, une grosse entreprise a plus de ressources en hommes et en capitaux pour concentrer et rationaliser ses installations, pour exploiter des parties moins bonnes du gisement en même temps que de chantiers plus rentables, éventuellement pour maintenir en activité des sièges qui seuls ne seraient pas viables. Elle peut créer des bureaux d'études, des services spécialisés, des centres d'accueil et de formation, des magasins et des services centraux. On peut ainsi apporter à chaque problème des solutions scientifiques et rationnellement étudiées tout en réduisant les dépenses administratives.

Ce serait cependant une erreur de croire que la création de puissantes sociétés puisse sauver de l'abandon des exploitations dans des gisements pauvres ou difficiles. Par ailleurs, les avantages ne deviennent importants que si ces fusions s'accompagnent de concentrations techniques, opérations qui

demandent souvent beaucoup de temps et d'argent et qui dans de nombreux cas actuels apporteraient trop tard leurs effets.

Heureux ceux qui ont su réunir à temps un vaste champ d'exploitation pour ériger une grosse exploitation. Les voilà armés pour la lutte que se livrent entre eux les différents pays charbonniers.

Partant des tableaux des indices publiés par l'Administration des Mines, on a établi ce qu'un bon siège moyen du bassin de Liège produisant 750 tonnes par jour pouvait rendre en concentrant au chantier et en portant sa capacité à 1.500 tonnes.

Le tableau III montre les indices nouveaux et les prix de revient de la main-d'œuvre en partant de salaires et de charges sociales moyennes : 340 F plus 66 % pour le fond, 220 F plus 53 % pour la surface. Le rendement fond passe de 1.000 kg à 1.138 kg, simplement en concentrant au chantier par allongement des tailles. On n'a compté qu'un abaissement de l'indice chantier de 60 à 50, alors qu'on a vu plus haut que le rendement pouvait augmenter de plus de 30 %.

Le nombre de chantiers diminuant, l'indice des services généraux passe de 18 à 16. Les préparatoires auxquels sont ajoutés les travaux divers spéciaux restent inchangés à l'indice 15, indice qui paraît indispensable quelle que soit l'organisation, si l'on veut maintenir l'exploitation dans des limites de sécurité suffisante. On a ainsi gagné 67 F sur le prix de revient salaires. Le même siège, dont on aurait simplement doublé la production sans toucher à l'organisation des chantiers, verrait uniquement se réduire les indices des services généraux, de la surveillance et de la surface. On gagnerait 29 F au fond et 20 F à la surface. Si le même siège était concentré et organisé avec de longues tailles,

TABLEAU III.

	Siège non concentré		Concentration aux chantiers		Concentration au siège		Concentration au chantier et au siège	
<i>Production</i>	750 t		750 t		1.500 t		1.500 t	
<i>Ind. chantier</i>	60	1.663 kg	50	2.000 kg	60	1.663 kg	50	2.000 kg
Ser. génér.	18		16		14		12	
Préparatoires . . .	15		15		15		15	
Sur. + form.	7		7		6		6	
Fond	100	1.000	88	1.138	95	1.053	83	1.223
Surface	33		33		27		27	
Total	133	750	121	838	122	820	100	1.000
<i>Prix de revient</i>								
Fond	562 × 1.00 = 562 F		562 × 0.88 = 495 F		562 × 0.95 = 533 F		562 × 0.83 = 466 F	
Surface	337 × 0.33 = 111		337 × 0.33 = 111		337 × 0.27 = 91		337 × 0.27 = 91	
F + S	673		606		624		557	
<i>Gain</i>			67 F		49 F		116 F	

Le gain serait de 96 F au fond et 20 F en surface. Nous n'avons pas tenu compte des modifications apportées dans le prix de revient des consommations, de l'énergie et des frais généraux, l'accroissement des charges financières nécessaires pour concentrer, absorbant la plus grande partie de l'économie qu'on peut faire sur ces postes. Ainsi, la concentration à la concession rapporte moins que celle à la base de la production, la concentration au chantier. Sans être négligeable, un gain de 49 F — dont 20 F en surface — est insuffisant pour sauver la plupart de nos entreprises en difficulté. De plus, cette concentration demande, nous l'avons dit, beaucoup de temps et de capitaux qui, lorsque l'entreprise peut se les procurer, pèsent sur le prix de revient. La concentration au chantier et au fond est beaucoup plus rapide et demande peu d'investissements, il suffit d'allonger les tailles avec le matériel dont on dispose, il suffit de progresser plus vite. Il suffit de vouloir. Ceci n'implique d'ailleurs pas qu'il ne faut pas poursuivre en même temps une rationalisation au sommet.

Certes ce n'est pas en un jour qu'on organise de gros chantiers, qu'on forme le personnel et surtout la maîtrise nécessaire, qu'on acquiert cette discipline, cette mentalité de toujours tout prévoir pour ne jamais être pris au dépourvu. C'est ici qu'il faut travailler avec un esprit scientifique, mais c'est ici que la méthode donne le plus de satisfaction. Ce qui était écrit en 1947, reste vrai « La concentration dans la mine est un puissant facteur de rationalisation, mais c'est un facteur dont les effets sont d'autant plus faciles et souvent plus avantageux à obtenir que la concentration s'applique aux stades les plus bas de la production » et plus loin « D'ailleurs, seule, la réalisation de tailles à grosse production rend possibles les autres concentrations dont elle est le point de départ ».

Enfin, il reste une concentration dont on ne parle jamais parce qu'elle n'est pas l'œuvre des hommes. L'ouverture de la couche à laquelle s'ajoute la régularité, quoiqu'il ne s'agisse pas là de concentration. Chacun doit exploiter le gisement que la nature a mis à sa disposition et il faut bien reconnaître qu'elle n'a pas toujours été très généreuse. Or, quels que soient la science, l'expérience, la ténacité et le courage du mineur, rien ne vaut le fait d'avoir une couche riche à déhouiller.

Il ne faut pas galvauder un gisement, mais les temps ne sont plus où, pour faire durer une affaire, on exploitait les bonnes et les mauvaises couches. Il faut d'abord vivre. Il ne servirait à rien de trimer puis de mourir prématurément sous la pression de sources plus économiques d'énergie, en laissant de bonnes couches inexploitées qui auraient si bien fait l'affaire. Le devoir impératif de tout exploitant est d'abord de vivre ou de mettre son entreprise dans

les meilleures conditions pour survivre. D'ailleurs, les bons charbonnages ne sont-ils pas ceux qui ont un beau gisement ou qui ont eu une belle couche et en ont profité pour moderniser leur entreprise et l'ont rendue apte à supporter la situation lorsque les conditions sont devenues moins bonnes ? Ces charbonnages ont écrémé. Ils ont eu raison de le faire. Ce mot ne doit pas avoir le sens péjoratif qu'on lui donne habituellement, mais le signe d'une gestion prévoyante si l'on a su rester dans des limites raisonnables. D'ailleurs, le redressement spectaculaire de certains bassins est dû à une rationalisation faite avec un cartésianisme devant lequel nous devons nous incliner, mais dont un des actes le plus efficient fut d'abandonner l'exploitation des gisements pauvres et des couches non rentables. Cela s'est traduit d'ailleurs par une augmentation de 20 % de la puissance moyenne exploitée. Certes, l'exploitation des couches minces a fait des progrès, témoins les tentatives courageuses d'abatage par bélier que l'on fait dans le bassin de Liège (*), mais il restera toujours que le prix de revient et les investissements en matériel par m² déhouillé restent à peu près constants quelle que soit l'ouverture. Les charges à la tonne diminuent fortement lorsqu'augmente la puissance en charbon. Bien sûr, certaines couches minces sont plus rentables que d'autres plus puissantes parce qu'elles ont un charbon plus propre, présentant une meilleure granulométrie, qu'elles ont des épontes qui permettent un contrôle du toit peu onéreux et sont d'une grande régularité. Mais alors, il faut tenir compte de ce que le creusement, l'équipement et l'exploitation des galeries absorbent 35 % des dépenses et qu'il faut en réduire le nombre en allongeant les tailles. Nous revenons toujours au point de départ : concentrons à la base, à la taille.

L'industrie charbonnière se trouve confrontée aujourd'hui avec les problèmes les plus ardues ; ses dirigeants, par moment angoissés, ne perdent cependant pas courage, ils restent accrochés à leur industrie. Qu'ils n'oublient pas que, quel que soit le régime structurel des entreprises, ne subsisteront que celles qui sont viables par elles-mêmes. Ils ne doivent compter sur l'aide de personne, mais uniquement sur eux-mêmes. C'est un problème de prix, certes, mais les prix ne monteront que s'il y a pénurie de source d'énergie et le contraire se dessine plutôt pour l'avenir. C'est donc en fin de compte un problème de prix de revient, un problème technique. C'est l'ingénieur qui le résoudra et non l'économiste. Il faut avoir foi dans un moyen puissant, dans la concentration au départ, dans l'allongement des fronts et dans la sélection des couches.

(*) Bonnier.

Les anneaux pour suspensions de cages de mines et pour appareils de levage

Calcul - Réception - Normalisation

F. MERCX,

I.C.C. A.I.Br., Directeur de l'A.I.B.,
Chargé du cours de Sécurité et d'Hygiène industrielles,
Université du Travail Paul Pastur de Charleroi.

SAMENVATTING

Aan de ringen gebruikt voor de hefwerktuigen moet een even grote aandacht besteed worden als aan de hefwerktuigen zelf.

De meest geschikte materialen zijn stalen met hoge lasbaarheid — indien de fabricatie berust op een lasprocédé — en zonder neiging tot verouderen — hetzij de fabricatie berust op smeden zonder las of door lassing.

Naar gelang de constructiemethoden kan men volgende staalsoorten gebruiken : B 34 m, 37 m HS en 42 m HS ; C 25, 30 m, 35 m, 40 m ; Mn 315 en MnMo 415 met bepaalde kwaliteitscoëfficiënt.

De spanningen die in aanmerking moeten genomen worden bij de berekening van de ijzerdoormeter, zijn degene die overeenstemmen met de onderste grenzen der gebruikte staalsoorten voor de gesmede ringen. Bij gelaste ringen worden ze verminderd met 15 %.

De veiligheidscoëfficiënten zijn reglementair bepaald op 10 voor de mijnen door art. 25 van het koninklijk besluit van 10 december 1919 over de toegangswegen, schachten en het personenverkeer in de schachten, en op 1/5 van de belasting die de breuk veroorzaakt of een zulkdanige vervorming dat de breuk niet kan bereikt worden of op 1/2 van de belasting die een blijvende vervorming veroorzaakt (dit komt overeen met de coëfficiënt 5 t.o.v. de breuklast) voor de hefwerktuigen aan boord van de vaartuigen en schepen (K.B. van 12 december 1957 over de maritieme inspectie - art. 25). Voor de overige gevallen bestaat geen enkel officieel voorschrift. De ervaring toont dat het oordeelkundig is de coëfficiënt 4,2 aan te nemen voor de industriële inrichtingen behalve voor de behandeling van gevaarlijke vloeistoffen of gesmolten materialen, waarbij de coëfficiënt 5 zich verrechtvaardigt.

De fabricatiemethodes zijn : smeden zonder las, handsmeden, elektrische stuiklas, elektrische vonklas en elektrische las met aangebracht materiaal.

De basisformule aangenomen door de V.B.N. (A.I.B.) is :

$$d = \sqrt[3]{\frac{5 \times Q \times D}{R}} \text{ of } A = \frac{d^3 \times R}{5 \times D}$$

waarin d de ijzerdoormeter, Q de draaglast, D de inwendige doormeter van de ring, R de breukspanning van het metaal (verminderd op 0,85 bij lassing) voorstellen.

De veiligheidscoëfficiënt is 10.

Voor een veiligheidscoëfficiënt K heeft men :

$$d = \sqrt[3]{\frac{5 \times Q \times D}{R} \times \frac{K}{10}} \text{ of } Q = \frac{d^3 \times R}{5 \times D} \times \frac{10}{K}$$

Deze formule geeft praktisch identische afmetingen als deze aangenomen in de verschillende andere landen.

Het is gemakkelijk referentietabellen op te stellen.

Om zeker te zijn dat de ringen beantwoorden aan de optima voorwaarden voor hun gebruik dient men ze te receptionneren, t.t.z. de materiaalstocks te aanvaarden — bij lassing ook de elektroden en de lassers, een willekeurig gekozen ring op breuk beproeven en al de ringen beproeven op tweemaal de draaglast berekend uit de resultaten van de proeven op het materiaal.

Na de fabricatie ondergaan de ringen een thermische behandeling die periodisch moet vernieuwd worden voor degene die niet uit niet-verouderd staal zijn vervaardigd.

De normalisatie der ringen beantwoordt aan de huidige gedachtengang. Op de markt bestaan 27 doormeters van staven.

In plaats van de doormeters te berekenen volgens de draaglasten, bepaalt men deze laatste volgens de bestaande doormeters.

Bovendien heeft de V.B.N. (A.I.B.) de volgende betrekking tussen de ijzerdoormeter en de inwendige ringdoormeter aangenomen :

$$3 d \leq D \leq 10 d$$

evenals regels om de door berekening gevonden draaglasten af te ronden.

RESUME

Les anneaux utilisés pour les manutentions doivent faire l'objet d'une attention aussi grande que les engins de levage.

Les matières les mieux appropriées sont les aciers à haute soudabilité — lorsque la fabrication est basée sur un procédé de soudure — et non vieillissables — que la fabrication ait lieu par forgeage sans soudure ou par soudure.

Suivant les méthodes de construction, les aciers à utiliser sont : B 34 m, 37 m HS et 42 m HS ; C 25, 30 m, 35 m, 40 m ; Mn 315 et MnMo 415 avec coefficient de qualité défini.

Les tensions à prendre en considération, lors du calcul d'établissement du Ø de fer, sont celles correspondant aux limites inférieures des catégories d'acier envisagées, pour les anneaux forgés, donc sans soudure. Ces limites sont abaissées de 15 % lorsqu'il y a soudure.

Les coefficients de sécurité sont fixés réglementairement à 10 par l'Art. 23 de l'Arrêté Royal du 10 décembre 1910 sur les voies d'accès, les puits et la circulation du personnel dans les puits — pour les mines — au 1/5 de la charge provoquant la rupture ou une déformation telle que l'essai jusqu'à rupture n'est plus possible ou à la 1/2 de la charge provoquant une déformation permanente (ceci équivaut à la valeur 5 sur la tension de rupture) — pour les appareils de levage à bord des navires et bateaux (Arrêté Royal du 12 décembre 1957 portant règlement sur l'inspection maritime, art. 25). Pour les autres cas, il n'y a aucune prescription officielle. L'expérience a montré qu'il est judicieux d'admettre 4,2 pour les anneaux utilisés dans les établissements industriels, sauf s'il y a manutention de liquides dangereux ou de matières en fusion, cas dans lesquels le coefficient de 5 se justifie.

Les modes de fabrication sont : forgeage sans soudure, forgeage à la main, soudure électrique par rapprochement, soudure par étincelage, soudure électrique par apport de métal.

La formule de base adoptée par l'A.I.B. est

$$d = \sqrt[3]{\frac{5 \times Q \times D}{R}} \text{ ou } Q = \frac{d^3 \times R}{5 \times D}$$

dans laquelle d représente le diamètre de fer ; Q, la charge portante ; D, le diamètre intérieur de l'anneau ; R, la tension de rupture du métal (réduite à 0,85 en cas de soudure).

Le coefficient de sécurité est de 10.

Pour un coefficient de sécurité K, on a :

$$d = \sqrt[3]{\frac{5 \times Q \times D}{R} \times \frac{K}{10}} \text{ ou } Q = \frac{d^3 \times R}{5 \times D} \times \frac{10}{K}$$

Cette formule donne des résultats pratiquement identiques aux dimensions admises dans divers pays. Il est aisé d'établir des tableaux de référence.

Pour être certain que les anneaux répondent aux conditions optima pour leur emploi, il faut les réceptionner, c'est-à-dire agréer les stocks de matière et, dans le cas de soudure, agréer les électrodes et les soudeurs ; essayer à rupture un anneau choisi au hasard ; mettre en tension, à deux fois la charge portante calculée suivant les résultats des essais sur matière, tous les anneaux.

Après fabrication, les anneaux subissent un traitement thermique qui sera renouvelé périodiquement pour ceux qui ne sont pas fabriqués en acier non vieillissable.

La normalisation des anneaux est conforme aux idées actuelles. Il existe, sur le marché, 27 diamètres de barres.

Au lieu de calculer les diamètres d'après les charges portantes, on détermine les secondes suivant le diamètre des barres existantes.

De plus, l'A.I.B. a admis, entre le \varnothing de fer d et le \varnothing intérieur D , la relation :

$$3 d \leq D \leq 10 d$$

et des règles en vue d'arrondir les charges portantes trouvées par calcul.

Sommaire.

1. Avant-propos.
2. Matière employée.
3. Tensions unitaires à prendre en considération pour le calcul.
4. Coefficient de sécurité.
5. Fabrication des anneaux.
6. Calcul des anneaux.
7. Réception des anneaux.
8. Traitement thermique.
9. Normalisation.

1. Avant-propos.

Les anneaux de levage sont parfois employés isolément, mais ils font, dans la majorité des cas, partie d'un ensemble comprenant des mailles de chaînes ordinaires, mailles de raccord, crochets.

En service, ce complexe est soumis à des chocs et à des efforts répétés. La conséquence, lorsque les pièces sont choisies sans discernement, en est une fatigue exagérée des éléments. Pour éviter des ruptures inopinées, il faudra procéder, en service, au traitement thermique. Ce dernier devra être effectué à temps.

Ce fait constitue, en lui-même, une sujétion à laquelle s'ajoute celle que toutes les pièces doivent être constituées d'un même métal, car il n'est pas possible de les séparer les unes des autres au moment du traitement thermique périodique.

Avant de passer commande d'éléments composés d'anneaux, olives, mailles et crochets unis intimement, il faut tenir compte de ces considérations et accorder au complexe l'attention que l'on apporte aux appareils de grand volume.

En principe, il faut employer le même métal pour la confection des anneaux, mailles, olives, crochets, faisant partie d'un complexe, afin que le traitement

thermique appliqué à l'ensemble convienne à ses divers éléments. Ce principe, d'une pure logique, doit être rappelé car il est trop souvent négligé. Il est recommandé de faire appel à des matériaux insensibles au vieillissement.

Il est bien entendu que le fait de citer des matériaux n'implique pas une exclusive vis-à-vis d'autres dont les qualités et caractéristiques sont au moins équivalentes. Toute exclusive peut aller à l'encontre du progrès.

2. Matière employée.

2.1. Généralités.

Le choix de la matière à employer est conditionné par divers facteurs. Avant tout, la préoccupation de se libérer du souci du vieillissement et des traitements thermiques en service doit dominer le problème. Pour y arriver, il faut prescrire l'emploi d'aciers dits de qualité ou d'amélioration, présentant une bonne résistance au vieillissement.

En règle générale, on peut admettre n'importe quel acier d'amélioration qui a un coefficient de qualité au moins égal à 110.

2.2. Modes de fabrication.

Cette préoccupation vient s'ajouter à celle du mode de fabrication. Il est, en effet, possible de fabriquer les anneaux suivant cinq méthodes (voir chapitre 5. Fabrication des anneaux) :

- 2.2.1. Le forgeage sans soudure.
- 2.2.2. Le forgeage à la main.
- 2.2.3. La soudure électrique par rapprochement.
- 2.2.4. La soudure par étincelage.
- 2.2.5. La soudure électrique par apport de métal.

2.2.1. Anneaux forgés ou estampés sans soudure.

Pour les anneaux forgés ou estampés, on peut utiliser l'un des aciers figurant dans le tableau I.

TABEAU I.

Désignation abrégée de l'acier	Tension de rupture kg/mm ²
B 34 m	34 - 42
B 37 m HS	37 - 45
B 42 m HS	42 - 50
C 25	47 - 55
C 30 m	55 - 65
C 35 m	60 - 70
C 40 m	70 - 80
Mn 315	75 - 80
Mn Mo 415 z	85 - 95

— Le coefficient de qualité est :

$$R + 2,5 A' = 110 \text{ ou}$$

$$R + 2,2 A'' = 110.$$

A' est l'allongement mesuré sur une distance, entre repères, de $8,16 \sqrt{S_0}$;

A'' est l'allongement mesuré sur une distance, entre repères, de $5,65 \sqrt{S_0}$.

— A l'état vieilli, les aciers garantis non vieillissables doivent donner une résilience de 6 kgm/cm², suivant la méthode décrite dans la norme NBN 253.21.

— A basse température (à partir de -14°C), leur résilience ne peut être inférieure à 5 kgm/cm².

Si des essais de résilience à basse température n'ont pas été effectués lors de la réception de la matière ou des anneaux, il y a lieu de diminuer la charge de service de ces derniers, pendant la période de grands froids : de 25 %, pour une température comprise entre 0°C et -14°C ; de 50 %, pour les températures plus basses que -14°C .

Remarque. — Pour les anneaux utilisés à bord des navires et bateaux, il y a lieu de tenir compte des exigences du chapitre VI, — chaînes et leurs accessoires, — annexe XII de l'Arrêté Royal du 12 décembre 1957 portant règlement sur l'inspection maritime (voir Moniteur Belge du 20 décembre 1957, pages 9061 et 9062).

2.2.2. Anneaux forgés à la main.

Les qualités de soudabilité viennent s'ajouter à la résistance au vieillissement.

Les aciers à employer sont ceux désignés B 34 m, B 37 m HS par la norme NBN 253.11. Ils figurent au tableau I.

N.B. — Si l'on fait abstraction de la résistance au vieillissement et si l'on considère que la soudabilité constitue la préoccupation primordiale, le

choix peut se porter sur l'acier B 34 k, le fer de Suède ou le fer puddlé. Ces matériaux sont susceptibles de vieillissement et doivent donc subir, en service, un recuit périodique.

Il se peut que le fabricant prescrive un traitement thermique spécial. Dans ce cas, il faut s'y conformer strictement.

2.2.3. Anneaux soudés électriquement par rapprochement.

Les aciers recommandés sont ceux dénommés : B 34 k, B 34 m, B 37 k, B 37 m et B 42 m, dont les caractéristiques figurent dans la norme NBN 253.11.

2.2.4. Anneaux soudés par étincelage.

Mêmes aciers que pour les anneaux soudés électriquement par rapprochement (2.2.3.).

2.2.5. Anneaux soudés électriquement par apport de métal.

Les aciers qui peuvent être utilisés sont mentionnés au tableau I : B 37 m HS et B 42 m HS.

N.B. — Les nuances d'acier SC (soudabilité courante) peuvent être utilisées pour les anneaux dont le diamètre de fer est inférieur à 11 mm et qui ne sont jamais soumis au froid.

3. Tension R à prendre en considération pour le calcul.

Les tensions R à prendre en considération pour le calcul des anneaux varient suivant la nature du métal utilisé et le mode d'élaboration.

3.1. Anneaux forgés ou estampés sans soudure.

Lorsque les anneaux sont forgés sans soudure, il n'y a en principe aucun point faible ; dès lors, on peut prendre en considération la charge de rupture unitaire du métal (limite inférieure de la catégorie).

3.2. Anneaux forgés à la main.

La soudure des anneaux forgés à la main constitue en point faible. L'expérience a montré qu'il fallait compter avec une perte de 15 %.

De ce fait, la tension du métal, dont il y a lieu de tenir compte pour les calculs, doit être diminuée. Il y a lieu d'adopter les valeurs ci-après :

Acier B 34 m : 28 kg/mm²

Acier B 37 m HS : 31 kg/mm²

3.3. Anneaux soudés électriquement par rapprochement.

Les charges de rupture à prendre en considération sont données ci-dessous :

Aciers B 34 k et B 34 m : 28 kg/mm²

Aciers B 37 k et B 37 m : 31 kg/mm²

Acier B 42 m : 35 kg/mm²

3.4. Anneaux soudés par étincelage.

Les considérations relatives aux anneaux soudés électriquement par rapprochement sont valables (voir 3.3.).

3.5. Anneaux soudés électriquement par apport de métal.

Lorsque les anneaux sont soudés électriquement par apport de métal, la tension qui doit être prise en considération est donnée au paragraphe 3.3, à condition d'adopter la méthode de fabrication décrite par la notice 426/Ch. 4. — Chaînes de levage. Quelques conseils pour les réparations à l'arc électrique avec métal d'apport. — Il faut également que les électrodes et les soudeurs aient été agréés, suivant les prescriptions données par ladite notice.

4. Coefficient de sécurité.

4.1. Pour les mines.

Le coefficient de sécurité, imposé par l'Art. 23 de l'Arrêté Royal du 10 décembre 1910, sur les voies d'accès, les puits et la circulation du personnel dans les puits, est de 10.

4.2. Pour l'industrie.

Aucun règlement ne prescrit le coefficient de sécurité applicable aux anneaux utilisés dans les établissements industriels.

Il semble raisonnable d'adopter 4.2, dans les cas ordinaires, quel que soit le processus d'élaboration, les tensions R qui figurent dans les formules de calcul (voir chapitre 6) étant données au chapitre 3.

Lorsqu'il y a manutention de métaux en fusion ou de liquides agressifs tels que les acides, par exemple, le coefficient de sécurité doit être augmenté et porté à 5.

4.3. Pour les appareils de levage à bord des navires et bateaux.

L'Arrêté Royal du 12 décembre 1957 portant règlement sur l'inspection maritime (Moniteur Belge du 20 décembre 1957, p. 8909) stipule :

« Art. 25 (p. 9062). — La charge de service des accessoires de chaînes considérés comme tels ou

comme partie intégrante de chaînes peut au plus être égale :

a) au cinquième de la charge provoquant la rupture ou provoquant une déformation telle que l'essai jusqu'à rupture n'est plus possible, et

b) à la moitié de la charge provoquant une déformation permanente. »

Pratiquement, le coefficient de sécurité est de 5.

5. Fabrication des anneaux.

5.1. Modes de fabrication.

Les anneaux peuvent être fabriqués, comme dit précédemment, suivant cinq méthodes :

5.1.1. Forgeage sans soudure.

5.1.2. Forgeage à la main.

5.1.3. Soudure électrique par rapprochement.

5.1.4. Soudure par étincelage.

5.1.5. Soudure électrique par apport de métal.

5.1.1. Forgeage sans soudure.

L'anneau est tiré d'un bloc et ne possède pas de soudure, donc pas de point particulièrement faible.

Dans le calcul des dimensions, on peut introduire, sans commettre d'erreur au point de vue de la sécurité, la charge de rupture unitaire du métal.

5.1.2. Forgeage à la main.

L'anneau est constitué d'un bout de métal, recourbé à chaud. Les deux extrémités sont soudées par martelage. Ce dernier doit prendre fin quand la teinte de l'acier devient rouge sombre.

Le recouvrement des amorces vaudra au moins 2,5 fois le diamètre du rond. Le diamètre de cette partie sera égal à celui de la barre utilisée et absolument régulier.

Il y a une soudure à chaud — donc un point faible — dans l'anneau ; c'est pourquoi les charges de rupture unitaires à considérer, pour la pièce terminée, sont celles renseignées sous 3.2.

5.1.3. Soudure électrique par rapprochement.

La fabrication est identique à celle des mailles des chaînes.

La soudure sera parfaitement réalisée, ne pourra présenter aucune défectuosité et le diamètre de fer, dans cette partie, ne pourra être inférieur à celui de la barre employée.

5.1.4. Soudure par étincelage.

Voir ce qui est dit au 5.1.3. ci-dessus.

5.1.5. Soudure électrique par apport de métal.

Procédé à suivre.

La méthode est la même que dans le cas d'une maille de chaîne, c'est-à-dire que les recommandations ci-après s'imposent :

a) Employer des aciers de toute première qualité possédant le degré de haute soudabilité répondant à la norme NBN 253.21.

b) Préparer la maille comme indiqué par la figure 1, c'est-à-dire faire un x dont les vides seront ensuite remplis par la soudure.

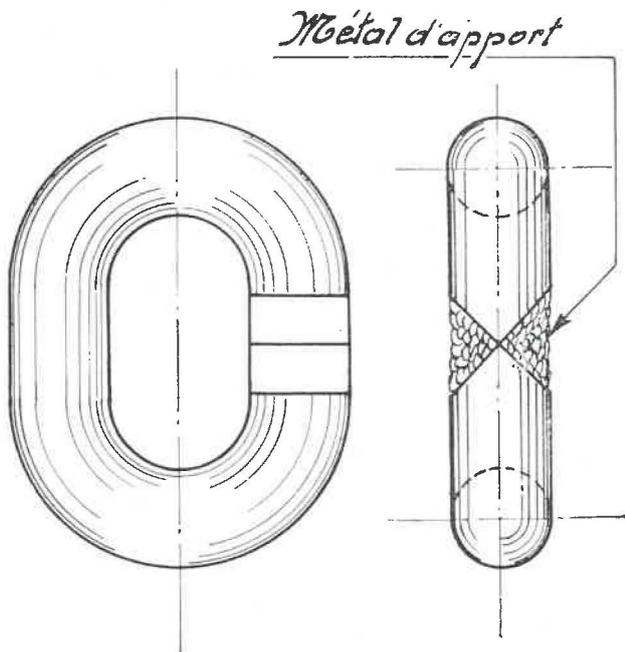


Fig. 1

Les détails d'exécution sont donnés par les diverses vues de la figure 2.

Il faut d'abord pointer les deux bouts, comme le montre la vue n° 1, et ensuite chanfreiner au chalumeau le côté opposé au pointage.

La coupe au chalumeau est alors nettoyée et reçoit à sa racine un premier cordon de soudure (vue n° 2).

Ceci fait, on chanfreine, au chalumeau, le côté qui fut primitivement pointé, jusqu'à la naissance du cordon de soudure existant (vue n° 3).

On nettoie ce nouveau chanfrein, puis on procède au dépôt des diverses passes de soudure alternativement d'un côté et de l'autre des chanfreins.

La soudure terminée et le rond coupé en long, on obtient, par attaque macrographique, la coupe représentée par la vue n° 4 qui doit montrer un joint de forme correcte.

D'autres modes de préparation peuvent être envisagés, pourvu qu'ils conduisent à un joint soudé sans défaut et de réalisation facile. Il y a toujours lieu de prévoir un diamètre de fer supérieur de un millimètre à celui des mailles.

c) Plier la barre à chaud et normaliser ensuite avant de procéder à la soudure.

d) Utiliser des électrodes parfaitement adaptées au métal de base.

e) Confier cette opération à des soudeurs ayant fait la preuve de leurs capacités.

f) La soudure doit être exempte de surépaisseur de soudure et surtout de morsures ; il convient donc de meuler et de limer cette surépaisseur et de bien s'assurer de l'absence de morsures.

g) Dans ces conditions, la charge de rupture unitaire du métal de base sert à la détermination des dimensions.

6. Calcul des anneaux.

Remarque importante.

Pour l'établissement des dimensions des anneaux, la charge de rupture unitaire à considérer est la limite inférieure de la catégorie à laquelle le métal appartient.

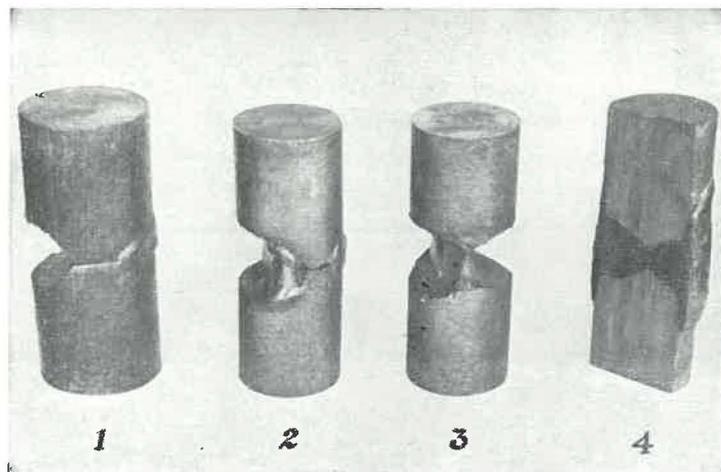


Fig. 2

Exemple : Pour l'acier B 37 m HS - (37 - 45 kg/mm²) il faut prendre 37 kg/mm².

6.1. Formule générale.

Les difficultés que rencontre l'établissement d'une formule permettant de calculer facilement et correctement les dimensions des anneaux ont conduit l'A.I.B. à concilier la théorie et les résultats des essais, en respectant les coefficients de sécurité éventuellement imposés et en tenant compte des progrès réalisés dans la fabrication d'aciers mieux adaptés au mode d'utilisation des pièces et des améliorations apportées aux traitements thermiques.

La formule adoptée par l'A.I.B. est, pour un coefficient de sécurité de 10 :

$$d = \sqrt[3]{\frac{5 \times Q \times D}{R}} \text{ ou } Q = \frac{d^3 \times R}{5 \times D}$$

dans laquelle d représente le diamètre de fer ; Q, la charge admise ; D, le diamètre intérieur de l'anneau ; R, la tension de rupture du métal qui est réduite à 0,85 lorsqu'il s'agit d'anneaux soudés.

$$d = \sqrt[3]{\frac{5 \times Q \times D}{R}} \times \frac{K}{10} \text{ ou } Q = \frac{d^3 \times R}{5 \times D} \times \frac{10}{K} \quad (2)$$

Une comparaison avec les dimensions admises dans divers pays met en relief la pertinence des résultats obtenus par la formule A.I.B., les différences étant négligeables.

6.2. Formule applicable aux anneaux utilisés pour la translation des personnes, notamment dans les mines.

Comme dit au paragraphe 4.1, le coefficient de sécurité, pour les mines, doit être au minimum de 10. Il est aussi logique de l'adopter dans tous les cas où il y a translation ou suspension de personnes.

La formule (1), basée sur le coefficient de sécurité de 10, peut être utilisée :

$$d = \sqrt[3]{\frac{5 \times Q \times D}{R}} \text{ ou } Q = \frac{d^3 \times R}{5 \times D} \quad (1)$$

R est la charge de rupture unitaire du métal, en kg/mm², éventuellement réduite comme il est indiqué au chapitre 5.

Pour tenir compte de l'usure, il est courant d'augmenter le diamètre calculé (1 à 3 mm, selon les cas).

6.3. Formule applicable aux anneaux utilisés dans les entreprises autres que les mines, minière et carrières souterraines, et autres que ceux employés sur les navires et bateaux.

La formule utilisée pour calculer les anneaux de suspension des cages de mines tient compte du coefficient de sécurité de 10 qui est imposé.

Les règlements applicables aux établissements industriels sont muets à ce sujet. Comme les manipulations qui ont lieu dans les usines sont moins brutales que dans les mines, il est logique d'admettre des coefficients de sécurité inférieurs à 10 lorsque du personnel n'est pas transporté.

Pour le transport ou la suspension de personnel, il faut prendre 10.

La formule (1) peut être utilisée, à condition d'introduire le coefficient de sécurité 4,2.

Si K est le coefficient de sécurité adopté, la fraction qui se trouve sous le signe radical doit être réduite dans la proportion de K/10.

Dès lors, la formule devient :

6.4. Tableaux.

Il est aisé de constituer des tableaux donnant les dimensions des anneaux, à partir des formules (1) et (2). Leur nombre peut être réduit à deux.

Effectivement, il suffit de se baser sur les valeurs des formules (1) et (2), pour les anneaux soudés, en fer de Suède ou acier B 34, et de les affecter d'un coefficient correspondant au cas envisagé.

Lorsque les anneaux sont forgés ou estampés sans soudure, il faut réduire les diamètres de

$$\sqrt[3]{\frac{33}{28}} = 1,057 \text{ pour le fer de Suède ou les aciers B 34.}$$

Pour ce qui concerne les autres matériaux ferreux qui peuvent être utilisés, il faut tenir compte des indications ci-après :

Fer puddlé : Pratiquement, on peut admettre les mêmes valeurs que pour le fer de Suède.

Acier 34 k et 34 m : Pratiquement, on peut admettre les mêmes valeurs que pour le fer de Suède.

Acier 37 m HS : Les coefficients de réduction sont :

$$\sqrt[3]{\frac{37}{28}} = 1,096, \text{ pour les anneaux sans soudure,}$$

$$\sqrt[3]{\frac{31}{28}} = 1,034, \text{ pour les anneaux soudés.}$$

Acier 42 m HS : les coefficients de réduction sont :

$$\sqrt[3]{\frac{42}{28}} = 1,145, \text{ pour les anneaux sans soudure,}$$

$$\sqrt[3]{\frac{35}{28}} = 1,078, \text{ pour les anneaux soudés.}$$

Acier C 25 : les coefficients de réduction sont :

$$\sqrt[3]{\frac{47}{28}} = 1,186, \text{ pour les anneaux sans soudure,}$$

$$\sqrt[3]{\frac{40}{28}} = 1,127, \text{ pour les anneaux soudés.}$$

7. Réception des anneaux.

7.1. Généralités.

Une réception complète des anneaux, comportant des analyses et essais de matière, serait trop onéreuse si, comme c'est généralement le cas, les pièces étaient peu nombreuses.

Cependant, des vies humaines pouvant dépendre de la qualité d'un anneau, il est absolument nécessaire de connaître ses caractéristiques.

b) Essai de vieillissement (par voie d'écrasement), d'après NBN 117.57 : sur 3 éprouvettes. Les résultats de cet essai ne peuvent pas être inférieurs à 5 kgm/cm².

L'attention est spécialement attirée sur l'importance de cet essai. En conséquence, il est recommandé de le spécifier dans le bon de commande, en plus des caractéristiques normales qui définissent clairement la catégorie de l'acier.

c) Chaque fois que le constructeur ou l'atelier fournit un anneau, la personne responsable est tenue de joindre un certificat attestant que l'anneau provient d'un stock agréé.

7.2.2. Dans le cas où les barres approvisionnées sont peu nombreuses et ne justifient pas une réception, le fournisseur de l'anneau ou le chef du service qui a fabriqué l'anneau atteste la qualité du métal employé et certifie que l'élaboration a eu lieu suivant les règles.

7.3. Agrégation des électrodes.

Dans le cas de la soudure électrique par apport de métal, les électrodes adéquates doivent se trouver en magasin.

Pour déterminer les caractéristiques de ces électrodes, on confectionnera 3 soudures en X des barres de 16 à 20 mm Ø et 150 à 200 mm de longueur. Chaque éprouvette, avec soudure au milieu, aura donc une longueur totale de 300 à 400 mm.

Le fond du chanfrein sera repéré à l'aide d'un coup de pointe.

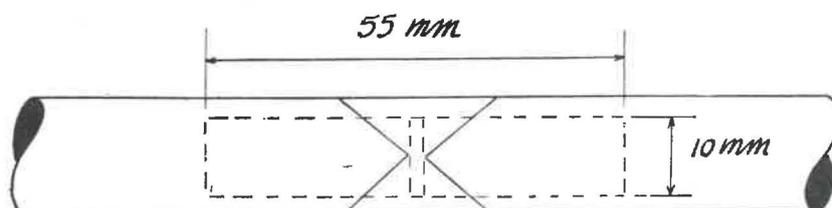


Fig. 3

7.2. Agrégation du stock des matières.

7.2.1. La difficulté peut être vaincue, dans le cas d'un constructeur qui fournit beaucoup d'anneaux ou d'un usager qui en emploie un grand nombre, en constituant un stock de matières et en le faisant agréer suivant les prescriptions de la présente note.

Les essais auxquels il convient de procéder sont détaillés ci-après.

a) Essai de traction NBN 117.01, sur une éprouvette, avec relevé des caractéristiques suivantes :

- limite d'élasticité ;
- charge de rupture unitaire ;
- allongement % après rupture ;
- coefficient de striction après rupture.

Des deux premières éprouvettes, on tirera deux éprouvettes de résilience Mesnager ayant l'entaille perpendiculaire au chanfrein (fig. 3).

La troisième éprouvette sera pliée à 180° sur un mandrin d'un diamètre égal à deux fois son diamètre (NBN 117.02). Après pliage, on ne peut apercevoir ni crique, ni fissure.

7.4. Agrégation périodique des soudeurs.

Tous les six mois, chaque soudeur devra satisfaire à des tests de capacité. Le soudeur confectionnera, en présence d'un contrôleur indépendant, une éprouvette comme dit en 7.3. La surépaisseur de métal sera enlevée en présence de ce contrôleur qui

vérifiera l'absence de défauts de surface tels que morsures.

Si des morsures sont découvertes, le soudeur pourra recommencer un nouveau bout d'essai.

Après avoir satisfait à l'examen visuel, ledit bout d'essai sera envoyé au laboratoire, où il sera soumis à l'essai de fatigue jusqu'à rupture. La cassure ne pourra montrer aucun défaut imputable au soudeur: collage, soufflure, inclusion, etc.

En cas d'échec, le soudeur aura la latitude de représenter un bout d'essai. Les résultats seront alors décisifs.

7.5. Essai sur anneaux terminés.

7.5.1. Mise en tension.

Après fabrication et avant d'être mis en service, les anneaux doivent subir un essai de mise en tension à deux fois la charge maximum de service pour laquelle ils sont admis.

Au cours de cette épreuve, il ne peut apparaître aucun défaut extérieur. Dès que la tension disparaît, il ne peut rester aucune déformation permanente.

7.5.2. Essai de rupture.

Lorsqu'un anneau est soumis à l'épreuve de rupture, il doit se redresser sans rupture et se briser sous la charge unitaire minimum de la catégorie d'acier dont il est tiré.

8. Traitement thermique.

8.1. Traitement thermique.

Les anneaux confectionnés en acier de qualité ou d'amélioration subissent un traitement thermique (ensemble d'opérations ou simple recuit), suivant les qualités de l'acier utilisé, quelle que soit la méthode d'élaboration.

8.2. En service

Pour les aciers recommandés au tableau 1, qui ne sont pas sujets au vieillissement, les conditions de service ne sont pas susceptibles d'amener le métal dans un état de fragilité dangereuse, même après un long service.

Il se peut cependant, qu'à la suite d'un écrouissage superficiel provoqué par le frottement du crochet, des mailles ou des pièces de liaison, on observe un durcissement de la pellicule superficielle du métal par écrouissage. Des criques peuvent apparaître en ces endroits, témoignant d'un écrouissage superficiel extrêmement sévère. Dans ce cas, il s'impose un meulage des criques suivi d'un examen électromagnétique pour s'assurer de la disparition totale des criques et de faire subir, à l'an-

neau, un traitement thermique identique à celui de fabrication.

On sera spécialement attentif aux indications ci-dessus dans le cas d'anneaux affectés aux manutentions dangereuses et pour ceux qui sont susceptibles de travailler par temps froid.

Cet ensemble d'opérations peut être très coûteux et dépasser le prix d'un anneau neuf. De plus, si le meulage est important, la charge de service doit être diminuée.

Dans bien des cas, il vaudra mieux remplacer l'anneau défectueux.

Les prescriptions réglementaires qui s'appliquent aux chaînes doivent également être observées pour les anneaux.

9. Normalisation des anneaux.

9.1. Le tableau dressé sur la base de la formule (1) mentionne 100 diamètres. Il y en a 82, par application de la formule (2).

Or, la norme NBN 369 signale 27 diamètres de barres mises sur le marché.

Pour être conformes aux idées de normalisation appliquées dans tous les domaines, nous sommes amenés à proposer de remplacer les diamètres ne répondant pas à ceux de la norme par des valeurs immédiatement supérieures de cette dernière.

Ceci correspond d'ailleurs à ce qui est fait en pratique. Ne possédant pas une barre au diamètre calculé, mais disposant d'un diamètre supérieur ou ne trouvant pas, sur le marché, la barre désirée, l'usager utilise un diamètre supérieur.

En fait, le diamètre intérieur des anneaux a déjà subi, de la part de l'A.I.B., une normalisation. Depuis plus de trente ans, ses tableaux font mention de valeurs variant de 60 à 400 mm. Celles-ci sont généralement admises.

De plus, les diamètres de fer (d) sont liés aux diamètres intérieurs par la relation $3d \leq D \leq 10d$.

9.2. Tableaux.

Il paraît plus pratique d'utiliser des tableaux renseignant, dans la première colonne, les diamètres de barre plutôt que les charges, et de renseigner les charges portantes correspondantes.

9.3. Formule.

Le point le plus délicat est le choix d'une formule qui soit admise par tous les techniciens d'un pays et par ceux des autres nations.

Dans ce domaine, il faut agir en toute objectivité.

Dès lors, il est logique d'admettre la formule ou les principes qui donnent le diamètre minimum, étant bien entendu que des essais ont permis de vérifier la sécurité des anneaux ainsi calculés.

Le chapitre 6 permet de conclure que la formule A.I.B. remplit les conditions précédentes.

9.4. Poinçonnage.

Le chapitre de la normalisation ne serait pas complet s'il ne contenait pas des indications au sujet de la règle à suivre pour l'arrondissement des valeurs trouvées pour les charges.

Nous pensons qu'il serait logique d'adopter la règle suivante, limitant les variations de charges au maximum de 1,5 % dans un sens ou dans l'autre.

Sont arrondies :

- à la dizaine inférieure, quand le chiffre significatif de droite est < 5 ,
- à la dizaine supérieure, quand le même chiffre est ≥ 5 :

les valeurs de 2.760 kg et moins ;

- à la dizaine inférieure, quand les deux chiffres significatifs de droite forment un nombre < 60 ,

- à la centaine supérieure, quand ce nombre est ≥ 60 ,

les valeurs comprises entre 2.761 et 4.000 kg :

- à la centaine inférieure, quand le nombre de deux chiffres ci-dessus est < 40 ,
- à la centaine supérieure, quand ce nombre est ≥ 40 ,

les valeurs comprises entre 4.001 et 30.600 kg :

- à la centaine inférieure, quand les trois chiffres significatifs de droite forment un nombre < 600 ,
- au mille supérieur, quand ce nombre est ≥ 600 ,

les valeurs comprises entre 30.601 et 40.400 kg :

- au mille inférieur, quand le nombre de 3 chiffres ci-dessus est < 400 .
- au mille supérieur, quand ce nombre est ≥ 400 ,

pour les valeurs supérieures à 40.400 kg.

Cette règle est valable pour tous les tableaux qui pourraient être dressés.

Réparation de puits sans arrêt de l'extraction

H. van DUYSE,
Ingénieur à Inichar.

Il existe une grande gamme de possibilités pour la remise en état d'un revêtement avarié. Si la maçonnerie ou le cuvelage détérioré se trouve dans un terrain non aquifère, on peut toujours en arrêtant partiellement l'extraction démolir le revêtement par tranches et le remplacer au fur et à mesure.

Dans un puits traversant des morts-terrains aquifères, il n'est possible de remplacer les cuvelages avariés qu'après congélation ou cimentation préalable ou par rabattement de la nappe aquifère ou même après battage d'un rideau de palplanches.

Il est toujours possible de garantir provisoirement un revêtement au moyen de corsets métalliques avec remplissage des vides par du béton et injection de ciment, mais ce procédé diminue la section utile du puits.

En Afrique du Sud, en Grande-Bretagne et dans beaucoup de pays, on a réussi à de très nombreuses reprises à arrêter complètement des venues d'eau importantes par le procédé de cimentation sans arrêter l'extraction.

Nous limitons cette note à la relation de trois réparations de revêtement au moyen d'un puits ou d'un touret creusé dans le terrain à proximité du revêtement avarié. Ces travaux sont exécutés sans arrêt de l'extraction. Le premier travail a été exécuté vers les années 1947 au charbonnage du Gosson, le deuxième en 1956 et 1957 au charbonnage André Dumont à Waterschei et le troisième en 1959 au siège de Tertre du Charbonnage du Hainaut.

Les deux travaux de réparation du Gosson et de Tertre sont effectués à partir d'accrochage dans le fond tandis qu'à Waterschei, la remise en état du cuvelage a dû être effectuée à partir de la surface dans des morts-terrains aquifères.

Ces trois travaux ont été exécutés avec plein succès.

1. Réparation du revêtement d'un puits d'entrée d'air du siège de Tertre du Charbonnage du Hainaut.

Les deux puits du siège de Tertre ont été foncés de 1930 à 1933. Ils ont 5,10 m de diamètre utile et une profondeur de 620 m pour le puits d'entrée d'air,

et 657 m pour le puits de retour d'air. Ce dernier puits est équipé de skips. La production journalière du siège est de 1.750 t.

Les deux puits ont été creusés jusqu'à profondeur

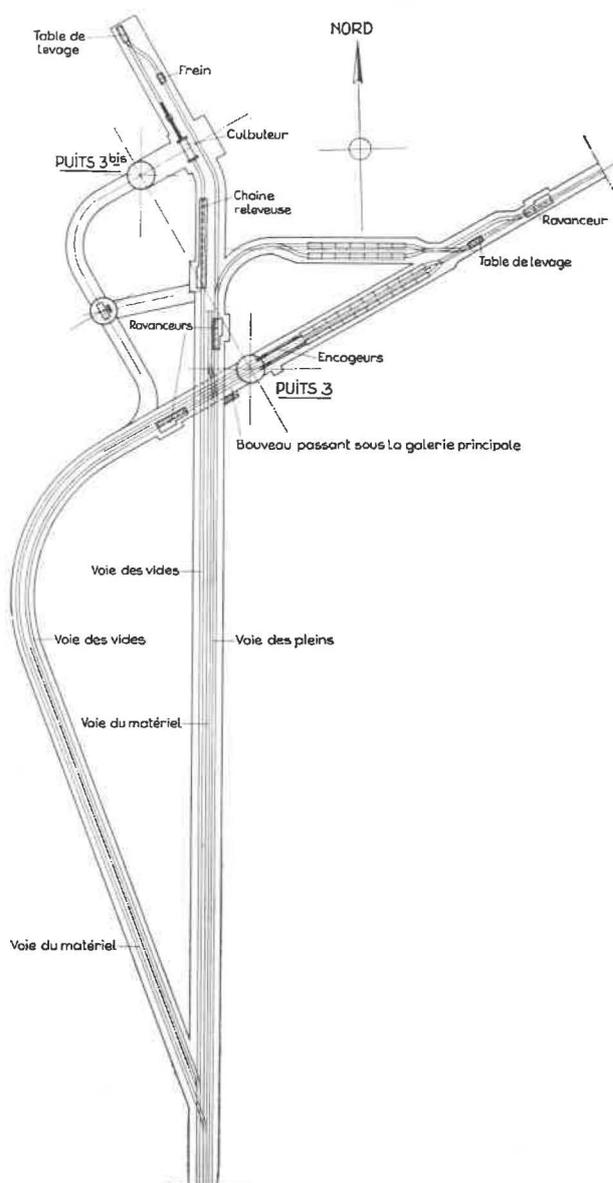


Fig. 1. — Réseau des bouevaux et des accrochages à proximité des 2 puits du siège de Tertre à l'étage de 607.

de 460 m suivant la méthode habituellement employée en ce temps, c'est-à-dire

creusement et revêtement provisoire et ensuite revêtement définitif en béton coulé derrière claveaux de béton servant de coffrage.

En dessous de l'étage 460 m jusqu'à 650 m le puits III^{bis} a été creusé en descendant et revêtu de claveaux suspendus, méthode imaginée et mise au point par M. Dardenne, Ingénieur principal à la Société Anonyme du Charbonnage du Hainaut.

Il y a trois niveaux d'accrochage : 460, 517 et 607.

Par suite de l'extraction du charbon par skips, tout un réseau de bouveaux et d'accrochages à deux niveaux superposés a été creusé à l'étage 607. Ces séries de galeries situées au voisinage du puits d'entrée d'air ont provoqué des dégâts importants au revêtement de ce dernier puits (fig. 1).

La figure 2 donne une coupe du puits d'entrée d'air. Le revêtement des 13 m du bougnou était en très mauvais état ; au-dessus de l'accrochage, les 6 premiers mètres étaient aussi en très mauvais état et les claveaux y étaient complètement fissurés, tandis que les 19 m suivants étaient en mauvais état

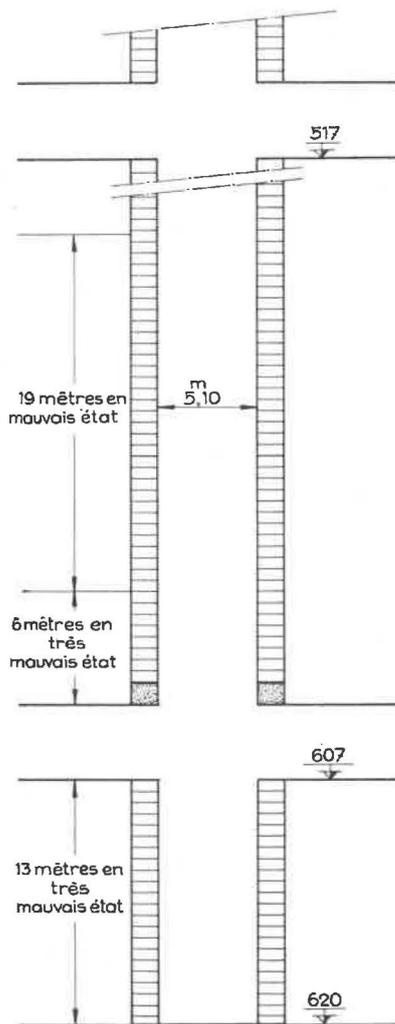


Fig. 2. — Dégâts causés au puits 3 d'entrée d'air au voisinage de l'accrochage de 607.

avec une ou deux fissures sur toute la hauteur de presque chaque claveau.

Il devenait nécessaire de remettre cette partie de puits en état, mais cette opération devait s'effectuer sans arrêter, ni gêner l'extraction.

On a commencé par la réparation du bougnou, opération beaucoup plus facile qui pouvait se faire sans gêner la translation des cages.

1.1. Réparation du revêtement du bougnou.

Les 13 m de puits ont été revêtus entièrement de croisures avec garnissage continu en planches et en madriers pour protéger les ouvriers pendant le travail et pour servir de coffrage au béton. Ces croisures calées contre le revêtement servent aussi à entretoiser les claveaux pour empêcher ceux-ci de tomber dans le vide sous-jacent (fig. 3).

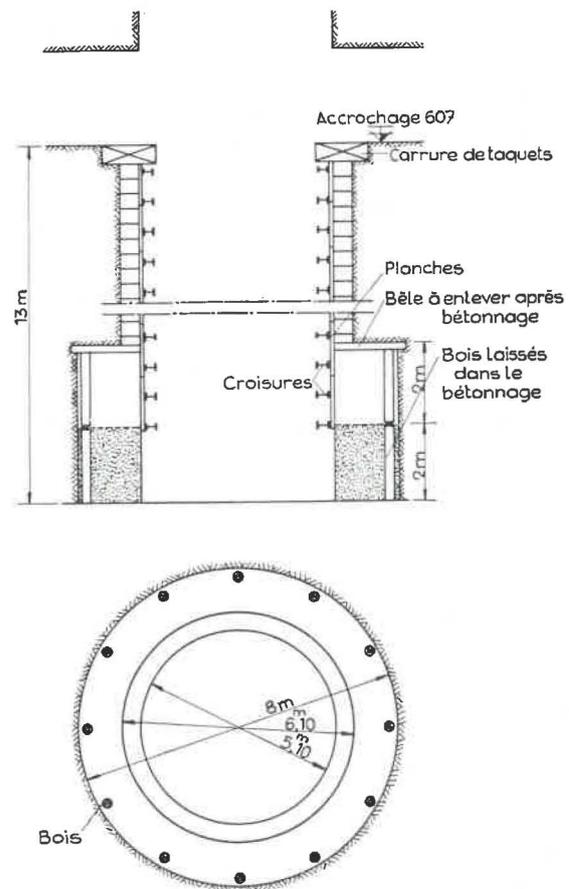


Fig. 3. — Remise en état du bougnou.

On travaille par brèches montantes de 2 m de hauteur. Sur tout le pourtour du puits on enlève les claveaux et les terres jusque 1 m de l'intrados. Ce vide est ensuite soigneusement bétonné. Après réparation de l'anneau de 2 m de hauteur, on opère de même pour les passes suivantes jusqu'à l'accrochage.

En principe, dans ce genre de travail, pour des raisons de sécurité et de facilité de travail (enlèvement des déblais) on s'établit dans la partie saine du puits. La première passe 619/617 est donc partie du fond du bougnou.

1.2. Au-dessus de l'accrochage de 607.

Des croisures ont été placées sur les 6 m de hauteur en très mauvais état. Ces cintres ont été garnis au moyen de planches jointives en chêne.

Pour maintenir l'extraction pendant les travaux, M. Dardenne a fait creuser un touret à une petite distance de la paroi extérieure du revêtement du puits pour permettre l'établissement d'une série de bagues en béton autour du revêtement avarié, pour former finalement un anneau en béton de près de 25 m de hauteur (fig. 4).

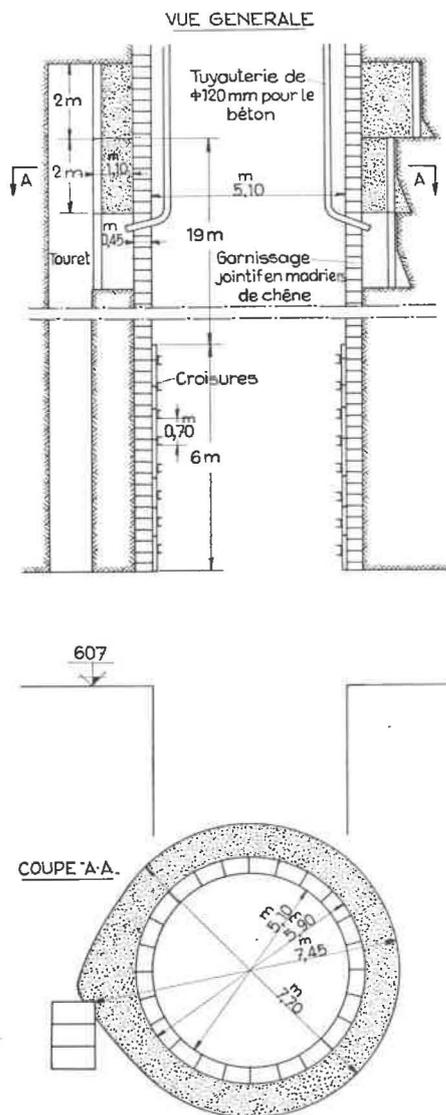


Fig. 4. — Remise en état du puits au-dessus de l'accrochage.

Le touret de 25 m de hauteur a été établi à 1 m du revêtement du puits ; sa section rectangulaire de 1 × 1,80 m est revêtue de poutrelles I de profil 10

placées avec l'âme horizontale pour pouvoir y glisser des madriers jointifs en chêne (fig. 5).

A la partie inférieure du touret, un plan incliné amène les déblais jusqu'à la trémie de chargement en berlines.

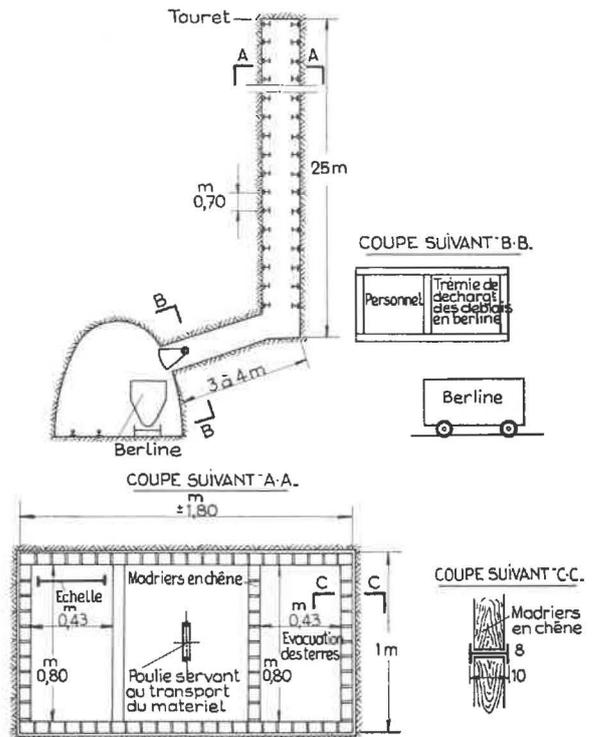


Fig. 5. — Creusement et revêtement du touret.

Le touret a été creusé en maintenant plein le compartiment des déblais. L'avancement moyen réalisé est de 0,80 m par poste de 2 hommes.

Il y a 3 compartiments : un pour les déblais, isolé des autres par une paroi continue en madriers, un pour la translation du personnel et un troisième pour le transport du matériel au moyen d'un câble passant sur une poulie fixée en haut du touret. Il n'y a pas de cloisons continues entre ces deux compartiments.

Pour garantir les ouvriers durant le creusement, ceux-ci creusaient tous les 2 à 3 m une communication jusqu'au puits permettant le passage d'un homme. Ces ouvertures servent aussi pour l'aéragé des travaux de creusement.

Après l'achèvement du touret, les ouvriers ont creusé à partir du sommet de celui-ci une galerie circulaire longeant les claveaux. Cette première galerie a 2 mètres de hauteur et 1,00 m de largeur. Elle est protégée d'un côté par les claveaux tandis que de l'autre côté, on place quelques bois. Cette première bague doit être bien garantie en couronne, tandis que les bagues sous-jacentes sont protégées au toit par le béton de la passe précédente. Le creusement est effectué par 2 ouvriers.

Après le creusement de l'anneau, celui-ci est rempli de béton déversé par une tuyauterie et préparé

à l'accrochage de 517. Cette tuyauterie se trouve à l'intérieur du puits et est terminée par un coude renforcé traversant la maçonnerie en claveaux. Pour que le béton se répande jusqu'au sommet de l'anneau, on coupe en coin le béton de la bague supérieure (fig. 6).

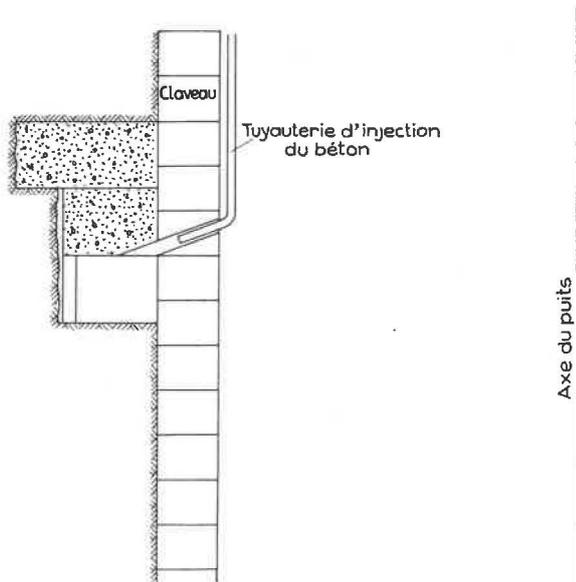


Fig. 6. — Tuyauterie d'injection du béton.

Il y a 2 tuyauteries d'injection diamétralement opposées. Pour permettre au béton de se répandre dans l'anneau jusqu'au sommet au moyen de ces 2 tuyauteries, il est injecté à l'état liquide. Le béton est composé de graviers 5/20 avec une teneur en ciment de 500 kg/m³ de béton.

Les bois du soutènement provisoire situés à plus de 0,70 m du revêtement sont laissés en place lors du bétonnage.

Pour augmenter la sécurité, le bas de chaque bague de 2 m de hauteur est évasé en patte d'éléphant pour prendre appui sur le terrain.

La bague supérieure a 1 m de largeur et les autres 0,80 m.

Pour solidariser les claveaux en mauvais état avec le béton, on place une série de fils de fer dans les fissures des claveaux.

Pour parfaire la réparation du puits, la paroi intérieure de celui-ci est rejointoyée au mortier les jours de chômage à mesure du bétonnage des bagues.

1.3. Prix de revient de la passe de 25 m au-dessus de l'accrochage (de 582 à 607),

1.3.1. Creusement du touret.

La hauteur de ce touret est de 25 m. Il a été creusé avec un avancement journalier de 1,75 m en

3 postes. Par poste le personnel comprend un ouvrier et un manoeuvre.

Salaires totaux :	31.543 F
Revêtement { cadres :	10.100 F
{ madriers :	5.600 F
	<hr/>
	47.043 F

Le prix moyen au mètre est de 1890 F.

1.3.2. Recarrage du puits.

Le creusement et le bétonnage sont effectués aux 3 postes avec un personnel de 2 ouvriers et 1 manoeuvre.

L'avancement moyen a atteint 0,31 m.

Salaires totaux :	208.864 F
Soutènement et revêtement :	88.962 F
(bois et béton)	<hr/>
	297.826 F

Le prix moyen du recarrage proprement dit est de 11.910 F.

1.3.3. Le coût total du creusement du touret et du recarrage proprement dit est de 344.869 F soit 13.800 F par mètre.

2. Réparation du puits n° 2 du siège Gosson en 1947(1).

Le puits n° 2 du siège Gosson a 1.000 m de profondeur. Par suite des travaux d'exploitation, trois très mauvais tronçons situés au voisinage immédiat des accrochages de 302, 348 et 650 m nécessitaient une réparation urgente. Le diamètre du puits était fortement réduit et la maçonnerie était déjà entamée à ces endroits.

Ce travail de réparation devait être effectué sans arrêter l'extraction qui avait lieu aux deux postes du matin et de l'après-midi.

Pour assurer une protection suffisante des ouvriers durant ce travail, il fut décidé de recarrer le puits de 3,90 m au diamètre normal de 5,10 m.

2.1. Recarrage de la passe voisine de l'étage de 302.

Avant d'entreprendre tout travail, la mauvaise passe de maçonnerie fut renforcée à l'intrados par des cadres circulaires T.H. de 21 kg avec garnissage jointif en bois et espacés de 0,90 m. Ces cadres en 4 pièces sont reliés par 8 tirants-porteurs en fer plat. Le cadre supérieur est ancré par chaînes à la bonne maçonnerie du puits.

Ce travail a été effectué au poste de nuit.

(1) Voir Annales des Mines de Belgique, septembre 1952, pp. 691/697.

2.1.1. Réparation des six mètres avariés sous l'accrochage.

Le petit puits auxiliaire de 1 m sur 2 m a été creusé tangentiellement au revêtement de la maçon-

nerie du puits jusqu'en bas de la mauvaise passe (fig. 7).

A partir de ce puits, une galerie circulaire de 1,80 m de hauteur et 1,30 m de largeur fut creusée avec soutènement en couronne par des bèles posées sur les cadres T.H. et de l'autre côté potelées dans le terrain ou reposant sur des étançons. L'ancienne maçonnerie est enlevée.

Après creusement de la galerie, on pose les claveaux en béton avec planchettes d'écrasement en chêne, de 4 cm d'épaisseur. Le vide entre les claveaux et le terrain ainsi que le puits auxiliaire sont bétonnés. Le travail est ainsi poursuivi en montant jusqu'à l'accrochage.

2.1.2. Recarrage de la section située au-dessus de l'accrochage.

Pour ce recarrage en montant, on n'a pas creusé de touret auxiliaire mais on a ménagé dans la partie élargie du puits, un compartiment entièrement isolé du puits par lequel s'effectuent l'évacuation des déblais et l'amenée du matériel.

2.2. Recarrage aux étages de 650 et 348 m.

A l'étage 650, le tronçon du puits à recarrer avait 20 m de hauteur dont 10 sous le niveau d'étage, tandis qu'à l'étage 348, il a fallu réparer 25 m de maçonnerie.

Le travail a été exécuté comme au voisinage de l'accrochage de 302.

Cependant, en vue de diminuer le vide derrière le revêtement définitif à l'endroit du puits auxiliaire, celui-ci a été creusé tangentiellement aux cadres de renfort. La section de ce petit puits s'inscrit ainsi presque entièrement dans le nouveau revêtement.

3. Remise en état d'un cuvelage au puits n° 2 du siège André Dumont à Waterschei.

Dans ce puits le cuvelage a été avarié entre 25 et 47 m de la surface.

Le travail de remise en ordre du puits a consisté à entourer la partie avariée du cuvelage d'une bague en béton armé de 30 m de hauteur. Ce travail a été exécuté à partir de deux puits de 55 m de profondeur après congélation du terrain. Ce travail est décrit dans la communication faite au Congrès de Londres sur le creusement de puits par M. Venter, directeur d'Inichar, et dont un résumé est donné dans ce numéro des Annales des Mines.

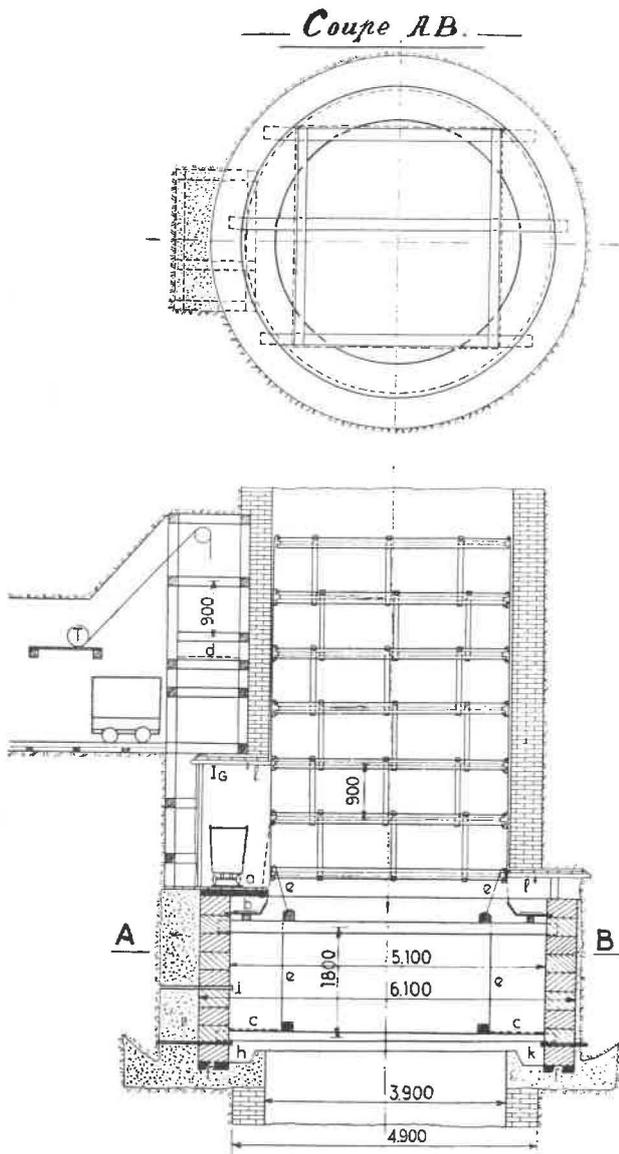


Fig. 7. — Recarrage sous l'accrochage du niveau de 302 m. Le dégagement se fait par un petit puits auxiliaire tangent au puits à recarrer.

- a Plancher de travail pour le recarrage.
- b Plancher de travail pour la pose des claveaux.
- c Plancher de sécurité.
- d Trappe pour basculer les bennes (bennes sur roues).
- e Cloisons de protection.
- f Taque d'assise.
- g Monorail pour le transport des marchandises.
- h Rigole pour la reprise des eaux.
- i Tuyaux pour injection de ciment.
- l Bèles posées sous l'ancien revêtement.
- t Treuil.

Matériel minier

Notes rassemblées par INICHAR

Grisomètre enregistreur électrique dérivé de l'appareil « URAS » (1)

Le grisomètre enregistreur utilisé dans les mines allemandes est dérivé de l'appareil « Uras » en service à la « Badische Anilin und Soda Fabrik » de Ludwigshafen. Il est basé sur l'absorption sélective du rayonnement infrarouge par les molécules gazeuses et donne les valeurs des teneurs en méthane sans analyse spectrale.

Il comprend une alimentation stabilisée de courant, un doseur à I. R., un amplificateur magnétique, un appareil enregistreur, une pompe rotative à palettes de circulation de gaz, un débitmètre de contrôle du courant de gaz (fig. 1).

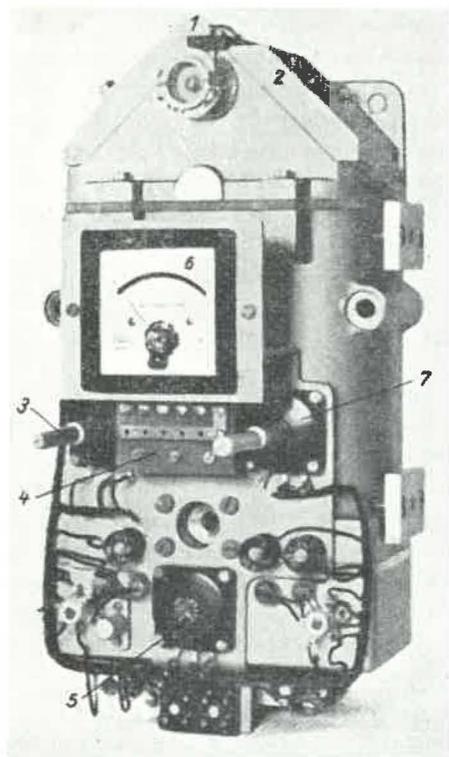


Fig. 1. — Système optique de l'appareil
1) Filament; 2) Miroir; 3) Réglage du zéro; 4) Appareil de correction due à la profondeur; 5) Réglage de la sensibilité; 6) Contrôle du courant de pont; 7) Résistance de réglage du courant de pont.

(1) Extrait de Glückauf, 13 septembre 1958, pp. 1355/1361.

L'appareil est robuste ; il est constitué uniquement d'éléments non sujets à usure. Il permet de transmettre avec certitude des signaux électriques à de grandes distances. Son temps de réponse propre est très faible.

Principe de fonctionnement du doseur à I.R. (fig. 2.)

Le filament I, chauffé électriquement jusqu'au rouge, émet dans deux directions un rayonnement infrarouge qui sera réfléchi par les deux miroirs 2 et 3 vers les chambres 4 et 5. Ce système assure une bonne symétrie optique. La chambre témoin 4 est remplie d'un gaz de comparaison invariable (air)

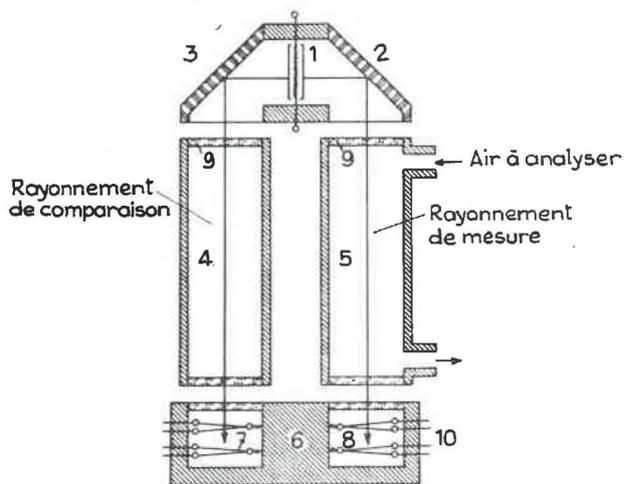


Fig. 2. — Vue schématique du système optique
1) Filament; 2 et 3) Miroirs; 4) Chambre témoin; 5) Chambre de mesure; 6) Récepteur; 7) Compartiment de comparaison; 8) Compartiment de mesure; 9) Fenêtres de quartz; 10) Résistances thermométriques.

qui n'absorbe nullement le rayonnement I.R. Dans la chambre de mesure 5, circule l'air du fond à analyser ; il en résulte que la quantité de lumière infrarouge qui la traverse varie avec la longueur d'ondes du méthane. L'indication sélective de l'appareil repose sur la particularité du récepteur 6 en aluminium dont les compartiments 7 et 8 sont remplis de méthane pur. Comme ils ne contiennent que du méthane pur, seul le rayonnement de la longueur

d'ondes du méthane est absorbé. Le compartiment 7 absorbe un rayonnement de comparaison constant et développe par suite une température constante.

La température du méthane contenu dans le compartiment 8 varie en fonction de l'intensité de l'absorption précédente du rayonnement dans la chambre 5. Les deux compartiments sont séparés par une paroi solide de manière à éviter qu'ils ne se mettent en équilibre thermique.

La différence de température entre 7 et 8 fournit ainsi une mesure de la teneur en méthane dans la chambre de mesure 5. La différence de température entre les 2 chambres sera mesurée par des résistances thermométriques (minces treillis de fil de platine enroulés sur cadres isolants) mises en circuit avec un pont de Wheatstone qui convertit les différences de température en différences de potentiel proportionnelles. Celles-ci sont amplifiées par un amplificateur magnétique dont la durée de vie est presque illimitée et qui est d'une grande insensibilité aux à-coups. Les mesures amplifiées sont notées par des appareils enregistreurs ou indicateurs qui sont étalonnés en teneurs de méthane.

Le doseur et l'appareillage électrique sont placés dans deux coffrets étanches distincts (fig. 3).

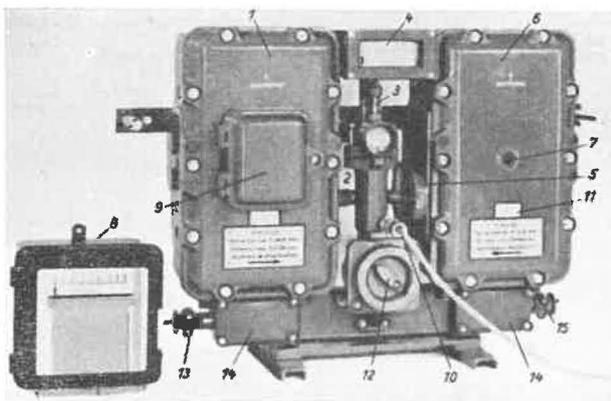


Fig. 3. — Vue d'ensemble des appareils prêts à être mis en service
1) Chambre émettrice; 2) Filtre fin; 3) Débitmètre; 4) Appareil de lecture; 5) Pompe de circulation du gaz; 6) Appareillage du réseau; 7) Lampe témoin; 8) Enregistreur; 9) Couvercle de protection de l'appareillage du pont; 10) Entrée du gaz; 11) Plaques signalétiques; 12) Conjoncteur - Disjoncteur; 13) Câble de raccordement de l'enregistreur; 14) Boîte de jonction; 15) Entrée du câble de raccordement au réseau.

L'appareil convient pour un domaine de mesure compris entre 0 et 5 % de CH₄. Il convient donc pour des valeurs relativement élevées de la teneur en CH₄. Il permet ainsi de connaître les pointes du dégagement de gaz et d'apprécier leur valeur.

Moyennant quelques perfectionnements techniques, les influences de la variation du zéro, de la sensibilité, de la température ambiante, de la tension et de la fréquence du réseau, du débit de gaz et de la présence de vapeur d'eau ou de CO₂, sont réduites à quelques centièmes de pourcent de CH₄.

Sécurité antigrisouteuse : Les méthanomètres à I. R. répondent aux prescriptions allemandes relatives au grisou. L'appareil a été soumis aux essais du Bergwerkschaftliche Versuchstrecke de Dortmund-Derne et autorisé sous le n° T, 4032.

Dimensions et poids du doseur seul : hauteur : 650 mm - largeur : 900 mm - Epaisseur : 280 mm - poids : 90 kg.

Grisoumètre déclencheur rapide auto-contrôlé (2) de M. A. Monomakhoff.

Le doseur G.I.D. 58 des Charbonnages de France comprend : un transformateur relié au réseau, un doseur à infrarouge, un appareil indicateur-déclencheur, une pompe de circulation de gaz, un débitmètre de surveillance du débit de gaz, un commutateur principal à 3 positions (arrêt, contrôle, marche), des relais d'asservissement. Le grisoumètre commande deux chaînes d'asservissement : une chaîne « Alarme » en cas de panne du doseur, qui actionne un signal acoustique, et une chaîne « Déclenchement » en cas de dépassement d'une teneur déterminée en grisou, qui actionne le déclenchement du courant sur un réseau électrique.

Le doseur à I. R., dont le principe résulte de l'absorption sélective du rayonnement I. R. par le méthane, a été choisi parce que son fonctionnement est permanent, rapide et automatique. En effet, aucune usure des organes n'apparaît du fait de la mesure ; le temps de réponse propre du doseur est de quelques dixièmes de seconde ; il est possible de rendre son fonctionnement auto-contrôlé, en lui faisant émettre un signal significatif de l'état de déséquilibre pré-réglé de l'organe détecteur en présence d'air pur.

Principe de fonctionnement du doseur à I. R. utilisé (fig. 4).

Deux spires émettrices de radiations I. R. (S₁ et S₂), chauffées électriquement au rouge sombre par une alimentation stabilisée, envoient leur rayonnement dans les chambres d'analyse A contenant le mélange à doser et de compensation C contenant de l'air pur. Ces rayonnements I. R. sont modulés en phase à 10 Hz par un obturateur rotatif V entraîné par un moteur synchrone M. Les chambres sont fermées par des fenêtres en fluorure de lithium, transparentes à l'I. R.

Après avoir traversé les chambres C et A, les rayonnements pénètrent dans les deux compartiments R₁ et R₂ du récepteur remplis de méthane pur. Ces deux compartiments sont séparés par une mince membrane métallique Al, disposée à quelques

(2) Extrait de la « Revue de l'Industrie Minérale », n° 4, 1959, pp. 351/363.

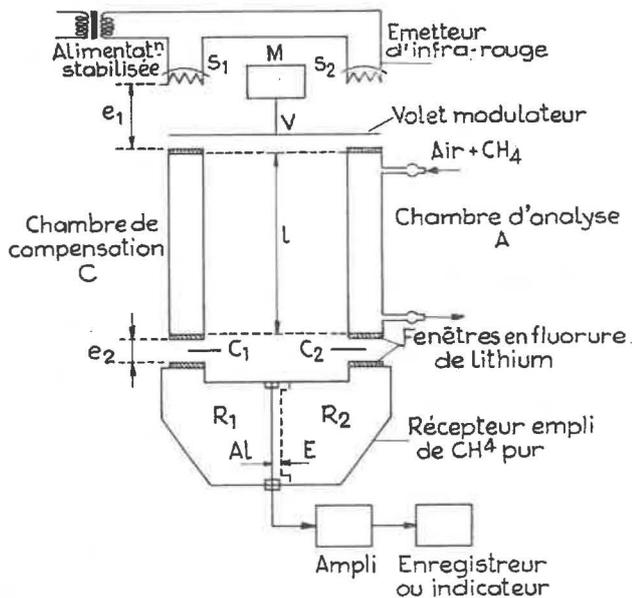


Fig. 4. — Analyseur infra-rouge - Schéma de principe.

centièmes de mm d'une plaque perforée E. La membrane et la plaque perforée constituent les deux armatures d'un condensateur, la membrane étant isolée électriquement de l'électrode E.

Au moment du réglage initial, on remplit les deux chambres A et C d'air pur et on réalise l'égalité des rayonnements émis par S₁ et S₂ au moyen des palettes mobiles C₁ et C₂, ce qui se traduit par l'immobilité de la membrane AL et un signal nul aux bornes du condensateur vibrant AL-E. Mais, afin d'obtenir un signal non nul en l'absence de grisou (par nécessité d'autocontrôle), on s'arrange, en fait, pour que les faisceaux d'I.R. qui pénètrent dans le récepteur soient déjà inégaux et provoquent une vibration permanente de la membrane.

Lorsque la chambre A contient de l'air grisouteux, le méthane absorbe une partie du rayonnement qui la traverse et, par conséquent, une quantité d'énergie d'autant plus élevée que la concentration en CH₄ est grande. L'amplitude de vibration de la membrane AL sera d'autant plus élevée que l'absorption en A aura été plus intense.

La vibration de la membrane est transformée en signal électrique par les variations de capacité du condensateur AL-E ; ce signal électrique attaque un amplificateur électronique accordé sur la fréquence de 10 Hz et, après redressement, est envoyé sur un enregistreur ou tout autre appareil d'utilisation. Toute modification de la valeur de ce signal signifie, soit la présence de grisou dans la chambre d'analyse A, soit un dérangement d'une partie quelconque du doseur (rupture d'un émetteur, blocage du volet modulateur, ternissement des fenêtres, fuites au récepteur, mauvais isolement, défaut dans un tube électronique).

L'indicateur-déclencheur est réalisé à l'aide d'un circuit oscillateur à transistor.

L'appareil convient pour la mesure de teneurs en CH₄ variant de 0 à 2 %. Sa sensibilité, qui dépend de la longueur des chambres, est de 0,01 %. Sa précision, dans les conditions d'utilisation de la mine, dépend de la vitesse d'évolution de la teneur du gaz dosé ; toutefois, l'erreur maximum possible est relativement faible et joue dans le sens de la sécurité.

Sécurité de l'appareil vis-à-vis du grisou.

L'ensemble du doseur est enfermé dans un carter antidéflagrant à ouverture rapide (agrément français 67/58 du 14 avril 1958).

Dimensions et poids : 90 x 35 x 65 cm - 250 kg.

Rapport d'activité du Centre National Belge de Coordination des Centrales de Sauvetage

EXERCICE 1958

Le Centre National Belge de Coordination des Centrales de Sauvetage, créé le 6 décembre 1957, a commencé ses activités le 1^{er} janvier 1958.

Le Centre a pour mission :

- de coordonner les activités des diverses Centrales belges de sauvetage minier, sur le plan matériel, technique et médical, et d'organiser les relations avec les administrations, institutions et organismes publics ou privés ayant éventuellement à collaborer en cas de sinistre ;
- de prêter son concours actif en cas de sinistre ;
- de promouvoir tous essais, études et recherches se rapportant au sauvetage minier et à la prévention des sinistres, de participer à de telles activités et d'en diffuser les résultats ;
- de représenter l'ensemble des centrales belges de sauvetage minier auprès de toutes institutions et autorités, et de collaborer avec elles.

1. Conseil d'administration.

L'administration du Centre est confiée à un Conseil d'Administration composé des Présidents des Associations Charbonnières des Bassins du Borinage, de Campine, du Centre, de Charleroi et de Liège, du Président du « Coördinatiecentrum Reddingswezen » de Campine, et des Présidents des Centrales de sauvetage de Frameries, Glain-lez-Liège, Marcinelle et Ressaix.

2. Comité de direction.

Le Conseil d'Administration a délégué les pouvoirs de gestion à un Comité de Direction présidé par le Vice-Président du Conseil d'Administration et composé de 8 membres : un représentant de chaque Centrale de sauvetage, un représentant du « Coördinatiecentrum Reddingswezen » de Campine, l'Inspecteur Général des Mines, le Directeur des Recherches d'Inichar et un représentant de l'Union Professionnelle des Ingénieurs des Charbonnages.

Ce Comité s'est réuni six fois et a pris connaissance des activités et des projets du Centre.

Le Directeur du Centre assiste aux réunions du Comité de Direction.

Les comptes rendus des réunions sont envoyés aux membres du Comité de Direction, aux Administrateurs du Centre, aux Associations Charbonnières et aux Centrales de sauvetage.

3. Intervention du Centre.

Le Centre a prêté son aide à l'occasion d'un incendie à front d'un bouveau en creusement.

4. Administration des Mines.

Le Centre National entretient de fréquents contacts avec les Directeurs Divisionnaires et la Direction Générale des Mines qui favorisent particulièrement les relations entre les Centrales de sauvetage et l'Administration des Mines.

5. Relations avec les organismes officiels.

a) Conseil Supérieur de la Sécurité Minière.

Le Directeur du Centre fait partie du Conseil Supérieur de la Sécurité Minière (art. 35 de l'Arrêté royal du 29-4-58). Il préside de droit la Section Sauvetage de ce même Conseil (art. 35 de l'Arrêté royal du 29-4-58).

Le Conseil Supérieur de la Sécurité Minière s'est réuni à deux reprises.

A la seconde séance, le Directeur du Centre a exposé en détail l'organisation du Sauvetage Minier en Belgique.

b) Organe Permanent de la C.E.C.A. à Luxembourg.

Le Directeur du Centre a été désigné comme membre du Groupe de Travail « Sauvetage » de l'Organe Permanent pour la Sécurité Minière. Il

participe régulièrement aux travaux de ce groupe et aux travaux des groupes conjoints « Incendies et Feux de mines » et « Sauvetage ». Il a été désigné comme membre de la sous-commission chargée des essais d'injection d'eau dans les puits. A cet effet, il entretient de fréquents contacts avec les Centrales des pays de la C.E.C.A. et principalement avec la Centrale principale d'Essen et la Grubenforschungsstelle d'Essen.

c) Cerchar - France.

Les relations avec le Cerchar (France) se sont particulièrement développées à l'occasion d'une étude sur la suroxygénation de l'air inspiré par les sauveteurs avec les appareils respiratoires actuellement employés dans nos Centrales de sauvetage.

Cette suroxygénation a fait l'objet d'études et de recherches par le Directeur du Centre au Cerchar à Verneuil (France).

6. Relations avec les Centrales de sauvetage.

a) Belges.

Le Directeur du Centre effectue des visites fréquentes et régulières dans les Centrales de sauvetage où il assiste à des cours théoriques et pratiques, ainsi qu'aux exercices d'entraînement. Il documente et tient les Centrales au courant des nouvelles méthodes de formation des sauveteurs, du nouveau matériel de sauvetage employé et des procédés d'intervention.

b) Etrangères.

Les rapports entre le Centre National et les Centrales de sauvetage de tous les pays de la Communauté Européenne sont fréquents et réguliers.

Le Directeur du Centre a fait de nombreux séjours dans les Centrales de sauvetage les mieux équipées de ces pays. Ces séjours font l'objet de rapports, de commentaires et de comparaisons, qui sont communiqués régulièrement aux Centrales belges. Ces rapports leur permettent d'adapter et d'améliorer éventuellement leurs méthodes de sélection, de formation, d'entraînement et d'intervention.

7. Essais d'appareils respiratoires.

Le Centre National a collaboré avec l'Institut National des Mines de Pâturages, l'Institut d'Hygiène des Mines de Hasselt et le « Coördinatiecentrum Reddingswezen » de Campine, à des essais de nouveaux appareils respiratoires. Ces essais ont eu lieu à la Centrale de sauvetage de Frameries. Trois séries d'essais ont été effectués en laboratoire et sur porteurs à l'exercice. Ces essais sont relatifs aux appareils suivants : le Fenzy 56 (appareil fran-

çais) - l'Aerencheon (appareil anglais) - l'Air-Magic (appareil belge) - le Draeger 190/BG (appareil allemand).

Le Fenzy 56 et le Draeger 190/BG ont été agréés. Les essais avec l'Air-Magic se poursuivent.

8. Essais des masques de protection contre l'oxyde de carbone.

Des doutes ayant été émis au sujet de l'emploi de ces masques en atmosphère contenant du CH_4 ou de l' H_2 , le Centre National a procédé à des essais de mise en défaut. Ces essais ont été effectués dans le laboratoire de la station principale de sauvetage de Essen avec la collaboration du personnel technique de cette station.

Les nombreux essais ont prouvé que l'emploi de ce masque est sans danger lorsqu'il est utilisé au moment de la fuite parce que, pour qu'il y ait oxydation du CH_4 , il faut que l'atmosphère contienne 0,6 % de CO et 1 % de H_2 . Or, il n'y a pas d'hydrogène au début d'un incendie. Le masque ne peut jamais être utilisé comme appareil de travail.

9. Essais d'ignifugation du bois.

Ces essais ont eu lieu au Charbonnage de Beringen, en collaboration avec l'Institut National des Mines de Pâturages, du « Coördinatiecentrum Reddingswezen » de Campine et du Centre National. Plusieurs produits ont été essayés : Basilit IF - Minolite Pyromaur - Basilit sel - Basilit (imprégnation) etc. Ces essais ne sont pas terminés et se poursuivent.

10. Travaux à haute température.

En collaboration avec les spécialistes allemands et belges des travaux de sauvetage à haute température, le Centre National procède à la mise au point des directives aux sauveteurs pour les travaux d'intervention à haute température.

Ces essais ont lieu à la Centrale de sauvetage de Frameries très bien équipée pour ce genre d'études.

11. Formation des moniteurs prévue par la circulaire 106 de la Direction Générale des Mines.

L'Arrêté royal du 2 décembre 1957 oblige les exploitants à mettre à la disposition du personnel des masques de protection contre l'oxyde de carbone.

La circulaire n° 106, de la Direction Générale des Mines, a confié la formation des moniteurs chargés de l'initiation du personnel au port des masques de protection contre l'oxyde de carbone aux Centrales de sauvetage agréées à cet effet par les Directeurs Divisionnaires des Mines.

Dans le but de faciliter la tâche des Centrales de sauvetage dans l'accomplissement de leur mission de

formation, le Centre National a mis au point et édité des directives qui ont fait l'objet des trois opuscules suivants :

- 1) Directives pour la formation de moniteurs chargés de l'initiation du personnel au port des masques auto-sauveteurs (27 pages).
- 2) Directives pour l'initiation du personnel au port du masque auto-sauveteur (11 pages).
- 3) Directives pour le nettoyage et la désinfection des masques auto-sauveteurs d'exercices (6 pages).

Ces opuscules ont été édités en langue française, en langue flamande et en langue italienne.

Le nombre d'exemplaires diffusés s'est élevé à 6.500.

Toutes les Centrales de sauvetage ont été agréées par les Directeurs Divisionnaires en vue de la formation des moniteurs à la condition qu'elles suivent les directives éditées par le Centre National.

L'Arrêté royal du 2 décembre 1957 prévoit le renouvellement périodique de l'initiation du personnel au port du masque.

La circulaire de la Direction Générale des Mines fixe cette périodicité à 3 mois. Le Centre National a attiré l'attention de la Direction Générale des Mines sur les difficultés d'application de cette prescription. La Direction Générale des Mines a promis la révision de cette périodicité qui serait fixée à un an.

12. Fiche d'examen médical pour sauveteurs.

Les sauveteurs appelés en intervention doivent souvent travailler dans des conditions très sévères. L'organisme doit être à même de les supporter sans préjudice.

A cet effet, il est indispensable de faire une sélection parmi les candidats sauveteurs. L'Arrêté du Régent du 25-9-47 prévoit un examen médical annuel au lieu de l'examen bisannuel des mineurs et une radiographie à « format normal » au lieu du « format réduit » prévue pour les mineurs.

Dans le but d'améliorer la sélection des cadres de sauveteurs, le Centre a mis au point, en collaboration avec l'Institut d'Hygiène des Mines et le « Coördinatiecentrum Reddingswezen », une fiche médicale fixant les conditions auxquelles doivent satisfaire les candidats sauveteurs.

Cet examen prévoit une épreuve d'effort sélective qui permettra de fixer le degré d'aptitude physique du sauveteur.

La fixation des modalités d'application de l'épreuve d'effort fait actuellement l'objet d'essais dans diverses Centrales de sauvetage.

L'Institut d'Education Physique de l'Université de Louvain et les Services de Santé des Forces Aériennes de l'Armée Belge ont participé à la mise au point de la méthode.

Les modalités d'application s'inspirent également des travaux du « Fatigue Laboratory de l'Université de Harvard » et des expériences faites dans les Centrales de sauvetage anglaises sous les auspices du National Coal Board.

13. Documentation.

Le Centre National dépouille de nombreux documents et revues scientifiques belges, anglaises, françaises, allemandes et hollandaises.

Tous les articles intéressant le sauvetage sont éventuellement traduits et communiqués aux Centrales de sauvetage et à ceux qui en font la demande.

L'article de M. Schewe (Ingénieur à la Centrale de Essen) « Lutte contre les feux et incendies de mines », traduit en français, a été l'objet de nombreuses demandes et, de ce fait, a été diffusé à plus de six cents exemplaires.

14. Assurances contre les accidents du travail des sauveteurs.

Le Centre National a procédé à une enquête concernant la situation des sauveteurs qui en intervention sont victimes d'un accident dans un charbonnage non affilié à leur Centrale. La Convention du 28 novembre 1934, entre les diverses Caisses Communes d'Assurances de Bassin, réglait les prises en charge des victimes d'accidents du travail de ce genre en Belgique, mais pas à l'étranger.

La Commission « Sauvetage » de la C.E.C.A. étudie la mise au point des charges résultant de ces accidents survenus à l'étranger.

15. Organisation des cours de formation de préposés à l'entretien des masques de protection « Auer ».

Plusieurs charbonnages ont fait choix du masque « Auer » comme masque de protection contre l'oxyde de carbone. L'entretien de ce masque exige de la part des préposés une formation spéciale due au fait de sa construction et de la possibilité de certaines réparations dans les charbonnages.

Dans le but de faciliter cette formation, le Centre a organisé deux cycles de formation : un à Charleroi et un à Liège. Vingt-quatre préposés ont été formés durant ces cycles qui comprenaient chacun 16 heures de cours théoriques et pratiques.

16. Arrêté royal du 3 novembre 1958 sur la prévention et la lutte contre les feux et incendies de mines.

Matériel de barrage. En accord avec les Directeurs Divisionnaires, le Directeur du Centre organise dans les Centrales de sauvetage régionales le dépôt

de matériel prévu par l'article 23 et libère, de cette façon, les charbonnages de cette sujétion.

Il met également au point, pour faciliter la tâche des Charbonnages, et en accord avec les Directeurs Divisionnaires, les diverses mesures prévues par les articles 22 et 24.

PUBLICATIONS EMISES PAR LE CENTRE

Année 1958

- Brochure (textes français, flamand, italien) : Directives pour la formation de moniteurs chargés de l'initiation du personnel au port du masque auto-sauveteur.
- Brochure (textes français, flamand, italien) : Directives pour l'initiation du personnel au port du masque auto-sauveteur.
- Brochure (textes français, flamand, italien) : Directives pour le nettoyage et la désinfection des masques auto-sauveteurs d'exercices.
- St. 12/58 : Rapport de la visite par le Groupe de Travail « Coordination des Organisations de Sauvetage » du Poste Central de Lens (France).
- St. 13/58 : Rapport de M. De Coninck du voyage d'information, masques de protection contre le CO (Draeger et Auer), le jeudi 10-4-58, dans le Bassin de la Ruhr. Voyage organisé à la demande des Directeurs des Travaux du Bassin de Liège.
- St. 14/58 : Proposition de certificat à remettre aux moniteurs chargés de l'initiation du personnel au port du masque de protection contre le CO.
- St. 15/58 : Appareil Fenzy 56.
- St. 17/58 : Précautions de sauvetage en atmosphères chaudes et humides.
- St. 18/58 : Nouvelle Centrale de sauvetage et d'entraînement à Mansfield.
- St. 19/58 : Rapport de la visite du Poste Central de Secours de Friedrichsthal (Sarre) par le Groupe de Travail « Coordination des Organisations de Sauvetage ».
- St. 20/58 : Chimistes pour appareils d'analyses « Wösthoff » et « R. Muller ».
- St. 22/58 : Notes prises à l'occasion d'une visite au Cerchar (France) « appareil Fenzy 56 ».
- St. 23/58 : Consignes aux sauveteurs porteurs d'appareils respiratoires en atmosphères chaudes et humides.
- St. 27/58 : Recyclage de l'air expiré dans l'appareil respiratoire « Fenzy 56 ».
- St. 28/58 : Coussins pneumatiques pour barrages de galeries de mines.
- St. 29/58 : Note sur la formation de buées sur les verres de lunettes « Mine inspection in 1956 ».
- St. 30/58 : L'organisation des Centrales de sauvetage en U.R.S.S.
- St. 32/58 : Essais de l'auto-sauveteur Draeger 750, à Essen, le 13-8-58.
- St. 33/58 : Utilisation de gaz incombustible pour l'extinction d'un incendie.
- St. 34/58 : Directives et procédés de lutte contre les incendies de mines.
- St. 35/58 : Incendie de mine à Zabrze, Pologne.
- St. 36/58 : La Station Centrale de Sauvetage de Pécs, Hongrie.
- St. 37/58 : Organisation du sauvetage en Belgique.
- St. 38/58 : Directives aux sauveteurs et aux chefs d'équipes des Centrales de sauvetage belges.
- St. 39/58 : Circulaire relative à l'auto-sauveteur 95 L.
- St. 40/58 : Instructions pour le contrôle et la réparation des filtres auto-sauveteurs Auer anti-CO.
- St. 45/58 : Rapport de la visite du Poste Central de Secours de Essen-Kray par le Groupe de Travail « Coordination des Organisations de Sauvetage ».
- St. 46/58 : Notes prises lors de la réunion conjointe des Groupes de Travail « Incendies et Feux de mines » et « Sauvetage ».
- St. 48/58 : Consignes aux sauveteurs en hautes températures d'après le Dr. Hollman.
- St. 50/58 : Le sauvetage de 2 ouvriers emmurés aux Charbonnages Fröhliche Morgensonne.
- St. 51/58 : Graphique de Jones : Explosibilité du grisou dans l'air.
- St. 53/58 : Respiration artificielle (Les principales méthodes manuelles).
- St. 56/58 : Organisation de la formation et de l'entraînement des sauveteurs en Belgique (Tableau).
- St. 57/58 : Incendie dans le puits d'entrée d'air d'une mine en Pologne. Extrait du compte rendu de la réunion conjointe des Groupes de Travail « Incendies et Feux de mines » et « Sauvetage ».
- St. 58/58 : Projet de fiche d'examen médical pour sauveteurs.
- St. 59/58 : Notes explicatives pour le médecin-examineur concernant le projet de fiche d'examen médical pour sauveteurs (voir St. 58/58).

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 Pack 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 Terylene 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 ».
-

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 34

Fiche n° 24.664

L. CALEMBERT. Les leçons du Sahara. — *Technique et Humanisme*, N° 6, 1958/1959, p. 271/286, 5 fig.

Esquisse géologique du Sahara — quelques indications sur le gaz humide de Hassi R'Mel — le pétrole de Hassi Messaoud et le gaz d'In Salah, enfin les divers gisements du secteur d'Edjele. Si on observe que les gisements connus se rapportent à 3 horizons productifs différents et résultent de la prospection d'une faible partie du domaine saharien offrant des structures similaires à celles qui se sont révélées favorables, on doit considérer le Sahara comme une nouvelle province pétrolière très importante susceptible d'alimenter les besoins en carburant de la France et d'une partie de l'Europe.

Les autres réserves du Sahara comportent : charbon (Colomb-Béchar) - manganèse - uranium du Hoggar - fer et cuivre. La mise en valeur de 3 facteurs : les investissements (à première vue énormes : 17 Ma FB par an) - l'approvisionnement en techniciens et matériel - la conjoncture politique. Court aperçu historique des découvertes - pourquoi n'arrivent-elles que maintenant ? Ceci est dû à un concours de circonstances favorables : les conceptions actuelles sur la migration possible des gisements depuis leur lieu de formation vers des pièges indécelables

a priori - le développement de la prospection géophysique : gravimétrique, magnétique, sismique - les sondages rotary et à la turbine atteignant des profondeurs impensables : 3.000 et maintenant 6.000 m et plus. Il est ainsi né une géologie nouvelle de subsurface avec ses géologues et ses techniciens s'appuyant sur la micropaléontologie, la sédimentologie et l'étude roentgénographique des argiles. Enfin, la dernière guerre mondiale a fourni les jeeps et les avions, gros porteurs indispensables pour l'amenée du matériel.

B. ACCES AU GISEMENT. METHODES D'EXPLOITATION.

IND. B 110

Fiche n° 24.489

H. KUKUK. Neuerungen beim Schachtbau, bei der Schachtförderung und beim Tiefbohren an der Bergbau-Ausstellung 1958. *Les nouveautés de l'Exposition d'Essen 1958 concernant le creusement de puits, l'extraction et les sondages (pour ces derniers, voir 19.615 - B 24)*. — *Glückauf*, 1959, 23 mai, p. 688/698, 26 fig.

Parmi les nombreux équipements concernant ces sujets, l'auteur a sélectionné ceux qui étaient récents et les plus intéressants. Ceux qui sont figurés représentent : Sonde BG 3 Salzgitter pour trous verticaux jusqu'à 25 m (3 m sans changer la tige) - Berline laveuse pour le forage à sec Königsborn de Hemscheidt - Grue suspendue et tournant autour de

la paroi pour chargement par grappin dans le creusement de puits, firme Scheidt - Cuvelage en fonte améliorée des fonderies Buderns (Rhein Stahl-Eisenwerke) - Cuvelage en tôles soudées à double paroi F. Krupp & Rheinhausen avec joints plomb-acier séparés par « Densobinde », joint plastique de Leverkusen et remplissage en béton de laitier spécial des fabriques de sulfate Rheinhausen résistant aux eaux agressives. Vues de quelques réalisations Krupp.

Puits congelé avec revêtement en béton armé de Heitkamp. Claveaux creux Eufinger. Revêtement de puits boulonné : dans une mine de sel entre 600 et 1050 m : vieille maçonnerie enlevée, paroi boulonnée, garnissage en fers ronds et blocs de déchets de sel comme remplissage.

IND. B 12

Fiche n° 23.915^F

A. WEDDIGE. Der Grubenausbau im Spiegel der Deutschen Bergbau-Ausstellung 1958. - A. Der Ausbau in Schächten und Blindschächten. *Le matériel de soutènement à l'Exposition d'Essen 1958.* - A. *Le soutènement dans les puits et burquins.* — Schlägel und Eisen, 1959, mars, p. 159/162, 10 fig.

Le soutènement des puits est dans une période d'évolution. Matériaux : briques - claveaux en béton : claveaux creux de la firme Eufinger - cuvelages en acier coulé : aciéries de Gelsenkirchen, cuvelage en acier coulé de 7,25 m de diamètre - cuvelages en acier soudé avec éléments boulonnés (Krupp) — cuvelage complètement soudé à double paroi : de la même firme utilisé dans la partie inférieure du même puits - nouveau procédé utilisé pour le puits de Wulfen : 2 anneaux concentriques en tôles soudées (épreuve aux ultra sons) reliés l'un à l'autre par entretoises et remplissage en béton. Autre tubage aussi beaucoup utilisé : les anneaux en U cintrés de 30 cm de hauteur de la firme Deilmann - assemblage des ailes par boulons, à l'extérieur béton et bitume. La firme Heitkamp exposait un modèle en vraie grandeur de soutènement en béton armé, en collaboration avec la mine Hibernia - malaxage complètement automatique du béton à la surface. Puits intérieurs : Bergbaustahl G.m.b.H. exposait un revêtement en glockenprofil coulissant. Joseph Brand vend des cintres en acier S.M. 60-11. G.H.H. exposait son type en poutrelles cintrées, acier traité ZO-75 V. Les assemblages sont à éclisses avec trous ovales et planchettes de compression.

IND. B 12

Fiche n° 24.032

G. JULIEN-LAFERRIERE. Puits et guidages - Armement des puits. — *Revue de l'Industrie Minière*, 1959, 15 mars, p. 27/63, 63 fig.

La section du puits doit être suffisante pour contenir l'armement prévu. Le guidage peut être : rigide en bois ou rails ou bien souple par câbles. Le

bois doit être d'une essence dure (actuellement : Azobé), les rails pèsent de 46 à 62 kg/m. Les partibures sont souvent en I ou fers U, parfois en chêne. Guidage en bout ou Briart. Le calcul des guides et des partibures multiplie les efforts dynamiques par 3 et adopte un coefficient de sécurité statique de 4. Dans un guidage souple, les câbles sont du type clos ou semi-clos, parfois toron unique à gros fil, on laisse plus de 60 cm entre les deux cages, on prévoit des câbles de cloisonnement. Les câbles sont amarrés dans le faux carré et tendus par contre-poids (1 t/100 m). Coefficient de sécurité : 5 à la pose, descend jusque 3 après usure. Avantages : prix, entretien réduit, peu de frottement, faible résistance à l'air ; inconvénients : charge sur l'avant carré, complication des recettes intermédiaires. Canalisations dans les puits : tuyauteries d'exhaure demandant une suspension robuste, air comprimé, remblayage, eau, embouage, etc... Les câbles électriques de puits autoporteurs doivent être protégés efficacement, on les fixe aussi par colliers. Les échelles (quand il y en a) doivent avoir une pente d'au plus 80° et des paliers de repos tous les 10 m.

Le bognou ou puisard loge certains aménagements particuliers : guidage resserré ou autre dispositif pour arrêter la cage, éventuellement guidage du câble d'équilibre, dispositif de nettoyage et de ramassage du charbon tombé (skips).

IND. B 22

Fiche n° 23.994

H. POUSSET. Neueste Erfahrungen beim Abteufen eines Grossblindschachtes mit Hilfe eines Grossbohrloches und dem Absauggerät « Königsborn ». *Nouveaux résultats lors du creusement d'un puits intérieur par grand trou de sonde et capteur « Königsborn ».* — Schlägel und Eisen, 1959, avril, p. 252/254, 6 fig.

A la mine Alter Hellweg, il s'agissait de creuser un puits intérieur de 320 m et 5,40 m de diamètre. On a procédé par trou de sonde montant et alésage au diamètre final (813 mm de Ø) en descendant. Après ce dernier travail, un fût à claire-voie, pour la sécurité du personnel, était suspendu au-dessus du trou et 6 ouvriers pourvus de 3 perforateurs (Krupp-Suphram) s'employaient à miner et abattre au diamètre voulu. Les pierres étaient recueillies au pied du trou et envoyées par scraper dans une taille voisine (pente 65°). Il restait à solutionner le problème des poussières : l'abattage à l'eau était peu recommandable, usure rapide des taillants, colmatage des poussières, bancs glissants, costumes de caoutchouc très vite déchirés, etc... On a eu recours au procédé « Königsborn » de la firme Hemscheidt pour le captage à sec qui prend une forme un peu spéciale dans cette application particulière. Les 2 berlines de captage restent au niveau supérieur, une tuyauterie de 50 mm les relie entre elles et avec le séparateur de poussière situé au niveau de travail, ce dernier abattant la plus grande partie des pous-

sières, seule une portion des plus fines remonte jusqu'au niveau supérieur (vues de l'installation).

C. ABATAGE ET CHARGEMENT.

IND. C 2212

Fiche n° 23.882

B. FISH, G. GUPPY et J. RUBEN. Studies in rotary drilling. - IX. The abrasive wear effect. *Etude du forage rotatif.* - IX. *L'usure par abrasion.* — *Bull. of the Inst. of Mining and Metallurgy*, 1959, mai, p. 357/383, 20 fig.

Observations recueillies au cours d'essais en chantier et en laboratoire avec des roches de qualités abrasives diverses, on a observé en même temps les facteurs de force de compression, la dureté Shore et les caractéristiques géologiques des roches. Les résultats des forages en chantiers montrent que, lorsque la dureté de la roche augmente, l'usure augmente plus que proportionnellement et, naturellement, la durée de l'outil diminue. Une augmentation de la vitesse de pénétration atténue l'effet d'abrasion. La vitesse de rotation réduite au minimum tolérable diminue aussi l'abrasion. On a pu construire un appareil de laboratoire simple pour mesurer l'abrasivité intrinsèque de la roche. L'usure opérationnelle de l'outil en dépend, mais elle dépend aussi d'un autre facteur : la poussée appliquée à laquelle les forces de friction sont proportionnelles. On a mis en évidence une corrélation entre la poussée requise pour obtenir un taux de pénétration donné et la résistance à la compression de la roche ; également, entre celle-ci et la dureté Shore. Il y a également une certaine corrélation entre le quartz libre qui entre dans sa composition et le taux d'usure par abrasion. L'augmentation du taux d'usure plus que proportionnel à l'augmentation de dureté de la roche est probablement due aux hautes températures engendrées au taillant. Le remède doit être cherché dans l'élaboration d'alliages qui maintiennent leur dureté à ces températures sans perdre leur résistance mécanique et sans devenir fragiles.

IND. C 223

Fiche n° 24.081

O. KOTZ. Die Konusverbindung bei Hartmetall-Geosteinsbohrern. *L'assemblage conique fleuret-couronne à taillants en acier spécial.* — *Bergbauwissenschaften*, n° 8, 1959, 20 avril, p. 195/196, 2 fig.

Pour les creusements en terrains durs, il est actuellement courant d'utiliser les fleurets monoblocs qui donnent de bons résultats quand le perforateur et son maniement correspondent bien aux capacités du fleuret. Dans les cas où l'on veut faciliter l'interchangeabilité ou encore, pour les très longs trous, on recourt à l'assemblage par filetage ou par cône. Pour l'assemblage par filetage, il existe diverses dimensions de sorte que l'utilisateur choisit ce qui

convient le mieux. L'assemblage par cône doit être très soigné, les principaux défauts sont : 1) la tige est plus effilée que la couronne, il ne s'appuie qu'à l'entrée de la couronne et celle-ci s'use trop vite - 2) la conicité du fleuret est plus accentuée que celle de la couronne, celle-ci est soumise à des efforts dépassant la limite d'élasticité - 3) parachèvement insuffisant du cône du fleuret conduit au même résultat. Même avec un cône de fleuret bien taillé, si la frappe est oblique il peut y avoir un cheminement dissymétrique. Pour éviter ces ennuis, on a fait des essais avec intercalation d'une feuille de cuivre de quelques dixièmes de millimètres. Les résultats donnent une durée d'emploi multipliée par 2 ou 3, de plus le remplacement de la couronne est facilité. Les résultats ne sont toutefois pas complètement satisfaisants et les essais devraient être continués.

IND. C 232

Fiche n° 24.474^{II}

R. LOISON. Recherches de sécurité minière en U.R. S.S. Sécurité des explosifs. — *Annales des Mines de France*, 1959, avril, p. 221/222.

1) Choix et essais des explosifs antigrisouteux : on attache peu d'importance aux caractéristiques des explosifs (essais peu sévères : 600 g d'explosif avec bourrage de 1 cm en mortier de 900 × 55 mm et présence de grisou ou poussières sans bourrage), on considère que la sécurité doit reposer sur les conditions du tir - pour le tir au charbon, la composition se rapproche des explosifs-couche français. Il n'y a plus de charge limite, mais le rapport des longueurs bourrage/charge doit être 2/3 au rocher et 1/2 au charbon.

2) Tir à retard : on utilise les mêmes explosifs que pour le tir instantané ; la durée de volée est limitée à 120 millisecondes en charbon, 170 au rocher avec 25 millisecondes pour un retard. Pour les mines à D.I. la durée est limitée à 75 millisecondes. Des expériences ont montré que, jusqu'à 300 millisecondes, la teneur en grisou n'augmente guère que de 1 % même dans les mines à D.I. Depuis un an, le tir à retard dans les mines à D.I. n'a pas entraîné d'inflammation de grisou malgré l'emploi d'explosifs peu sûrs.

3) Transmission de la détonation et déflagration : des essais ont montré qu'un raté de transmission a de grandes chances d'être suivi de déflagration, ce qui est dangereux pour l'inflammation du grisou - certains ratés sont expliqués par la découverte au miroir tournant de l'existence d'une onde annulaire se propageant dans certaines conditions à une vitesse plus grande que celle de détonation. La tendance est aux cartouches de 36 mm au lieu de 32, assurant une meilleure transmission.

4) Exploseurs : tous les exploseurs en service sont à condensateurs : temps de passage limité à 4 millisecondes. Le Maknii a réalisé un exploseur intrinsèquement sûr à courant de haute fréquence : 150 W

pendant 25 à 30 millisecondes : accus zinc-argent avec élévateur de tension à transistor 3.000 Hz, filtrage par capacité. Il permet de tirer 20 à 25 détos nickel-chrome.

IND. C 234

Fiche n° 24.445

B. LUDMANN. Der derzeitige Stand des Millisekundenschiessens im Ruhrgebiet unter besonderer Berücksichtigung der Wirtschaftlichkeit. *Où l'on en est avec le tir à millisecondes dans la Ruhr au point de vue de l'économie.* — *Glückauf*, 1959, 9 mai, p. 596/608, 13 fig.

Avantages des détonateurs à millisecondes allemands : ils sont antigrisouteux, peuvent être montés en parallèle avec les 1/2 secondes et les instantanés, le nombre des gradins atteint 19, la tolérance ne dépasse pas ± 7 millisecondes indistinctement pour tous les gradins. Une liste de 8 fournisseurs allemands et étrangers est donnée avec les caractéristiques. D'une façon générale, les détos à millisecondes ont de nombreux avantages sur les 1/2 secondes et instantanés : ébranlement des terrains plus faible, broyage plus poussé du tas de pierres, meilleure dissémination, accroissement de la sécurité, plus grande efficacité et économie du tir. Un seul inconvénient : à la pièce, ils sont un peu plus chers. La tendance actuelle est donc à utiliser les milliretards pour le noyau et à utiliser des retards 1/2 s à la périphérie. Un plan de tir avec cette disposition est donné : ces mines, étant dégagées au moment où elles partent, travaillent mieux. La méthode doit pouvoir aussi s'appliquer aux bosseyements où l'administration des mines allemandes a diminué le nombre de retards tolérés, on s'efforce d'y développer le tir à mines parallèles pour diminuer l'effet de jet désagréable ici. Des essais comparatifs ont été effectués et un tableau des résultats est donné : c'est le tir combiné milli-1/2-seconde qui donne la plus grande économie en prix. Dans des conditions comparables, le tir à trous parallèles avec millisecondes donne une économie de 9,6 % sur le tir avec bouchon en éventail et 1/2 s quand la longueur des mines est de 2,50 m - au contraire, pour 3 m, il y a une perte de 11 %. On voit que, dans chaque cas, il faut étudier le problème de près.

IND. C 241

Fiche n° 24.051

H. ZMARZLY. Ein neues Gerät zum Einbringen von Sandbesatz bei der Schiessarbeit unter Tage. *Un nouvel appareil pour le bourrage au sable dans le tir au fond.* — *Glückauf*, 1959, 25 avril, p. 545/546, 4 fig.

Le bourrage mécanique n'est pas susceptible de faire gagner beaucoup de temps, car il est associé au chargement qui dure plus longtemps, mais par contre il peut améliorer le résultat du tir et faire ainsi économiser quelques trous de l'explosif. Pour cela, le bourrage doit être bien tassé. L'argile ne

convient pas : le sable se tasse beaucoup mieux (diagramme) pour autant qu'il contienne peu d'humidité. Un Hongrois, Kota, a construit un appareil utilisé en U.R.S.S. On l'appelle la « turbine de remblayage » Kota parce que le sable sort de la canne de bourrage avec turbulence. La turbine Kota est en réalité un réservoir cylindrique d'environ 3/4 de litre avec un fond cône à raccord pour l'arrivée de l'air comprimé et un couvercle rabattable terminé par une canne creuse pour la projection du sable.

Sur la canne est enfilé un disque de protection en caoutchouc. Quand le réservoir est rempli, une clenche retient hermétiquement le couvercle. Kota a mesuré qu'il suffisait de 2 % d'humidité pour éviter le danger des étincelles électrostatiques. A titre de sécurité, le flexible de raccord qui a 15 m de longueur est en caoutchouc conducteur ($2 \times 10^5 \Omega$). Dans un bouveau, l'emploi de cet engin a fait économiser 20 % d'explosif.

IND. C 241

Fiche n° 24.109

H. GRIMSHAW, H. STAPLES et J. BURDEKIN. Tests of the Hurricane stemmer. *Essais du bourreur de mines Hurricane.* — *Safety in Mines Research Establ. Res. Rep. 157*, 1959, mars, 40 p., 2 fig.

Le bourrage rapide de volées de trous de mines multiples peut se faire au moyen de l'injection dans les trous de matériaux granuleux par le bourreur Hurricane. Le tube d'injection a 0,60 m de longueur et 6 mm \varnothing en moins que le trou. La pression d'air comprimé est de 4 à 5 1/2 kg/cm². L'injection produit assez bien de poussières dans l'atmosphère et l'emploi de l'humidification n'est guère possible parce qu'elle peut obstruer le tube. Cependant, en employant comme matériau de la farine de calcaire entre 3 mm et 1,5 mm, l'inconvénient est annulé et on n'endommage pas les fils d'amorce. Les fissures autour du trou sont obturées et la poussière ne s'interpose pas entre les cartouches. Il est possible que de fortes charges électrostatiques soient engendrées sur la tuyère de l'injecteur si elle est isolée et si le matériau est très sec. On élimine ce danger en humidifiant le matériau de bourrage et en mettant le tube à la terre.

IND. C 40

Fiche n° 24.157

G. STANDERLINE. Basic trends in the mechanization of mines, with particular reference to the mechanization of new mines. *Tendances fondamentales en mécanisation des mines, spécialement des mines nouvelles (Comm. Congrès de Varsovie).* — *Colliery Guardian*, 1959, 21 mai, p. 627/633 et 28 mai, p. 659/663.

La mécanisation totale de l'abatage se développe beaucoup en Angleterre et se perfectionne notamment pour l'exploitation des couches minces ou dérangées, et au point de vue rendement en gros. En mines nouvelles, il est plus facile de prévoir toutes

les installations en fonction des nouveaux taux de production réalisables. Revue des progrès de la mécanisation. Statistique des machines en service de 1953 à 1957. On note surtout : 547 Anderton contre 165 Meco-Moore classiques - 55 haveuses à bras multiples - 36 rabots rapides - 33 trepanners - 22 scrapers. En chambres et piliers : 71 chargeuses à bras (23,1 % du charbon abattu chargé mécaniquement). L'Anderton se perfectionne : plus de puissance pour avancer plus vite - étude des pics et disposition - tambours de plus petit diamètre, parfois multiples - peut-être disposition de palettes entre les barillets à pics. Le trepanner est aussi intéressant dans les couches de 90 cm à 1,20 m. Le Midget miner convient pour les couches de 55 à 70 cm, il prend une allée de 1,30 m à l'allure de 1 m/min. Tableau des rendements moyens taille pour les différentes machines. Accroissement du rendement taille dans les différentes divisions grâce à la mécanisation. En moyenne pour l'Angleterre, les abat-teuses-chargeuses donnent un rendement taille de 5,81 t contre 3,51 pour les tailles déjà toutes semi-mécanisées (accroissement 65 %). La mécanisation soulève beaucoup d'autres questions : problèmes auxiliaires - développement de machines pour conditions diverses - mécanisation des chassages - systèmes de transport - circulation des berlines - signalisation et téléphonie. Les problèmes auxiliaires se rapportent à : vitesse du soutènement - capacité des convoyeurs de taille - loges de départ - évacuation des déblais - aptitude des machinistes - ventilation - suppression des poussières - infusion en veine.

Des auxiliaires nouveaux contribuent à faciliter la mécanisation : l'étude des méthodes, les enregistreurs automatiques du fonctionnement des chargeuses, des convoyeurs, etc... avec transmission à distance de signaux lumineux permettant de contrôler la bonne marche d'un point judicieusement choisi ; des systèmes de téléphonie automatique, des appareils de radio ou utilisant les rayons gamma sont envisagés également pour la commande à distance et de contrôle. Le N.C.B. étudie les projets de mécanisation des charbonnages anglais en tenant compte des conditions de chacun : l'opportunité de l'adoption d'une méthode dépend de l'ancienneté, des réserves existantes, plus ou moins importantes, des conditions de gisement, des possibilités offertes par le marché, etc... Plusieurs exemples choisis dans les réalisations les plus récentes et les plus caractéristiques sont cités.

La documentation actuellement en possession des organismes d'étude du N.C.B. est assez abondante pour que l'expérience acquise permette de déterminer, quand un nouveau projet de mécanisation se présente, les solutions standards qui y sont le mieux adaptées.

IND. C 4224

Fiche n° 24.480

J. PROUDFOOT. Scraper-box mechanization. Application in thin seams in Scotland. *Mécanisation par scraper-chargeur. Application dans les couches minces d'Ecosse.* — *Iron and Coal T.R.*, 1959, 8 mai, p. 1065/1070, 5 fig.

Le premier essai de déblocage par scraper en petites couches (< 80 cm) a été réalisé dans le district West Fife, de la division d'Ecosse en février 1957. Bien que le succès ait été mitigé, plusieurs installations sont actuellement en service qui donnent d'excellents résultats. L'inconvénient du système est qu'il ne convient que pour des tailles assez courtes 70 à 90 m, une production de 100 t et un rendement chantier de 4 t. On have et mine selon la méthode habituelle (1,35 m), le déblocage se fait par 4 bacs en série reliés par des bouts de chaîne de 75 cm, la traction se faisant par câble à l'allure de 1,45 m/s ; capacité des bacs : 350 à 500 litres. L'équipement complet d'une taille de 90 m coûte 650.000 F, il comporte un treuil de 40 ch, 2 poulies de renvoi avec étançons de calage, 4 bacs scraper de 1,50 m de longueur, 25 « rails » plats de guidage avec étançons coulissants de retient, installation électromécanique de signalisation : une haveuse complète (1800 £), treuil et poulie (1750 £), les bacs (65 £ pièce), les guides avec pousseurs (540 £), installation de signalisation (200 £), total : 4550 £. Les premiers essais ont eu lieu dans une taille de 50 m qui s'est allongée jusqu'à 72 m. Personnel : 31 hommes pour 120 t. Des détails sont donnés sur la mise au point, la granulométrie des produits se maintient bonne. A titre d'essai dans cette courte taille, on a réalisé 2 allées en 2 postes avec un avancement de 4,10 m/24 h. Quand l'ouverture descend en dessous de 50 cm, l'emploi des étançons métalliques pose un problème. Dans certaines couches, le charbon tombe seul après havage (le nettoyage de la saignée y contribue), il n'y a pas besoin de miner, toit et mur doivent être fermes (après havage : 2,25 m de porte-à-faux).

IND. C 4231

Fiche n° 24.488

H. BARKING. Erprobung und Weiterentwicklung des Schnellwalzenladers auf dem Verbundbergwerk Walsum. *Essais et évolution des abat-teuses-chargeuses à tambour au groupe minier de Walsum.* — *Glückauf*, 1959, 23 mai, p. 673/680, 11 fig.

Après un aperçu introductif sur l'état actuel de la mécanisation totale de l'abattage et du chargement en taille (rabotage des couches tendres, extension vers les couches dures : biblio. du sujet), l'auteur signale que, à Walsum aussi, on a créé un type d'installation double de rabotage (cf. f. 20.102 - C 4222) qui a donné de bons résultats dans 6 chantiers (actuellement partiellement terminés). Pour les charbons vraiment durs, il faut cependant recou-

rir à la haveuse. Parmi tous les types de machines modernes qui sont rappelés, à Walsum on a choisi la haveuse multiple Eickhoff G.E.I. pour couches de 0,80 m à 1,20 m travaillant dans les deux sens de marche, tambour de 1,20 m et bras rouilleur avec champignon horizontal à chaque bout et moteur de 60 kW, vitesse de 60 à 120 m/h. Mais l'orientation actuelle va vers les petites machines plus maniables: petites passes, grandes vitesses, tambour unique abattant dans les deux sens de marche (dispositif spécial à basculage des couteaux). En avril 1957, une telle machine était essayée à Walsum, moteur de havage de 11 kW, treuil en tête de taille, guidage par tube le long du convoyeur. Mais ce n'était qu'un type de passage. Dans la deuxième transformation, le câble est supprimé, la haveuse fait pont sur le blindé, le moteur qui a 16 kW est cependant plus petit que le précédent, la haveuse se hâle par un bloc-poulies dentées qui porte en même temps un guide inférieur pour empêcher le basculage de la haveuse, le bloc-poulies est réglable en hauteur au moyen d'un levier, il progresse en engrenant avec une chaîne Galle, tenue par des cornières le long du bord du convoyeur. Vitesse de la haveuse: 150 à 220 m/h. Diamètre du tambour 670 mm, largeur 200 mm (117 tr/min), chargement du charbon par socs basculables selon le sens de marche. Actuellement, cette haveuse est dans une taille de 340 m, mais elle ne prend que les 80 m inférieurs et produit 100 t/poste. Le reste est chargé manuellement avec haveuse ordinaire. Rendement chantier: 8,5 t.

IND. C 4232

Fiche n° 24.492

L. MILLS. The Midget miner at New Lount colliery. *Le mineur continu Midget au charbonnage de New Lount.* — *Colliery Guardian*, 1959, 14 mai, p. 595/602, 4 fig.

Une intéressante adaptation de la machine soviétique UKT-1 à l'exploitation de couches relativement minces a été faite dans la division d'Est Midlands. Le prototype « Midget » comporte quatre tarières et consomme 75 ch. Les cercles découpés par chacun se pénètrent et une chaîne coupante périphérique complète la section. La profondeur de coupe est de 1,35 m à 1,42 m. La section peut être modifiée par changement des bras foreurs, portant la hauteur d'attaque jusqu'à 0,75 m. La machine est associée au blindé et y charge le charbon abattu automatiquement. Un dispositif d'injection d'eau combat la poussière. La machine n'attaque que dans un sens et demande, pour effectuer son retournement, des niches d'extrémité de course d'environ 10 m. Au charbonnage de New Lount, on l'a essayée dans une couche de 0,75 m, inclinée à 6 %, mur tendre et toit moyen. L'organisation du soutènement avec étançons hydrauliques Dowty a été mise au point avec emploi d'étais provisoires derrière la machine. La fixation verticale de la machine et son

guidage dans le plan horizontal ont également demandé une mise au point laborieuse, ainsi que le système de traction. La tête coupante a dû être modifiée afin d'améliorer la proportion de gros. Les résultats intéressants obtenus finalement avec la machine sont dus surtout à la suppression des tirs à l'explosif et aux conditions de sécurité d'emploi. L'avancement moyen avec traction continue a pu être porté à 45 cm par minute, atteignant un maximum de 60 cm, avec un rendement par ouvrier qui peut être de l'ordre de 7,5 tonnes. Différentes améliorations sont encore à l'étude.

IND. C 4232

Fiche n° 24.037

D. MARRIOTT. Progress of the AB trepanner in the Piper seam at Ormonde colliery. *Perfectionnements dans l'emploi de l'AB trepanner dans la couche Piper du charbonnage d'Ormonde.* — *Iron and Coal T.R.*, 1959, 17 avril, p. 887/900, 13 fig.

La couche Piper, vers 110 m, a 1,20 m en trois lits, très durs, le lit supérieur étant le meilleur. On y a employé la machine AB trepanner à deux têtes coupantes sur un diamètre de 82,5 cm, avec disque haveur au toit 0,72 m diamètre. Elle travaille avec un convoyeur blindé flexible ripable par vérins hydrauliques. Soutènement par étançons Dowty et bèles coulissantes. Remblais en épis de 3 m de largeur à 14 m de distance. On laisse 10 cm de charbon au toit pour améliorer sa tenue. Les nombreuses pannes éprouvées par la machine au défilage ont conduit à ralentir sa progression à 1,57 m/min. Préhavage au mur de 0,72 m de profondeur. L'article fournit une documentation détaillée sur les mesures prises pour améliorer le travail de la machine, disposition des pics de coupage, système de traction par chaîne avec ressort, mécanisme de relevage, organisation du soutènement en taille et dans les niches d'extrémité, organisation de la main-d'œuvre, modifications apportées au circuit hydraulique, ajustements destinés à augmenter la production de gros charbon. Production hebdomadaire moyenne: 4277 t. Indice: 65 h/1000 t. Ces résultats très satisfaisants, établis sur 6 mois de marche, sont attribués à une mise au point technique rationnelle et à une organisation qui a obtenu la collaboration efficace de la main-d'œuvre. On n'a pas visé à obtenir des rendements records, mais à obtenir une production régulière. La production en > 25 mm atteint 53,6 %, < 15 mm: 21,1 %.

IND. C 43

Fiche n° 24.710

H. SIEBERT. Betriebserfahrungen mit Rammanlagen, System Peissenberg im Ruhrgebiet. *Résultats pratiques avec les installations de bélier, système Peissenberg, dans le bassin de la Ruhr.* — *Glückauf*, 1959, 20 juin, p. 801/810, 18 fig.

Courte description et vues du bélier, du scraper-bélier éventuel et des 2 treuils des voies de pied et

de tête, en variante, bélier léger monté sur grosse cornière. Conditions d'emploi : couche mince, pentée, moyennement tendre, bon toit, mur pas trop mou. Essai à la mine Julia, Recklinghausen. Couche Wilhelm (70 à 75 cm, pente 45 à 50°). Tranche à exploiter de 180 m. Pour les premiers essais, on s'est tenu à une longueur de taille de 62 m, allées de 1,40 m, 22 journées pour 2 jours. De plus, pour le creusement des galeries 18 postes : on a ainsi 140 t de production pour 40 postes. Rendement chantier 3,5 t. Au piqueur on aurait eu 2,6 t. De plus, l'amortissement de la machine représente 300 DM pour les 2 jours. Le résultat est donc positif malgré la courte longueur de taille. Très vite des productions de 70 à 80 t/j et des avancements de 1,40 m à 1,50 m ont été réalisés.

La taille a marché 7 mois dans de bonnes conditions. Au milieu de l'année 1958, il a fallu passer un relais important et un second en novembre qui formait limite, on a alors pris une deuxième tranche de 130 m (Puissance 60 cm) où l'on utilise en série un bélier et un scraper à cause de la pente au pied (27°), les moteurs ont été portés à 50 ch. Le charbon tombe sur un convoyeur Beien de 40 m. A la suite d'éboulements multiples et malgré un rendement qui s'est maintenu à 3,25 t, le bélier a été enlevé et placé dans la couche Ida (55 à 60 cm, pente 45 à 55°) dans une taille de 125 m remblayée complètement ; le rendement atteint 4,5 t, un second bélier va être mis en service dans la même couche. Par contre, dans 5 cas, le bélier n'a pas donné de résultats (tailles beaucoup trop courtes : 30 ou 35 m, mauvais toit ou faux mur). Tandis qu'à la mine Herbede de la Société Lothringen, dans la couche Wasserbank (1 à 1,10 m, pente 50°), dans une taille de 125 m, on a obtenu des rendements de 5,12 à 6,88 t et des productions de 98 à 256 t : une deuxième installation est en service dans la couche Neufloz. Depuis novembre 58, un autre bélier est à la mine Germania dans Schöttelchen (0,80 m, pente 40 à 45°), taille de 105 m et donne d'excellents résultats — 2 autres sont en service depuis peu dans la Ruhr — 1 dans la Sarre et 1 en Hollande, 2 en France et 4 en Belgique, 6 à Peissenberg.

IND. C 43

Fiche n° 24.778

J. PEAN. Mécanisation de l'abatage en gisement penté. — *Revue de l'Industrie Minérale*, 1959, juin, p. 486/508, 11 fig., 12 photos.

Dans les tailles à fort pendage, 30 à 90°, du groupe de Douai, on a introduit les méthodes d'exploitation : slant method, chambres et piliers, tranches prisonnières, méthodes basées sur un découpage en chambres et piliers et sur l'abatage à l'explosif ou au marteau-piqueur. Ces dernières années, on s'est orienté concurremment vers des méthodes faisant appel à la mécanisation de l'abatage : abat-teuse à double tarière et du rabot-bélier,

Après une description du gisement exploité, l'auteur fait un bref historique de la mécanisation, puis décrit les abatteuses à air comprimé (1.000 kg) et électriques (3.500 kg), type à 2 tarières imbriquées avec les modes opératoires et l'organisation du soutènement. Il décrit ensuite le rabot-bélier et son emploi. Les résultats ont été d'emblée très satisfaisants.

Pour assurer l'avenir de la mécanisation, il y a lieu de tenir compte de la nécessité d'une variété de méthodes dans le cadre d'un planning poussé, de limiter le coût des équipements, de former techniquement le personnel et d'organiser le travail d'équipe en ayant soin de ne pas saturer la desserte.

Une partie du gisement (40 %) n'est d'ailleurs pas mécanisable.

D. PRESSIONS ET MOUVEMENTS DE TERRAINS. SOUTÈNEMENT.

IND. D 21

Fiche n° 24.003^{II}

H. KING et R. ORCHARD. Ground movement in the exploitation of coal seams. *Les mouvements de terrains dans l'exploitation des couches de charbon*. — *Colliery Guardian*, 1959, 23 avril, p. 503/508, 10 fig.

Pour réduire à un minimum tolérable les dégâts à la surface dus aux exploitations souterraines, on a fait en Angleterre plusieurs expériences de méthodes de déhouillement partiel. La dimension des piliers et leur disposition dépendent de la profondeur et de l'ouverture des couches. On cherche, non seulement à réduire l'affaissement, mais surtout l'importance des déplacements horizontaux à la surface. L'extraction peut atteindre 50 % du gisement. L'affaissement vertical reste en dessous de 25 % de l'ouverture déhouillée, souvent moins (6 %) et les déplacements horizontaux négligeables. Les panneaux ont généralement une forme allongée. Le problème se complique si plusieurs couches sont exploitées successivement sous la même surface. Les recherches sur la meilleure orientation à donner aux piliers superposés en vue d'uniformiser l'affaissement en surface se poursuivent. Pour ce qui concerne les dispositions à prendre dans la construction des bâtiments à la surface pour éviter les dommages importants, certains principes sont à appliquer : réduction au minimum des dimensions en longueur et largeur, articulations à des distances calculées en fonction des données fournies par l'exploitation, notamment dans le cas de ponts, fondations plutôt flottantes qu'ancrées dans le sol, matériaux plus ou moins flexibles ou élastiques, prévisions de vérins de relevage, etc... Plusieurs exemples sont cités, notamment celui de la station d'essai d'Inichar à Liège. Dans le cas de bâtiments déjà existants, les mesures de protection appliquent des

principes analogues dans la mesure du possible. Le creusement de tranchées autour des constructions pour éviter les accumulations de déformations sur les fondations constitue une méthode qui paraît promettre de bons résultats.

IND. D 21

Fiche n° 24.447

O. LUETKENS. Ein Beitrag zur Rationalisierung der Bergschädensicherung. *Contribution à la rationalisation de la protection contre les dégâts miniers.* — **Glückauf**, 1959, 9 mai, p. 632/635, 2 fig.

Jusque vers 1930, pour se protéger contre les dégâts miniers dans la construction, on partait de l'hypothèse que la déformation principale était une flexion, on cherchait donc à renforcer la construction à la flexion, c'était très coûteux et applicable uniquement à des constructions importantes. Mais depuis une trentaine d'années aussi, on avait essayé de limiter seulement les dégâts, par exemple en renforçant les fondations. Vers 1935, les nivellements se sont multipliés et on s'est rendu compte que l'importance des dégâts n'était pas en relation avec le rayon de flexion, mais bien avec l'étirement ; pour combattre celui-ci il y a trois moyens : monter la construction sur rouleaux, ce qui suppose une étude d'ingénieur, ou bien utiliser la déformabilité d'une semelle intermédiaire à faible coefficient de frottement interne qui joue le rôle d'élément plastique.

Dans le choix de ce matériau, on doit tenir compte de l'influence du temps et des variations de température. Les bitumes par exemple semblent bien ne pas répondre à ces desiderata. Le 3^{me} moyen souvent utilisé dans la construction des machines consiste à intercaler une substance glissante entre deux surfaces métalliques, par exemple 2 tôles d'acier avec graphite entre deux quand il ne s'agit que de quelques milliers de tonnes. Pour des massifs plus importants, on a utilisé (à l'école technique de Karlsruhe) des surfaces en métal déployé de 3 cm d'épaisseur et, entre les deux, des feuilles de cuivre protégées par du carton bitumé avec élément de graissage entre les deux (prix : 50 DM/m²).

IND. D 21

Fiche n° 24.192

W. DOBSON, E. POTTS, R. ROBERTS et K. WILSON. Surface and underground development at Peterlee, County of Durham. *Influence du fond sur la surface à Peterlee, Comté de Durham.* — **Colliery Guardian**, 1959, 4 juin, p. 691/696, 3 fig., et 11 juin, p. 723/730, 2 fig.

La ville de Peterlee, de création récente, est située en plein district minier exploité entre 240 et 560 m.

On s'efforce de développer les constructions de surface, bâtiments, routes, etc, de manière à rester autant que possible en dehors des zones d'influence

des exploitations souterraines passées, présentes et futures.

On admet le principe que les effets de celles-ci à la surface se manifestent pendant 5 ans et s'étendent sur une surface dépassant la surface exploitée d'une distance égale au tiers de la profondeur, parfois à la moitié.

On a délimité les zones à la surface où la construction doit être réservée et multiplié les comparaisons entre les plans d'exploitation souterraine et les levés topographiques de la surface. Ces observations ont fourni des chiffres intéressants pour l'étude des affaissements de terrains : affaissement maximum, angle de propagation (draw), zone neutre, affaissement au-dessus de la ligne de front, étendue des zones d'extension et des zones de compression, inclinaisons maximum des zones influencées, durée des effets.

Une deuxième série d'observations a été faite à la suite de l'exploitation d'une couche de 1,25 m à 285 m avec un rapport largeur/profondeur de 1/1,08. Les observations ont permis de tracer des graphiques précis montrant le développement de l'auge d'affaissement de la surface consécutive à l'avancement de la taille, la localisation des zones de déformation (extension), les zones inclinées ; on a pu déterminer les angles de propagation (draw), les contours exacts des affaissements et recueillir de nombreuses indications utiles pour la construction des bâtiments de surface. L'étude systématique de cette construction en a largement tenu compte, non seulement en réservant les zones les plus appropriées, mais en adoptant les méthodes de construction les mieux adaptées : établissement des bâtiments sur semelles ou bâtis en béton armé, orientation des constructions suivant les directions des zones de déformation, limitation des surfaces de bâtiments et éventuellement fractionnement en plusieurs unités plus ou moins séparées, limitation du nombre d'étages, précautions ou dispositifs spéciaux en construction de routes, d'égoûts et de canalisations.

Les résultats de cette planification systématique de la construction en coordination avec le déhouillement ont permis de limiter à un taux presque négligeable les dégâts à la surface attribuables à l'exploitation.

IND. D 50

Fiche n° 24.711

H. WETEKAM. Einrichtungen für den Bergversatz auf der Deutschen Bergbau-Ausstellung 1958. *Installation pour le remblayage à l'Exposition d'Essen 1958.* — **Glückauf**, 1959, 20 juin, p. 810/832, 64 fig.

Après une introduction sur le développement particulièrement élevé en Allemagne : 51,3 % de l'extraction à remblai en 1950, passé 57 % en 1957 ; alors qu'en France il rétrograde de 33 % à 26,5 % (influence de la densité de population). Dans les 57 % le remblayage pneumatique figure pour 33 %.

Le matériel utilisé est passé en revue. *Concasseur* à mâchoires Klöckner-Humboldt Deutz - concas-seur à mâchoire et levier coudé de Buckau R.W. - Disposition au fond d'une installation de concas-sage - concas-seur à mâchoire et détente à ressort de Fr. Krupp - concas-seur à pendule giratoire de Esch-Werke - concas-seur à mâchoire enveloppe de Butt-ner-Werke - installation au fond d'un tel concas-seur - concas-seur à percussion Hazemag - montage ripa-ble au fond - concas-seur Mammut à marteaux Hish-mann - concas-seur Epra à marteaux Humboldt - concas-seur à 2 cylindres dentés Wedag - Pour l'uti-lisation des fines, Buckau R.W. présentait une presse à boulets. *Transport des pierres* en galeries et tailles : Berlina à versage latéral et fond incliné V. Halstrick - variante à porte latérale avec pont de culbutage - Heimscheidt recommande ses trains con-voyeurs - Pour les gisements inclinés, F.W. Moll Söhne offre ses couloirs combinés qui transportent simultanément charbon au-dessus et pierres en des-sous - Joy remet les pierres en tailles par scrapage. En dressants, Steinhaus offre ses treillis métalliques attachés pour retenir le remblai, en combinaison avec le soutènement hydraulique marchant Hoesch-Werke - Pour monter les pierres en galeries incli-nées ou montages, Continental-Gummi-Werke offre ses bandes à blochets qui montent dans 27°. La descente des pierres et les silos : tuyauteries de chute suspendues Esser-Werke - Caisson de chute à gra-din H. Kläsener - variante H. Schäfer à pente ré-glable - système Koster à glissières (de la firme J. Brand) - Silo en roche avec soutènement métal-lique - Dispositif de vidage F. Clouth avec coussins à la paroi à injection d'air comprimé (soupape et chaînes de sûreté). *Remblayage pneumatique* : tuy-aureries renforcées à l'usure de Esser-Werke, de la même firme bandages de réparation et bout d'allon-ge à articulation sphérique - Firme Reuss : accou-plements rotatifs - coudes amovibles - dispositif pour l'enlèvement d'un tuyau dans une file montée - Fir-me H. Wingerath : aiguillage de tuyauteries. *Rem-blayeuses* : Brieden, Beien, Torkret - Remblayage en coulée : Esser-Werke.

IND. D 2223

Fiche n° 23.793

U. KLINGE. Ergebnisse von Last- und Verformungs-messungen am Ausbau unter- oder überbauter Ge-steinsstrecken der flachen Lagerung. *Résultats des mesures de charge et de déformation du soutènement de galeries en plateures influencé par des exploitations au toit ou au mur de la galerie.* — *Bergbauwissen-schaften*, 1959, 20 mars, p. 125/138, 25 fig.

Grâce au Comité sur les pressions de terrain de la S.K.B.V., des directions des mines et des firmes intéressées, on a ces derniers temps recueilli des con-naissances intéressantes dans le domaine de la re-cherche sur les pressions de terrain qui ont permis de construire des soutènements satisfaisants tant en

plateures qu'en dressant. Les recherches sur les me-sures des déformations ont été moins poussées, bien que la question ait déjà été abordée par Schmidt en 1926, Cabolet et Kühn en 1951 parmi d'autres, ainsi notamment que le choix du matériau : bois, béton, maçonnerie ou acier. Plus récemment, Kühn et Rit-ter (f. 15.512 - D 32) ont signalé le développement de l'emploi d'acier en galeries, spécialement d'acier traité. L'article traite de mesures dans des galeries répondant aux 5 conditions suivantes : 1) plateures - 2) galerie immédiatement en dessous ou au-dessus de chantiers - 3) pas d'influence d'autres travaux - 4) grande distance verticale avec d'autres galeries - couche plus petite que 1 m - 5) soutènement couliss-ant, articulé, ou les 2.

L'allure des déformations et des charges est don-née pour différents cas, avec soutènement coulissant et soutènement rigide.

On peut conclure avec Weissner qu'il est diffi-cile de généraliser, le comportement est différent d'un cas à l'autre. De même qu'on est passé de l'acier à 37 kg au demi-dur de 54 kg, il est certain qu'à l'avenir on préférera l'acier traité : c'est une conséquence de l'approfondissement et du désir d'un matériel plus léger. Les essais ont montré que les cintres rigides supportaient des charges au moins égales à celles des coulissants, sans déformation. Il y aurait des recherches économiques à faire dans ce sens.

IND. D 2225

Fiche n° 24.018

A. LUTSCH. The experimental determination of the extent and degree of fracture of rock faces by means of an ultrasonic pulse reflection method. *La détermi-nation expérimentale de l'étendue et du degré de la fracturation des fronts de roches au moyen d'une mé-thode de réflexion des pulsations d'ultrasons.* — *Journal of the South African Inst. of Mining and Metallurgy*, 1959, mars, p. 412/429, 5 fig.

Un appareil à ultrasons envoie une pulsation dans la roche. Si la roche est fracturée, la pulsa-tion est réfléchiée par les plans de cassure et l'instru-ment indique les réflexions. On peut par cette mé-thode déterminer la zone d'extension des zones frac-turées, tandis que le nombre de pulsations ultra-soniques réfléchiées donne l'ordre de grandeur de la fracturation. On a recherché les caractéristiques de propagation par les roches des ondes soniques et ultrasoniques en fonction de la fréquence des ondes et de la pression à laquelle la roche est soumise. On a trouvé que seules les ondes d'ultrasons sont capa-bles de découvrir une zone fracturée soumise à une forte pression, ce qui est le cas général dans les mi-nes profondes. Au cours de mesures pratiquées au fond, on a trouvé qu'une zone de transition impor-tante existe entre la zone fracturée et celle qui ne l'est pas. Les résultats obtenus par la méthode de réflexion ultrasonique sont comparés avec ceux ob-

tenus par une inspection ultrasonique d'une carotte de forage au diamant dont on connaissait les résultats. Principe, équipement et application de la méthode sont exposés en détail.

IND. D 47

Fiche n° 24.502

X. Hydraulic method of roof support. *Méthode hydraulique de soutènement*. — *Mechanization*, 1959, avril, p. 135/137, 7 fig.

Ayant démontré son aptitude à supporter le toit et à accroître la productivité en tailles chassantes en Angleterre, on va maintenant reprendre les essais aux E.U. Ses défenseurs envisagent le retour au longwall avec des productions de 100 t et plus par homme/poste. A cette occasion, le schéma et des vues d'une taille à trepanner sont donnés avec convoyeur blindé et soutènement marchant. Cycle des opérations : le soutènement marchant demande 2 hommes pendant qu'un 3^{me} avance le convoyeur. A titre d'exemple, une avance de 2,30 m/poste dans une taille de 120 m, puissance 1,50 m, donnerait de 750 à 1000 t, avec 10 h cela donnerait un rendement de 100 t/h. En fait, l'équipe anglaise est de 8 h et peut-être aux E.U. pourrait-on en supprimer 1 ou 2 portant le rendement à 125 t. Le prix de l'équipement Roofmaster est d'environ 350.000 \$. A cette occasion, un soutènement hydraulique léger pour chambres et piliers est rappelé.

IND. D 47

Fiche n° 24.047

O. KUHN. Die Mechanisierung des Strebausbaus. *La mécanisation du soutènement en taille*. — *Glückauf*, 1959, 25 avril, p. 502/518, 47 fig.

L'auteur décrit sommairement les divers types de soutènements marchants les plus récents en Allemagne et à l'étranger : Klöckner - Ferromatik pour plateaux et pour dressants - Hemscheidt - Sander - Hoesch - Westfalia - Wannheim - Becorit - pile cantilever Schwarz - Beien.

En Angleterre : Bolton - Seaman - Dowty - Roofmaster et Dowty - Isleworth.

En France : Somemi à l'essai aux mines de Béthune.

En Russie : le MPK à 3 étançons et le A 2 à 2 étançons - les boucliers pour lignite : Mossbass et OPMK 2.

Importance de la nature des épontes - Caractéristiques essentielles de construction - Economie.

En résumé, le soutènement marchant a progressé notablement entre 1954 et 1958. Six firmes allemandes se distinguent particulièrement. Dans la Ruhr, il y a actuellement 4 tailles équipées complètement et plusieurs autres partiellement.

En Angleterre, on est plus avancé : 24 tailles étaient complètement équipées fin 1958.

En Russie, de très grands efforts sont déployés dans le même sens.

Les recommandations pour l'Allemagne sont : meilleure adaptation aux exigences du toit - tendance vers la standardisation du soutènement hydraulique pour abaisser les frais d'installation et permettre les échanges.

IND. D 60

Fiche n° 23.915

A. WEDDIGE. Der Streckenausbau. *Le soutènement en galerie*. — *Schlägel und Eisen*, 1959, avril, p. 238/242, 19 fig.

Conception schématique des pressions de terrain en admettant des lignes de force uniquement verticales en terrain vierge et en considérant leur déviation lors du creusement d'une galerie carrée dans le cas de divers terrains de résistance de moins en moins grande. Mesures et moyens pour la sécurité et la conservation des galeries : 1^{er} cas, galerie en grès homogène : il n'y a besoin de rien - 2) les bancs sont encore très résistants mais moins épais, l'air peut s'infiltrer dans les joints et les désagréger, on y remédie par des injections de ciment (gunitage) ; aux E.U., on utilise des résines synthétiques. Dans les roches moins compactes, on recourt au boulonnage ou à l'encolage (ancrage sans boulon). Il reste enfin le cas où la roche est déliteuse et où il faut absolument un soutènement : cintre rigide ou coulissant, revêtement complet en maçonnerie ou métallique. Dans le cas de bancs inclinés, il faut choisir un soutènement articulé ou coulissant qui se prête aux mouvements en grand des poussées.

Consolidation des terrains : boulonnage des chassages à divers types à coins et à cosses : Bergbau-fortschritt, Becorit, G.H.H. - ancrage sans boulon. Soutènement : matières : bois, claveaux, acier. Statistique et prix des divers matériaux. Les claveaux en fer à cheval Enfinger. Béton de pierres de mine avec cintres Usspurwies de renfort (cercles concentriques en D).

E. TRANSPORTS SOUTERRAINS.

IND. E 0

Fiche n° 24.738

R. SCURFIELD. Underground transport - Trends in new and reconstructed mines. *Transport souterrain - Tendances actuelles dans les mines nouvelles ou reconstruites*. — *Iron and Coal T.R.*, 1959, 12 juin, p. 1351/1359.

Le problème des transports souterrains, qui joue un grand rôle dans l'économie de l'exploitation, ne peut recevoir, en Grande-Bretagne, une solution standard. La mécanisation des fronts de taille a amené plusieurs changements : les berlines voient leur capacité augmenter à 1 1/2 et jusqu'à 6 tonnes suivant les conditions locales ; les locomotives, principalement Diesel, sont de plus en plus adoptées ainsi que les convoyeurs de voie et les installations

de skips. Les méthodes de transport employées se rapprochent de celles des mines américaines ou de celles de nos mines européennes continentales, suivant que l'on envisage les bassins à couches à peu près plates et d'allure tranquille (Midlands, Yorkshire, Durham, Northumberland) ou les bassins à couches dérangées (Ecosse, Lancashire, Staffordshire, Pays de Galles). L'article concerne la modernisation du transport, dans les premiers East Midlands : pendage et densité du gisement faibles, d'où prédominance des galeries en couche, où le transport se faisait par trainages, on n'aurait pu utiliser les locomotives, la modernisation s'est faite par l'emploi des convoyeurs à bandes et ensuite des convoyeurs à bandes et câbles ou à écailles.

Dans le Yorkshire, le gisement est dense et va en s'approfondissant, dans les nouvelles mines, on a donc eu recours aux locomotives (pendage 2 1/2 %) Diesel d'abord, mais au fur et à mesure de l'appropriation des voies, on ira à la loco électrique. Dans le Durham, l'avenir est vers l'Est et les gisements sous-marins, les locos y sont en usage (Diesel et batteries), on utilisera le trolley dans certains cas. Le Nord-Staffordshire est un des gisements les plus riches d'Europe : planning : grand puits, grandes berlines, remblayage pneumatique, cages et contrepoids, hauteur d'étage limitée à 90 m ; avantages et inconvénients des puits intérieurs qui gênent la mécanisation de l'abattage.

IND. E 129

Fiche n° 24.762

M. KOK. Improving production with a newly designed transfer feeder. *Amélioration de la production grâce à un dispositif nouveau de déversement.* — *Mining Congress Journal*, 1959, juin, p. 55/60, 4 fig.

Le déversement du charbon d'une navette (shuttle-car) sur une bande de convoyeur constitue un point délicat du transport dans les mines américaines. Le dispositif décrit consiste en une trémie d'emmagasinement en forme de chenal, plus large à l'endroit où la navette se déverse et rétrécie là où le charbon tombe sur le convoyeur. Le fond est parcouru par deux chaînes convergentes qui entraînent le charbon et permettent de le remonter au niveau du convoyeur. Le temps de déchargement du shuttle-car peut être réduit au minimum grâce à ce système qui réalise un volant d'une certaine capacité et régularise l'alimentation du convoyeur. L'auteur analyse les données de transport d'une mine de l'Ohio en corrélation avec la production au front de taille et montre les avantages qu'apporte l'introduction d'un appareil de déversement rationnel et d'alimentation du convoyeur, sur la production.

IND. E 250

Fiche n° 24.049

W. SPALLEK. I. Grubenlokomotiven und Zubehör auf der Deutschen Bergbau-Ausstellung 1958. I. *Locomotives de mines et accessoires à l'Exposition d'Essen 1958.* II. Förderwagen auf der Deutschen Bergbau-Ausstellung 1958. II. *Berlines à l'Exposition d'Essen 1958.* III. Schachtfördermaschinen und Haspel auf der Deutschen Bergbau-Ausstellung 1958. III. *Machines d'extraction et treuils à l'Exposition d'Essen 1958.* Glückauf, 1959, avril, p. 525/540, 41 fig.

A part les locos à air comprimé, tous les autres types modernes de locos pour le fond étaient bien représentés à l'exposition d'Essen 1958. L'article donne les caractéristiques des types représentés.

Locomotives à trolley : AEG, type HF 4 D - 13 t - 72 kW. BBC, type G 502 - 8 t - 64 kW. SSW, type 3 F 18 - 18 t - 100 kW. Ruhrdynamo : loco-soudeuse 2,3 t - 7,5 kW en translation ; 12,5 kW en soudure.

Locos à batteries : AEG, type HA 2 - 17 t - 50 kW. Heinrich Bartz : 20 t - 74 kW ; autre type : 2 × 8 t - 50 kW ; loco de manœuvre à commande hydraulique 5,5 t - 15 kW. Haleuse de rails 1,35 t - 2 kW. Jung, 17 t - 70 kW. SSW, type 3 A 17 - 17 t - 52 kW.

Locos Diesel : Klöckner-Humboldt Deutz, type A 6 M 517/H 54 - 14 t - 90 ch (commande hydraulique). Autre type : A 2 M 514. Loco de manœuvre 20 ch. Ruhrthaler (commande hydraulique 14 t - 90 ch).

Divers : Oerlikon : electro-gyro 9 t - 25 kW. Ruhrthaler : Unicar GF 7, camion sur pneus pour le fond, 2 t - 12 ch.

Accessoires : Robert Bosch : démarreur hydraulique pour moteur Diesel - Ing. Steinfurth : isolement des lignes de trolley. Siemens & Halske : tableau synoptique lumineux du transport. AEG : plan schématique d'un redresseur au germanium pour 200 à 800 A à tension constante (110 V). Variante de la firme Hugo Miebach pour 400 A - 110 V.

A l'Exposition d'Essen il y avait de nombreux types nouveaux de berlines :

Bischoff-Werke : berline à versage latéral de 1000 à 3000 litres - à versage par le fond pour le transport des pierres - chariots-bogies pour le transport des pièces longues.

Dolberg-Glaser et Pflaum : berlines à versage latéral automatique de 2400 litres.

Dröge et Koch : wagons « Cranby » de 3000 litres à fond incliné - G.H.H. : berline de 6000 litres à versage latéral - Victor Halstrick : autre berline « Cranby » à station de relevage ; de la même firme : chariots-bogies pour le transport des cintres.

Brüninghaus : grandes berlines de 4000 litres - berlines de 1240 litres à nettoyage automatique du fond par grille.

Machines d'extraction : Ateliers métallurgiques Prinz Rudolph : tambour Koepe à 4 câbles et freinage par disque et rotor du moteur accouplé. Rhein-stahl : tambour Koepe 4 câbles avec frein adjacent et rotor du moteur en porte-à-faux.

A.E.G. : vue d'installation et schéma d'une machine d'extraction à courant alternatif et dispositif de contrôle hydraulique des plongeurs du rotor.

S.S.W. : télécommande pneumatique du frein à fermeture rapide avec réglage à membrane.

Treuils d'extraction : Ateliers métallurgiques Prinz Rudolph : treuil de 38 kW à commande hydrostatique - Rhein-stahl : treuil de 250 kW. Divers accessoires - Robert Bosch : installation de graissage automatique des câbles. Ateliers métallurgiques Prinz Rudolph : treuil à friction pour le remplacement des câbles, spécialement pour les machines multicâbles.

IND. E 251

Fiche n° 24.696

H. FAUSER. Die Kennlinien von Druckluftlokomotiven. *Les caractéristiques des locomotives à air comprimé.* — Glückauf, 1959, 6 juin, p. 743/757, 21 fig.

Les rares publications sur les machines à air comprimé ne permettent guère de se faire une représentation de la capacité et du comportement de ces machines. Ne disposant pas d'une station d'essais convenable à la surface, les essais ont été faits au fond avec le matériel déjà décrit (cf f. 19.085 - E. 25) ; on a installé en plus un enregistreur de pression allant jusque 250 atm branché sur les bonbonnes à haute pression. Les mesures sont plus difficiles ici que sur les locos électriques à cause du mouvement alternatif des machines à piston. L'interprétation des diagrammes est aussi plus laborieuse. L'auteur distingue 2 sortes de locomotives à air comprimé : celles à 2 cylindres et celles à 4 cylindres.

Caractéristiques relevées en fonction de la force au crochet (constante) : vitesse du transport, chute de pression à chaque instant dans les bonbonnes à haute pression, chute de pression par mètre parcouru, rendement spécifique. L'auteur expose comment on peut utiliser ces diagrammes dans un autre cas donné.

Transposition des périodes de démarrage et de régime dans le diagramme enthalpie-entropie ; diagramme indicateur de la cylindrée pour une locomotive de 45 ch dans le cas de 600 ou 1.100 kg au crochet ; cas de la loco à 2 cylindres ; caractéristiques dans le cas de la loco à 4 cylindres.

IND. E 253

Fiche n° 24.110

H. TITMAN. The emission of gas from lead acid-cells. *Les émissions de gaz des accumulateurs acide-plomb.* — Safety in Mines Research Establ. Res. Rep. 1958, 1959, février, 18 p., 5 fig.

Comparaison des émissions de gaz des accumulateurs acides et alcalins immédiatement après char-

gement. Des différences de 15 % ont parfois été observées, mais les réactions aux variations de température, taux de déchargement, gravité spécifique sont identiques. La teneur en hydrogène du gaz libéré est au minimum de 40 %, 5 à 8 minutes après chargement. Le taux d'évolution de la teneur en hydrogène croît avec la température et son acidité. La rapidité de déchargement a aussi de l'influence, le maximum se présentant pour 48 ampères. Dans les conditions de taux d'émission gazeuse maximum, l'émission d'hydrogène des accus acides, aussitôt après chargement, atteint 5 litres/h et est analogue à celle des accus alcalins.

IND. E 253

Fiche n° 24.773

H. TITMAN. The effect of different rates of emission on the accumulation of hydrogen in a vented battery container. *Les effets de divers taux d'émission sur l'accumulation de l'hydrogène dans une boîte d'accumulateur ventilée.* — Safety in Mines Res. Establ. Res. Rep. n° 167, 1959, mars, 11 p., 5 fig.

Un modèle de boîte contenant des reproductions factices d'accumulateurs a été soumis à des essais dans lesquels de l'hydrogène était insufflé par les trous d'aéragé usuels. Le taux d'émission variait dans de larges limites. La théorie indique que, pour des concentrations d'hydrogène de l'ordre de 2 % au moins, la concentration dans la boîte devrait varier suivant la puissance $2/3$ du taux d'émission. Les résultats d'essais ont confirmé cette conclusion de la théorie. Pour les taux d'émission d'hydrogène élevés, on peut créer une ventilation supplémentaire en ménageant des trous de drainage dans la base de la boîte.

IND. E 40

Fiche n° 24.031

G. PICHOT. Généralités sur l'extraction. — *Revue de l'Industrie Minérale*, 1959, mars, p. 5/24, 10 fig., 2 tabl.

A. — Les puits : équipement et utilisation - spécialisation.

B. — Machines d'extraction : disposition d'ensemble d'une installation - machines à rayon d'enroulement constant - poulies Koepe - machines à rayon d'enroulement variable - desserte des recettes - organes moteurs et de transmission.

C. — Les véhicules de transport : berlines et chariots - capacité des berlines, constitution, attelages, tampons, suspension, gabarit - chariots.

D. — Cages ou skips : définition - avantages et inconvénients - éléments du choix - extraction par caisses ou berlines vidées de la cage.

E. — Recettes et appareillage : à cages, facteurs influents, remarques - à skips.

F. — Manœuvres en recettes : à cages : marche à câbles tendus - marche avec taquets : 1) à rayon constant - 2) à rayon variable - 3) dispositifs parti-

culiers pour économiser les manœuvres - cas des skips.

G. — Programme d'étude d'une installation et bilan d'utilisation - Nécessité du programme, consistance - Production journalière brute à demander aux installations - Coefficient d'utilisation - Nécessité de prévoir largement et de ménager les installations - Nécessité d'une étude d'ensemble du transport.

H. — Exemple de schéma d'installation.

Caractéristiques de quelques installations importantes en France et à l'étranger.

IND. E 40

Fiche n° 24.149

G. PICHOT. Machine d'extraction. Disposition d'ensemble. Bases de calcul. Extraction à contrepoids. — *Revue de l'Industrie Minérale*, 1959, 15 mai (Extract. 2^{me} partie), p. 191/204 et 274/275, 11 fig.

A. Disposition d'ensemble : 1) engins de transport, molette et câbles - 2) machine d'extraction à accouplement direct — ou par réducteur — dans les 2 cas : 1 ou 2 moteurs.

B. Bases de calcul : fonctionnement essentiellement discontinu. Entre 2 « traits », on procède aux manœuvres de chargement et de déchargement. L'ensemble d'un trait et des manœuvres constitue une cordée. Définition de la cordée et de ses limites - diagrammes de vitesse. Calcul du couple moteur à fournir par la machine en chaque point de la cordée - couple statique - couple des résistances passives - PD^2 . Définition de la puissance des machines susceptibles de fournir ces couples - Rendement surtout fonction du guidonnage : câbles : 90 à 94 %, rails : 86 à 90 %, bois : 80 à 86 %.

Lorsqu'on doit desservir plusieurs recettes, il y a 3 solutions : 2 engins (cage ou skip) réglés pour la recette inférieure : extraction à 50 % - grâce au tambour fou : réglage des 2 câbles pour des recettes différentes - installation avec un engin de capacité double et contrepoids. Cette dernière solution est la plus avantageuse. La puissance de régime n'est pas sensiblement augmentée, le service est très souple. Par contre, tous les poids morts et par conséquent celui des câbles sont plus élevés : la puissance de démarrage est donc plus élevée - le glissement fonctionnel du câble sur poulie est plus élevé. (Ce sont des inconvénients mineurs dans le cas de recettes multiples).

IND. E 413

Fiche n° 24.150

G. PICHOT. Machine d'extraction. Organes d'enroulement et divers. Problèmes particuliers à la poulie Koepe. — *Revue de l'Industrie Minérale*, 1959, 15 mai (Extract. 2^{me} partie), p. 205/265, 67 fig.

Classification : rayon d'enroulement constant : à friction Koepe avec câble d'équilibre - à tambour

cylindrique ; rayon d'enroulement variable : tambours spiraloïdes, bicôniques, à bobines.

Dans tous les cas, 2 problèmes : régularisation du couple - réglage des câbles.

Poulies Koepe : paramètres de définition et conditions à observer - diagrammes de fonctionnement - réglage des câbles - exemples de construction.

Tambours cylindriques : spires mortes - angles limites d'obliquité - couches multiples - bobine interne - diagramme des couples - construction.

Tambours bicylindrocôniques : paramètres de définition - conditions à respecter - diagramme des couples - réglage des câbles - construction.

Machines à bobines : principe - diagramme du couple et de la puissance - construction des bobines.

Organes divers : Arbres - Paliers - Accouplements - Clavetage - Réducteurs - Fondation des machines placées au sol - Cas des tours d'extraction.

Problèmes particuliers à la poulie Koepe : Adhérence - Charge limite.

A. Comportement d'un câble sur une poulie quelconque - Sur une poulie indéformable, câble élastique - sur une poulie à garniture élastique, câble rigide - Glissement fonctionnel.

B. Adhérence du câble sur la poulie Koepe - Coefficient de frottement - Adhérence en marche normale - Adhérence dans le freinage. Délimitation des états de charge admissible pour une poulie Koepe : en marche normale - en cas de freinage.

IND. E 414

Fiche n° 24.151

G. PICHOT. Machine d'extraction. Extraction multicâble. — *Revue de l'Industrie Minérale*, 1959, 15 mai, (Extract. 2^{me} partie), p. 266/273. 2 fig.

Système développé en Suède sur machines de petite et moyenne puissance. Vers 1947, mis en service dans la Ruhr (4 câbles) à la mine Hannover-Hannibal. Depuis, de nombreuses installations ont été réalisées, dont 7 en cours d'exécution en France.

Avantages : augmentation de la sécurité - réduction des dimensions et du prix des machines - réduction des dimensions et du prix des bâtiments abritant les machines - possibilité d'extraction à grande profondeur et fortes charges - réactions sur les guidages.

Inconvénients : plus de câbles à surveiller et entretenir - manœuvres de pose et de remplacement plus compliquées - inégalité éventuelle de tension entre les câbles (câbles mal réglés - diamètre des gorges insuffisamment identiques).

Répartition de la charge entre les câbles d'une telle installation - influence de l'écrasement de la garniture sous les efforts radiaux - influence globale de l'élasticité de la garniture.

Pourcentage de surtensions dans les câbles d'une installation multicâble selon diverses hypothèses de calcul.

Conclusions : il convient de rechercher une combinaison câble-garniture qui s'use peu - on réduira autant que possible la pression spécifique au contact câble-garniture. Il semble que le montage classique des blochets par coins latéraux n'est pas favorable ; des blochets en gros blocs maintenus par boulons assez écartés semblent plus avantageux.

IND. E 414

Fiche n° 24.489

H. KUKUK. Neuerungen beim Schachtbau, bei der Schachtförderung und beim Tiefbohren an der Bergbau-Ausstellung 1958. *Les nouveautés de l'Exposition d'Essen 1958 concernant le creusement de puits, l'extraction et les sondages (pour ces derniers, voir 19.615 - B 24)*. — *Glückauf*, 1959, 23 mai, p. 688/698, 26 fig.

Machines d'extraction : Poulie Koepe de la société Eisenhütte Prinz Rudolf avec freinage à disque central - Modèle de machine 4 câbles avec frein et moteur adjacents de Rhein Stahl Eisenwerke - Poulie Koepe quadruple G.H.H. à flasques pleins ; de la même firme : attaches de sûreté et balancier pour 4 câbles ; modèle de cage avec fermeture par poussoir vertical et guidage par câble - Skip à bascule (de versage) Hasenclever - Guidage de cage à rouleaux G.H.H. - Chariot pour la pose à friction des câbles (Eisenhütte Prinz Rudolf) - Cage à palier basculable (pour repassage de puits) Dröge & Koch.

IND. E 416

Fiche n° 24.080

T. BERTLING. Methode zur Berechnung nichtlinearer Regelkreise insbesondere für automatische Drehstromfördermaschinen. *Méthode de calcul pour les cycles de réglage non linéaires, en particulier pour les machines d'extraction automatiques à courant alternatif*. — *Bergbauwissenschaften*, n° 8, 1959, 20 avril, p. 187/192, 11 fig.

Cette question des équations différentielles non linéaires est une entrée en matière pour avoir l'occasion de décrire l'extraction automatique à courant alternatif installée au puits N° 3 de la mine General Blumenthal de la Sté Hibernia. Machine de 720 kW - charge utile : 4 t (4 berlines de 680 kg). Vitesse d'extraction : 8 m/s. Poulie Koepe de 5 m Ø. Frein à action rapide : poids : 1325 kg. Le circuit de contrôle comprend un moteur tachymétrique, l'écart de tension entre les valeurs « est et doit » est redressé et agit sur un amplificateur magnétique qui, par l'intermédiaire d'un moteur Ferrari, contrôle les résistances liquides du moteur d'extraction. L'alimentation se fait à basse fréquence (génératrice Lydall 70 kVA, 400 V, 100 A) pour les manœuvres. Schéma du redresseur-comparateur et des autres appareillages électriques. Des oscillogrammes montrent une bonne concordance entre les valeurs « est - doit ».

IND. E 440

Fiche n° 24.034

G. PICHOT. Câbles d'extraction. — *Revue de l'Industrie Minérale*, 1959, 15 mars, p. 101/165, 78 fig.

A. — Descriptions : éléments constitutifs - torons - principaux types de câbles - normes françaises concernant les câbles - caractéristiques physiques.

B. — Fabrication des fils : acier constitutif - fabrication.

C. — Caractéristiques mécaniques des fils : essais sur fils - facultés d'adaptation des fils tréfilés.

D. — Fabrication des torons et des câbles : bobinage, toronnage et câblage, lubrification - torsion de fabrication, état final du câble neuf.

E. — Caractéristiques mécaniques des câbles et essais : relations théoriques approximatives avec les caractéristiques mécaniques des fils - essais de traction et de résistance à la fatigue.

F. — Comportement du câble en service : allongements - giration - oscillations longitudinales - oscillations transversales.

G. — Efforts supportés par les câbles : charges statiques - efforts dynamiques - flexions sur les appareils d'enroulement - pression sur dito - flexions secondaires - indentations - torsions.

H. — Calcul usuel des câbles : règlement français - calculs - extraction à grande profondeur - évaluation du travail fourni par un câble. Cause de détérioration des câbles - mesures à prendre pour prolonger leur durée - surveillance des câbles.

IND. E 45

Fiche n° 24.033

M. HUART. Cages et skips. — *Revue de l'Industrie Minérale*, 1959, 15 mars, p. 64/100, 48 fig.

Le dessin de la cage et le nombre de paliers dépendent des services à assurer, du système d'encagement, de guidage, la marche à câble tendu ou sur taquets, la présence ou non d'un câble d'équilibre.

Les montants et les cadres sont normalement en acier Martin doux à 42 kg/mm², pour le reste, acier Thomas. L'emploi d'aciers spéciaux ou d'alliages légers permet des allègements notables. L'alliage léger est A.G.5 à 94,7 % Al, 5 % Mg et 0,3 % Mn qui offre 30 kg/mm² de charge de rupture. En général, les cages sont rivées, certains éléments peuvent être soudés. Le calcul d'une cage doit tenir compte des efforts normaux ; charge statique, effort à l'encagement et au déchargement, éventuellement, pose sur taquets, en outre il y a les efforts accidentels. Coefficient de sécurité aux efforts normaux : 8 à 5, pour les efforts accidentels : décélération de 3 g. Les planchers portent des rails et des dispositifs d'arrêt et départ. Les mains de guidage élastiques ont pour but d'amortir les chocs dans les puits déformés (pneumatiques, creux ou pleins). Au passage des recettes, on peut prévoir un contre-guidage indépendant. Les cages peuvent encore comporter : des trappes de sauvetage, un sommier de suspension

du câble porteur et un du câble d'équilibre, dispositif de descente des pièces lourdes, portes à personnel, ceintures et jupes d'étanchéité, mécanismes de verrouillage.

La construction des skips s'appuie sur nombre de considérations précédentes, à la partie supérieure, il y a généralement une cage à plancher relevable. Il y a des dispositifs antibris. Les plus fréquents sont à déversement par le fond, il y a aussi des skips à renversement et à caisse basculante guidée.

IND. E 444

Fiche n° 24.474^v

R. LOISON. Recherches de sécurité minière en U.R.S.S. Sécurité des câbles d'extraction et parachutes. — *Annales des Mines de France*, 1959, avril, p. 231/232.

Pour vérifier l'état d'usure des câbles d'extraction, le Maknii a mis au point un appareil actuellement en cours de fabrication. Le câble passe entre des pièces polaires et on mesure la réluctance du champ magnétique (conjugué avec le contrôle extérieur du câble pour les fils cassés). En service et à la vitesse normale, l'appareil indique par l'allumage d'un voyant si la section du câble descend en dessous d'un certain seuil dans une partie quelconque de sa longueur, on procède alors à un enregistrement à vitesse modérée (1 à 2 m/s). L'appareil a été essayé sur un câble usé de 300 m qu'on a découpé après coup en 100 tronçons et on a déterminé la charge de rupture de chacun des tronçons : précision des indications estimée à 3 à 5 %. Au Maknii on pense que : tant que les appareils de contrôle des câbles n'ont pas fait leur preuve, on doit imposer l'emploi des parachutes tant en puits qu'en plan incliné. Certaines dérogations sont admises (multicâbles, etc...) Le Maknii dispose d'une installation d'essais de parachutes constituée d'un chevalement de 46 m de haut et d'un plan incliné à pente réglable.

Principes de construction : le freinage direct sur le guidage est à rejeter : 2 possibilités : 1) câbles freins indépendants des guides et à suspension élastique - 2) le toit de la cage est relié à celle-ci par un élément extensible, le parachute est fixé au toit et peut alors agir directement sur le guidage.

IND. E 446

Fiche n° 24.148

G. PICHOT. Liaison entre câbles et cages ou skips. — *Revue de l'Industrie Minière*, 1959, 15 mai (Extrait. 2^{me} partie), p. 169/188, 34 fig.

La liaison comporte 2 éléments : l'attache au câble et l'attache à la cage ou attelage.

A. Attaches pour câbles porteurs ronds : 1) à culot cône, principe, calcul, nature du culot, attaches coulées avec résine (stade expérimental : araldite D de St Gobain) - 2) attaches de Davies et Reliance, pince-câbles ; vues de ces divers dispositifs de serrage - 3) attaches à cosse et colliers de

serrage : patte habituelle avec une ou plusieurs pinces à clames (colliers). Calcul du nombre de ces colliers - variante Eigen - 4) attaches auto-serrantes : principe et calcul, cosses à serrage unilatéral et cosses à serrage bilatéral.

B. Attaches pour câbles porteurs plats : attaches à cosses et clames - attaches à culot coulé.

C. Attelages : 1) attelages à chaînes et à patte d'araignée (périmés) - 2) attelages à tige maîtresse : aciers constitutifs - 3) dispositifs complémentaires des attelages : organes de souplesse - dispositifs de réglage - amortisseurs - 4) cas des installations multicâbles.

D. Attaches et attelages pour câbles d'équilibre : câbles ronds - câbles plats.

IND. E 45

Fiche n° 24.039

G. ROSCOE. Design, metallurgy and heat treatment of cage and skip suspension gear. *Construction, élaboration métallurgique et traitement thermique des organes de suspension des cages et skips*. — *Mining Electrical and Mechanical Engineer*, 1959, avril, p. 293/302, 1 fig.

L'article contient des renseignements sur les spécifications à observer dans la conception des attaches des engins de translation : coefficients de sécurité, standardisation, confection des pattes de câbles, attaches ajustables, crochets détachables, chaînes de cages, étriers, et autres accessoires faisant partie des organes de suspension des engins d'extraction. Il traite aussi de l'installation des machines d'extraction à friction, mono ou multicâbles. On examine ensuite la partie métallurgique : choix de la qualité de métal convenable, défauts introduits au cours de la fabrication par le soudage ou le forgeage. L'introduction de l'acier à 1,5 % de manganèse a apporté un perfectionnement important en la matière. On aborde ensuite le problème du traitement thermique pour l'élimination de la fatigue du métal : recuit sub-critique, recuit total et normalisation sont examinés successivement ; la normalisation (chauffage à 900-950° et refroidissement dans l'air calme) est généralement préférable. On donne des indications pour la construction des fours à utiliser à cet effet. L'article examine enfin la question de la recherche des défauts ou fissures au cours du contrôle et de l'inspection des engins de translation, la lubrification et les essais de résistance.

IND. E 53

Fiche n° 23.916

R. GUNTHER. Fernmelde- und Signaltechnik auf der Deutschen Bergbau-Ausstellung 1958. *Technique de la téléphonie et de la signalisation à l'Exposition d'Essen 1958*. — *Schlägel und Eisen*, 1959, mars, p. 162/167, 18 fig.

L'orientation générale vers l'automatisation se manifeste aussi dans les télécommunications, même dans les mines.

Téléphonie. Standard Elektrik Lorenz exposait un central téléphonique pour 25 communications avec lampes et jeu de touches utilisable au fond en espace à ventilation séparée. De la même firme, blocs automatiques pour le même usage. Neumann Elektronik offrait des microphones antigrisouteux avec communications multiples, ainsi qu'un haut-parleur aussi antigrisouteux.

Installations de mesure et contrôle à distance. La firme Neumann Elektronik offrait dans cette section: un poste antigrisouteux à fréquence acoustique pour 5 contrôles différents; de la même firme encore: plan schématique de contrôle à distance pour convoyeur blindé. Dans le domaine de la télévision antigrisouteuse, la firme Raeder & C^o présentait des caméras enregistreuses et des postes de vision.

Téléphonie dans la cage. Schéma des circuits du système Siemens & Halske - coupe dans un puits avec le système Funke & Hulster.

Téléphonie de secours. Système portatif Siemens & Halske.

Commande magnétique à transducteur et châssis en produits synthétiques.

Signalisation intrinsèquement sûre en taille. Lampe TL suspendue à air comprimé et poste de téléphonie dynamique avec appel par hurleur Sté Fernsig.

Signalisation du transport. Schéma lumineux Siemens & Halske - Freinage à frottement télécommandé sur les 2 rails, système W. Vershoven - freinage magnétique Standard Elektrik Lorenz - tableau lumineux à 28 lampes pour numération à distance (W. Vershoven).

F. AERAGE. ECLAIRAGE. HYGIENE DU FOND.

IND. F 112

Fiche n° 24.108

W. MURRAY et D. BEARDSHALL. A reed anemometer for measuring air speeds in coal-dust explosions. *Un anémomètre à ancre pour mesurer les vitesses de l'air dans les explosions de poussières de charbon.* — **Safety in Mines Research Establ. Res. Rep. 152**, 1958, décembre, 40 p., 15 fig.

Il est intéressant d'étudier, dans les explosions de poussières de charbon, la vitesse du courant d'air qui se produit en avant de la flamme. Jusqu'ici, on n'avait pas pu faire cette étude dans la galerie expérimentale de 1,20 m de diamètre de Buxton, aucun anémomètre n'étant adapté à une telle expérience. On a créé un appareil spécial constitué par une « ancre » en métal, pincée à un bout, à laquelle est fixé, sur chacune des deux larges faces, un enregistreur de déformation à résistance électrique. L'ancre est exposée au courant d'air qui la force à s'infléchir, d'où déformation modifiant la résistance électrique qui est enregistrée. La protection de l'en-

registrement est réalisée contre les effets directs de la chaleur et de l'explosion. L'instrument convient aussi bien pour les mesures d'effet statique que dynamique.

IND. F 115

Fiche n° 24.113

D. KINGERY et F. KAPSCH. Airflow changes in multiple-fan systems. *Les variations du courant d'air dans les systèmes d'aération par ventilateurs multiples.* — **U.S. Bureau of Mines, Inf. Circ. 7889**, 1959, 24 p., 16 fig.

On cherche à évaluer la probabilité du risque de panne d'un ventilateur faisant partie d'un système de ventilation multiple, son degré de gravité et les mesures de sécurité à prévoir. On choisit l'exemple de 3 mines, le risque dépendant naturellement beaucoup des circonstances locales: nombre de ventilateurs, leur distance, méthodes d'extraction, abondance du grisou, etc... Chaque charbonnage doit étudier les effets possibles de l'arrêt d'un ventilateur et les mesures à prendre dans ce cas. Il est recommandable d'installer des portes se fermant automatiquement pour empêcher l'air de pénétrer par les issues de retour d'air. Les retours d'air séparés sont aussi désirables lorsqu'on utilise plusieurs ventilateurs. Les séparations doivent toutefois permettre un certain passage d'air pour éviter les stagnations locales et elles doivent être d'accès et d'ouverture faciles. Le Bureau of Mines a étudié, à l'aide de la machine analogique, un certain nombre de circuits types (chambres et piliers) montrant l'influence de l'arrêt d'un ventilateur. Un équilibre complet des débits n'a pas été recherché, vu la précision limitée des mesures.

IND. F 115

Fiche n° 24.701

R. GREUER. Die Berechnung von Wernetzen mit elektronischen Digitalrechnern. *Le calcul des réseaux de ventilation avec les ordinateurs électroniques.* — **Glückauf**, 1959, 6 juin, p. 769/773, 3 fig.

En Allemagne, les ordinateurs électroniques devraient voir se développer leur emploi très rapidement comme c'est le cas aux E-U où il y en a 5000 en service et où l'on en prévoit 10.000 pour 1965.

Plusieurs firmes ont entrepris la construction de ces machines et une des premières applications doit être l'étude des projets de ventilation par les ingénieurs affectés à ce service. Pour faire progresser la question, la section de ventilation de la SKBV a soumis quelques éléments de réseau au calcul de l'ordinateur IBM 604. Ce n'est qu'un début. L'auteur rappelle succinctement les données de base: pression P, débit Q, résistance R, liées sur un branchement par la relation $P = RQ^n$ (n voisin de 2). Dans les réseaux, on a les lois de Kirchhoff: aux nœuds $\sum Q = 0$, par maille: $\sum P = 0$. On possède donc un nombre suffisant de relations pour ré-

souder ces réseaux. Les difficultés sont de deux ordres : connaissance encore imparfaite de R dans les réseaux particuliers (il faut un équipement et plusieurs personnes pour les mesures). L'autre difficulté, seule envisagée ici, se présente dans les projets et les prévisions où R est supputé et où on recherche Q à prévoir. 4 méthodes de résolution sont à envisager : 1) le calcul pur souvent impossible par suite du grand nombre de mailles et du second degré - 2) les méthodes graphiques - 3) les méthodes d'approximation particulières - 4) la méthode itérative de Cross et les simplifications donnant des approximations utiles. Pour montrer comment se disposent les calculs dans la méthode de Cross, 3 mailles d'une fraction de réseau sont traitées à partir d'une approximation à $\pm 10\%$ près. L'utilisation de l'ordinateur est examinée - l'inconvénient : il faut utiliser la machine à chaque modification - Bibliographie.

IND. F 130

Fiche n° 24.146

B. ANDREIEFF et C. LEBRUN. Tendances modernes des ventilateurs de mines. — *Revue de l'Industrie Minérale*, 1959, mai, p. 417/427, 8 fig.

Ventilateurs à haut rendement : l'aviation et les études aérodynamiques ont fait progresser la technique de la ventilation minière : pales profilées, vitesses mieux adaptées ont porté le rendement de ces engins à une valeur qu'il sera difficile de faire encore progresser. Les coudes dans les canalisations entraînent toujours des pertes de charge, c'est pourquoi divers constructeurs ont installé des ventilateurs à axe vertical, notamment dans le Bassin du Nord-Pas-de-Calais, aux groupes de Bruay, Henin-Liétard, Auchel.

Réglage du débit et de la dépression : le ventilateur centrifuge s'adapte aux variations de la mine, surtout par variation de la vitesse, les ventilles dans l'ouïe, créant une prérotation, sont peu connues. Le ventilateur hélicoïde se règle surtout par variation de l'angle des pales, moins souvent, de la vitesse de rotation ; on peut encore modifier le nombre de pales et éventuellement d'hélices. Le réglage des pales peut se faire individuellement ou simultanément, à l'arrêt ou en marche.

Réduction des pertes de charge entre puits et ventilateur : le tracé du rampant doit être soigneusement établi. Lorsqu'il y a deux ventilateurs, plusieurs réalisations peuvent être envisagées : 1) les 2 ventilateurs aspirent dans une chambre de détente - 2) les 2 ventilateurs sont placés de part et d'autre du puits - 3) au-dessus du puits, il y a une cheminée avec un intervalle dans lequel on place l'un ou l'autre des 2 groupes.

Autres impératifs : 1) rapidité de permutation des ventilateurs - 2) bruit : à ce point de vue les hélicoïdes sont désavantagés : des dispositifs d'insonori-

sation sont utilisés en Allemagne (lourd, onéreux, crée des pertes de charge).

Localisation des ventilateurs : au fond l'hélicoïde est exclusivement utilisé - Perspectives : télécontrôle et automaticité.

IND. F 132

Fiche n° 24.030

P. HAVARD. Aérage principal par électro-ventilateurs installés au fond aux charbonnages de Limbourg-Meuse. — *Revue de l'Industrie Minérale*, 1959, mars, p. 267/275, 9 fig.

En 1942, l'électro-ventilateur de 1000 ch des charbonnages de Limbourg-Meuse était le plus puissant appareil de ce genre installé dans une mine européenne. Depuis, le développement des travaux a nécessité l'installation d'un ventilateur du même genre, beaucoup plus puissant : 2600 ch, à 550 t et 3300 ch à 620 tr/min (Chaurobel, licence Aérex) ; installé au même étage de retour d'air, le précédent servant désormais de réserve.

A 548 tr/min, la pression est de 350 mm d'eau, le débit 385 m³/s, 2500 ch : rendement 97 % ou bien 417 mm d'eau de pression, débit 350 m³ - 2290 ch.

Disposition des deux ventilateurs : l'isolement à volonté de l'un ou l'autre des ventilateurs posait un problème nouveau, chacun d'eux est suivi après une partie horizontale très courte par un rampant à 45°, les portes ont été pourvues d'un joint spécial Englebert (\varnothing des galeries : 5,25 m et 5,60 m).

Détails techniques : poids total du ventilateur : 50 t, partie tournante : 15 t.

$Pd^2 = 60.000 \text{ kg/m}^2$, poids d'une pale : 130 kg.

Déviateurs de buées :

en 1939 : 150 m³/s \times 30,6 mm (402 tr/min) 71 ch

en 1942 : 200 m³/s \times 27 mm (427 tr/min) 83 ch

Statistique de l'extraction et du % de pierre de 1939 à 1957.

IND. F 21

Fiche n° 24.055

D. SEELEMAN. Étude du dégagement de grisou causé par le tir. — *Revue de l'Industrie Minérale*, 1959, avril, p. 317/324, 2 fig.

La sécurité du tir à retard en mines grisouteuses et plus particulièrement la sécurité du tir au charbon dépendent, entre autres facteurs, du dégagement du grisou causé par le tir au cours de la volée.

La réalité de ce dégagement a été démontrée par des mesures de la teneur en grisou au chantier pendant le tir, les premiers résultats de ces mesures ont été rapportés (cf f. 16.738 - C 240). L'étude du dégagement au cours du tir a été poursuivie dans des chantiers variés. L'auteur a en outre effectué de nombreuses mesures de la teneur quelques minutes après un tir afin de comparer les risques résultant du tir à retard à ceux du tir en volée. Il a d'autre

part perfectionné le matériel de prélèvement et mis au point une nouvelle éprouvette de prélèvement automatique.

La première partie récapitule les mesures en chantier, la seconde décrit la nouvelle éprouvette de prélèvement.

IND. F 21

Fiche n° 24.472

G. SCHNEIDER. Les gisements de gaz des bassins houillers et la prévision du dégagement de grisou (d'après les travaux soviétiques). — *Annales des Mines de France*, 1959, avril, p. 191/218, 8 fig.

On se propose de prévoir quel sera le dégagement de grisou dans les travaux de mine : il dépend a priori de deux ordres de faits : certaines conditions naturelles et la façon de conduire les travaux. Ces deux ordres de faits sont donc étudiés avant de passer aux prévisions. Auparavant, quelques notions fondamentales sont rappelées :

Chap. I. Capacité de rétention de gaz par une roche : porosité des roches et des houilles - relation entre la pression et le gaz retenu dans la roche - perméabilité - concentration en gaz des roches - mesure.

Chap. II Les gisements de gaz : nature et origine des gaz - migration - caractères généraux des gisements - la concentration en méthane.

Chap. III. Les facteurs d'exploitation : comment les travaux modifient le gisement de gaz - données expérimentales - dégagement d'une couche en exploitation, des roches encaissantes, des couches voisines - bilan du débit de gaz : grosso modo 60 % du débit total viennent de la couche exploitée, les couches voisines éventuelles se dégazent dans l'arrière-taille et interviennent pour environ 10 % - les roches encaissantes à cause de la faible perméabilité ne donnent guère plus de 30 %.

Chap. IV. Prévision du dégagement de grisou : méthode globale (dite statistique) - méthode analytique (des concentrations potentielles).

Conclusions sur les méthodes soviétiques de prévision. Bibliographie.

IND. F 22

Fiche n° 24.057

A. MONOMAKHOFF. Grisoumètre déclencheur rapide auto-contrôlé. — *Revue de l'Industrie Minière*, 1959, avril, p. 351/363, 3 fig.

En mines franchement grisouteuses ou sujettes à dégagements instantanés, il serait probablement possible d'étendre l'emploi de l'électricité dans certains endroits de ces mines (entrées d'air) s'il était possible d'assurer un contrôle permanent, automatique et rapide de la teneur en grisou. La précision de l'appareil par contre n'a pas besoin d'être très élevée (il faut de toute manière une marge de sécurité importante : $\pm 0,2$ % CH₄).

Les doseurs à infra-rouge répondent le mieux à ces desiderata : fonctionnement permanent sans usure, temps de réponse rapide, indications aisément auto-contrôlables, le signal n'étant pas nul en l'absence de grisou mais fonction d'un préreglage.

Rappel du principe de fonctionnement du doseur à infra-rouge (à tubes comparateurs). Analyse des caractéristiques d'usage du doseur infra-rouge dans son emploi comme grisoumètre déclencheur : permanence - auto-contrôle - rapidité - sensibilité - précision.

Exemple de réalisation d'un grisoumètre déclencheur rapide à doseur infra-rouge : structure générale - fonctions assurées par le GID-58.

Auto-contrôle du fonctionnement : circulation des gaz - appareil indicateur - déclencheur - doseur infra-rouge - chaînes d'asservissement - auto-contrôle au réenclenchement.

Réglages et contrôle du grisoumètre - Sécurité au point de vue grisou. Le temps de déclenchement est de l'ordre de 5 secondes, deux autres types sont actuellement à l'étude où, grâce au remplacement de l'aiguille par un spot lumineux, le temps de réponse pourrait être réduit à 2 secondes.

IND. F 22

Fiche n° 24.761

R. JAMES. A continuous methane monitoring system at the working face. *Un système de détection et de contrôle continu du grisou au front de taille.* — *Mining Congress Journal*, 1959, juin, p. 44/47 et 97, 4 fig.

Le Bureau of Mines a entrepris une campagne systématique de recherches en vue de trouver un appareil qui serait adjoint aux engins d'abattage modernes, mineurs continus, haveuses, etc... et aurait la double mission de renseigner les teneurs en grisou dangereuses dans l'air et de couper automatiquement, à partir d'un certain pourcentage fixé à 2,5 %, le courant électrique. La complexité du problème a conduit à fractionner le projet de l'appareillage estimé nécessaire et à confier l'étude et l'exécution de chaque partie à une firme spécialisée, particulièrement expérimentée dans cette partie. Les exigences à réaliser ont été étudiées et stipulées aux intéressés.

L'appareillage doit notamment être antidéflagrant ; ses indications doivent être continues ; en cas de défektivité ou d'avarie à l'appareillage, il doit automatiquement couper le courant ; il doit fonctionner à courte distance (0,30 m minimum, 4,50 m maximum) du front ou du toit, etc...

Les recherches qui sont poussées activement s'orientent vers des solutions diverses et tiennent compte des réalisations déjà connues de constructeurs étrangers dans un but analogue. Les principes de base peuvent être la combustion par flamme ou par fil chauffé, la différence de conductibilité, de densité, de réfraction, de vitesse du son, d'absorption d'infra-rouge, d'oxydation catalytique, etc..., du

mélange méthane-air avec l'air pur. L'électronique permettra d'aider à l'élaboration d'un appareil répondant aux exigences. La collaboration du Bureau of Mines et des constructeurs les plus qualifiés conduira à une solution dont on espère beaucoup pour la sécurité du front de taille.

IND. F 230

Fiche n° 24.007^{II}

J. PEASEGOOD et A. WRIGHT. Mine explosions. Practical implications. *Explosions dans les mines. Considérations pratiques.* — *Colliery Guardian*, 1959, 23 avril, p. 528/531.

Danger des excavations au toit des chantiers et des galeries. Leur remplissage est difficile et présente des dangers, notamment à cause de la difficulté de les ventiler. Il faut éventuellement prévoir des moyens d'y faire arriver de l'air de balayage et, bien entendu, employer des procédés de soutènement efficaces. Les joints de stratification des roches du toit sont aussi une source de danger et on cite plusieurs explosions qui y ont eu leur origine. La disposition stratifiée du grisou et de l'air au toit des galeries doit attirer l'attention : une vitesse du courant d'air au toit doit être suffisante, et contrôlée, indépendamment de la vitesse moyenne dans la section de la galerie. Dans les montages, le problème de la ventilation se présente dans des conditions spéciales et une étude locale attentive est nécessaire. La détection du grisou comporte plusieurs techniques de contrôle soit à la lampe, soit au méthanomètre et le règlement l'impose dans certaines opérations, notamment avant le tir des mines. La poussière de charbon constitue un danger parfois aussi grand que le grisou et les mesures de protection par nettoyage ou par apport de poussières inertes neutralisantes s'imposent lorsque des accumulations se présentent.

IND. F 25

Fiche n° 24.473

R. COEUILLET. Connaissances actuelles sur les dégagements instantanés (D.I.). — *Annales des Mines de France*, 1959, avril, p. 233/249, 8 fig.

En U.R.S.S., des études importantes ont été faites sur les D.I., elles ont permis l'emploi de méthodes originales de prévention qui ont réduit très fortement le risque. Dans le Donetz, la fréquence a été divisée environ par 4. L'auteur saisit l'occasion pour faire une synthèse du sujet.

A. La liaison gaz-charbon revêt plusieurs formes : gaz libre dans les grandes fissures - adsorbé dans celles de l'ordre de grandeur de sa dimension moléculaire (4 Å) - fissures ultra-fines non décelées à l'hélium - combinaison chimique (?) instable. La pression en sondage n'atteint jamais 150 atm, 10 kg dans les Cévennes, 50 kg en U.R.S.S. Influence du rang du charbon : expérimentalement, le gaz adsorbé passe par un maximum pour l'anhracite ; prati-

quement, il y a des D.I. de CO₂ en Pologne pour des charbons à 25 % de M.V. Dans le Donetz, à 20 %. En Belgique, à 15 % dans les anthracites des Cévennes. Ce qui précède explique certains paradoxes.

B. Rôle des pressions de terrain : la perméabilité diminue à contrainte croissante et augmente par détente - le charbon broyé libère le gaz - essais de laboratoire. Application aux D.I.

C. Théories du D.I. : 1^o) dynamique en 4 phases : variation brusque de l'état de contrainte du terrain - fissuration et broyage du charbon - désorption du gaz - transport pneumatique du charbon fin - 2^{me} théorie : des nids : au voisinage des charriages et autres plissements, il y a des nids de charbon fin. Synthèse des 2 méthodes : il suffit de baptiser nid toutes les zones d'une couche où le charbon est plus tendre pour une raison quelconque (essais de vérification), influence de la nature du gaz.

D. Prévention des D.I. : couche égide - sondages de détente. Autres méthodes : a) saigner la couche au toit - b) orientation des fronts - c) infusion - d) présoutènement.

E. Description d'un D.I.

F. Conclusions.

IND. F 25

Fiche n° 23.912^{II}

J. LUCAS. II. Over mijngasontwikkeling en mijngasafgifte van de steenkoolagen. II. *Sur l'émission et l'évasion du grisou par les bancs encaissants.* — *De Mijnlamp*, 1959, 15 avril, p. 649/655, 4 fig.

C. — *Le phénomène de dégagement instantané.* On a affaire à un dégagement soudain et très important de gaz qui ne s'accompagne pas nécessairement de charbon en poussières : on a alors affaire à un soufflard. Dans les Staatsmijnen, on a ainsi eu un soufflard qui a dégagé plus de 2 millions de m³ de gaz. Liste avec caractéristiques d'un certain nombre de coups de gaz et de coups de charbon. Plan des lieux d'un tel coup dans le Limbourg, chronogramme du dégagement de grisou. (2-VII-1958).

IND. F 30

Fiche n° 24.474^{III}

R. LOISON. Recherches de sécurité minière en U.R.S.S. Sécurité contre les poussières inflammables. — *Annales des Mines de France*, 1959, avril, p. 223/225, 3 fig.

I. Arrêt-barrage à déclenchement automatique :

Les arrêts-barrages classiques doivent être placés à une distance assez grande des fronts (décalage entre chasse d'air et flamme). En disposant au voisinage immédiat du front un détecteur sensible à l'élévation de température, de pression ou de rayonnement, on peut commander le basculement de l'arrêt-barrage par ce détecteur si le temps de réponse est assez court. Les Anglais ont déjà cherché dans ce sens, mais sans réalisation.

Le Maknii a mis au point un détecteur constitué par 3 cellules au césium, sensibles aux infrarouges, disposées dans un carter hémisphérique, elles embrassent ensemble la totalité du front de voie, un filtre en ébonite ne laisse passer que les infrarouges. Elles sont insérées dans un circuit à thyatron : une impulsion des cellules au césium débloque le thyatron ce qui décharge un condensateur normalement chargé, qui fait sauter un détonateur (en carter anti-déflagrant) renversant le barrage.

II. Contrôle des dépôts de poussières sur les parements des galeries : appareil radioactif mis au point par le Maknii pour effectuer la mesure directe (précision 10 %) par comparaison avec poussières enlevées par soufflage.

III. Réduction de l'empoussièrement : forage humide, piqueurs à pulvérisation, arrosage - l'infusion en veine en est à ses débuts (dressants, charbons peu perméables).

IV. Fixation des poussières : plusieurs dizaines de mines emploient le procédé au CaCl_2 .

V. Stérile imperméabilisé : d'emploi courant dans la moitié des mines du Donetz pour les arrêts-barrages (film d'acide gras comme en Angleterre).

IND. F 440

Fiche n° 24.014

A. THOMAS et S. OGLESBY. Permissible type dust counter for coal mines. *Un type de compteur de poussières autorisé pour les charbonnages*. — *Mining Engineering*, 1959, mars, p. 328/331, 6 fig.

La méthode à l'impinger qui consiste à recueillir dans un liquide la poussière aéroportée et à placer une goutte sur la plaque porte-objet du microscope pour compter les grains, est simple et sûre mais elle a ses inconvénients, en particulier la lenteur du comptage. On a cherché à réaliser un appareil qui puisse être transporté dans le fond et qui indique directement le nombre des particules de poussières d'une manière analogue au compteur de Geiger pour les particules radioactives. L'article décrit l'appareil qui est un photomètre opérant sur l'émission de lumière dispersée d'un aérosol ou d'une particule de poussière, laquelle influence la cathode d'un phototube qui émet un battement proportionnel à la grosseur de la particule. La construction a pu être réalisée de manière à permettre l'emploi dans les mines grisouteuses et le transport sur un chariot à deux roues. Le circuit électronique du compteur convertit les pulsations du phototube en un voltage qui est proportionnel au nombre des pulsations par seconde et le voltage est indiqué sur un compteur calibré en particules par seconde.

IND. F 441

Fiche n° 24.772

G. GREENOUGH. Wet collectors of respirable dust for use with coal mine vacuum cleaners. *Captteurs humides de poussières respirables pour aspirateurs utilisés dans les mines*. — *Safety in Mines Res. Establ. Res. Rep.* 156, 1959, avril, 28 p., 12 fig.

Pour l'enlèvement des dépôts de poussières de charbon capables ou causes des explosions, on a conçu un aspirateur pour le fond. Les grosses poussières sont faciles à capter, mais les très fines seraient en partie rejetées dans l'air de décharge de l'appareil si on ne les retenait pas dans un filtre. Mais celui-ci est incompatible avec l'humidification par injection d'eau qui est nécessaire pour éviter l'inflammation éventuelle de la poussière par étincelles, frottement, etc... dans l'aspirateur. On a eu recours donc à un capteur humide. Deux types ont été construits et essayés : le capteur rotatif s'est révélé inadéquat ; le capteur à tube Venturi, de construction simple, s'est montré efficace, mais sa consommation de puissance est relativement élevée.

La description des appareils et les résultats des essais sont fournis dans la notice.

IND. F 61

Fiche n° 23.311V

H. DONEGAN. Coal mine fires. *Incendies dans les charbonnages*. — *Colliery Engineering*, 1959, mai, p. 205/212, 3 fig.

Relation de l'incendie survenu au charbonnage d'Aberdare, Nouvelle-Galles du Sud. Couche de 9 m de puissance exploitée à 360 m. Charbon à haute teneur en M.V. sujet à la combustion spontanée. En juillet 1943, un incendie se déclara au cours d'un chômage de week-end. Des barrages furent construits pour isoler la zone incendiée. Des échantillons de gaz prélevés par tuyaux traversant les barrages ont été pris à plusieurs intervalles. Après 10 mois, l'absence d'oxyde de carbone conduisit à explorer derrière les barrages. On trouva d'importants éboulements, notamment à proximité du fond du puits principal. La remise en état des galeries et chantiers a nécessité de difficiles travaux qui n'ont pu être exécutés que moyennant de laborieux échantillonnages et analyses de gaz prélevés dans la région sinistrée, certains experts ayant été d'avis que la mine devait être (momentanément) abandonnée. Les principaux travaux, exécutés avec appareils respiratoires et sous température chaude, ont toutefois pu être menés à bien grâce au contrôle minutieux de la composition des gaz encore emprisonnés derrière les barrages.

H. ENERGIE.

IND. H 11

Fiche n° 24.683^I

K. SCHRIEVER. Planung und Ueberwachung vermaschter Druckluftnetze mit Hilfe eines pneumatischen Rohrnetzmodells. *Planification et contrôle d'un réseau maillé d'air comprimé à l'aide d'un modèle pneumatique en tubes.* — *Bergfreiheit*, 1959, mai, p. 159/165, 8 fig.

Bases théoriques : but du modèle - Malgré l'électrification, le réseau d'air comprimé dans la mine s'allonge constamment et les débits s'amplifient. Le remblayage pneumatique est un gros consommateur. Le réseau d'un quartier ne donne pas de difficulté spéciale, on détermine les sections par calcul ou graphique (abaque logarithmique $\frac{\Delta p}{100^m} = f(d, Q)$).

Par contre, le réseau principal avec ses nombreux branchements et interconnexions est pratiquement incalculable. Herning et Lugt ont, en 1956, construit un modèle en tubes pour le réseau de la Ruhrgas qui a servi à établir le réseau d'air comprimé de la mine Auguste Victoria. Véritable réduction de la mine où il n'y aurait plus qu'à indiquer le nom des puits et des chantiers : elle représente sur 5 à 6 m un réseau de 5 à 6 km ; la pression y est aussi de 4 à 7 atm. Il est nécessaire d'intercaler, dans les joints de la tuyauterie, des disques en laiton perforés dont l'épaisseur et le diamètre du trou sont fonction de la résistance à représenter. Il y a des manomètres et des soupapes à aiguille à tous les nœuds intéressants, enfin des tubes de Pitot spéciaux permettent de mesurer les débits.

Bases théoriques du calcul : on table sur une expansion isothermique pour laquelle :

$$\frac{p_1^2 - p_2^2}{Q^2} = \text{constante} = \frac{1,824}{10^{12}} \frac{\lambda l \cdot \lambda}{d^5}$$

est le coefficient de frottement, l = la longueur en mètres, autres notations habituelles en K et mètres. Les divers problèmes (7) qu'on peut résoudre avec ce modèle sont exposés. Les limites d'emploi également.

IND. H 550

Fiche n° 24.474^{IV}

R. LOISON. Recherches de sécurité minière en U.R.S.S. Sécurité électrique. — *Annales des Mines de France*, 1959, avril, p. 226/232, 3 fig.

I. Matériel antidéflagrant : règles de construction plus sévères qu'en France.

II. Transfos au quartz : à l'essai par le Maknii.

III. Sécurité intrinsèque : se développe notamment pour les appareils de télécommunication.

IV. Protection contre les défauts résistants : disjoncteurs et fusibles classiques, en outre le Vugi

a étudié un appareil basé sur le déséquilibre dans les phases introduit par le défaut (assez comparable à celui réalisé dans le Pas-de-Calais).

V. Protection des câbles électriques : Maknii a étudié et Vugi appliqué les résultats d'étude pour créer un dispositif de coupure ultra-rapide fonctionnant même en cas de rupture brusque du câble.

VI. Traction électrique : a) à accumulateurs : le coffret à accus antidéflagrant est difficile à réaliser à cause du dégagement d'hydrogène, 3 solutions : diffusion naturelle à travers les lamelles - ventilation forcée (peu utilisé) - le Maknii brûle l'hydrogène au contact d'un catalyseur (noir de palladium) à basse température : 150° : 4 locos déjà en service - b) traction par trolley : contre le risque d'incendie et d'électrocution, le Maknii étudie 3 possibilités : a) sectionnement du réseau en tronçons courts (150 m) mis en tension à l'approche du convoi - b) enveloppe de caoutchouc autour du fil de trolley - c) isolement des sections avec déclenchement en cas de mise à la terre.

VII. Eclairage : a) individuel 1°) accus fer-nickel et ampoules au xénon 3,75 V, 50 lumens - 2°) lampes fluorescentes avec petits tubes de 3 watts, 80 lumens - 3°) convertisseur à transistors ; b) collectif : distribution à couplage inductif (genre pince ampère-métrique) : 2 types de lampes de 15 W (180 lumens) et 3 watts (90 lumens).

IND. H 5343

Fiche n° 24.098

C. BIHL. Essai de directives d'emploi rationnel des nouvelles protections dans les réseaux d'électrification du fond. — *Revue de l'Industrie Minière*, 1959, mai, p. 373/404, 27 fig.

I. Lacunes des protections actuelles pour : a) les réseaux à neutre isolé (pas de protection pour les courts-circuits entre phase) - b) à neutre isolé (jusqu'à présent, manque d'une protection analogue au core-balance anglais).

II. Nouvelles techniques de protection : a) protection contre les fuites à la terre et neutre isolé : 1) contrôleur d'isolement moderne (Merlin-Gérin) par injection de courant continu : schéma de principe et câblage du coffret de mesure (vue) du type électronique à un seuil réglable, et du type électromagnétique à 2 seuils réglables ; tous deux antidéflagrants - Vue du type blindé. Pour la moyenne tension : câblage du coffret. - 2) « Earth leakage protection » pour installation à neutre isolé supérieur aux relais core-balance anglais : dispositif T n I Merlin-Gérin : schéma de principe avec transfo à anneau magnétique équilibré sur les 3 phases, dérivé sur un condensateur en série avec les capacités de ligne.

b) protection contre les courts-circuits impédants - 1) protection par injection d'un courant à fréquence élevée (Schémas de principe et de réalisation Cerchar). Vue de l'appareil et zones

de fonctionnement - 2) protection par courant inverse (schéma Merlin-Gérin), schéma de principe du câblage et vue du déclencheur à courant inverse.

III. Résumé. A) servitudes des protections fond : continuité de l'exploitation - protection sélective - pas trop sensible - signalisation des défauts nécessaire - contrôle.

B) classement des défauts : monophasé à la terre - entre phase - défaut franc - défauts impédants - Localisation habituelle : 50 % entrées de câbles - 30 % moteurs grillés - 10 % en câbles - 10 % dans les boîtes de jonction.

C) directives d'emploi des appareils : a) et b) réseaux à 500 V : 1) contrôle par injection de courant continu - 2) élimination sélective des défauts phase-terre - 3) élimination entre phase - c) réseaux M.t.

I. PREPARATION ET AGGLOMERATION DES CHARBONS.

IND. I 0162

Fiche n° 24.095

D. JACKSON. New fine-coal plant strengthens Omar's market position. *Un nouveau lavoir à fines renforce la position commerciale de Omar.* — *Coal Age*, 1959, avril, p. 102/108, 12 fig.

Description du lavoir central de la Omar Mining Co (W.Va) où l'on vient de mettre en route un nouveau lavoir à fines. Ce lavoir traite le tout-venant provenant de 3 mines et a une capacité de 800 t/h. Le 6 - 150 mm est lavé dans un cône Chance, le 100 - 150 étant au préalable débarrassé de ses pierres par triage à main, le 0 - 6 mm est traité sur 20 tables hydrauliques Diagonal-Deck. Les fines lavées sont égouttées dans un couloir équipé de toiles de 1/2 mm. Le lavé égoutté passe sur un crible Allis Chalmers à deux étages (3 mm et 1/2 mm). Le 3 - 6 mm peut être envoyé vers les essoreuses ou directement au séchage thermique. Le 1/2 - 3 mm va directement aux essoreuses. Les eaux d'égouttage des lavés sont traitées dans 7 cyclones épaisseurs de 350 mm et 7 bancs de 22 cyclones de 75 mm. Les schlamms épais sont filtrés sur un filtre à vide à 10 disques. Les schlamms filtrés sont mélangés aux fines essorées et le tout est séché thermiquement dans un sécheur flash Raymond.

IND. I 03

Fiche n° 23.906

O. KIEL. Ermittlung der spezifischen Aufbereitungskosten in einer Steinkohlenwäsche. *Détermination des frais spécifiques de préparation dans un lavoir à charbon.* — *Aachener Blätter*, 1959, Heft 1/2, p. 27/79, 14 fig.

Etude très détaillée du prix de revient de la préparation dans un lavoir recevant 6700 t de tout-venant par jour. Le + 80 mm est trié à la main. Le 12 - 80 mm est lavé dans des bacs à pistonage.

Le 0 - 12 mm est dépoussiéré pneumatiquement à 0,5 mm, le poussier brut est incorporé aux fines à coke et le 0,5 - 12 mm est lavé dans des bacs à pistonage. Les schlamms sont flottés et les mousses filtrées sont mélangées aux fines à coke sans séchage thermique. Schéma pondéral complet du lavoir. Etude détaillée des différents postes intervenant dans l'établissement du prix de revient de la préparation : frais de capital (amortissement, intérêts), frais de fonctionnement (main-d'œuvre, courant électrique, air comprimé, vapeur, eau, réactifs chimiques, entretien). L'auteur arrive à un prix de revient de 2,06 DM par t de brut 0 - 80 mm entrant au lavoir.

Ce montant se répartit de la façon suivante : Alimentation et préclassement : 10,5 % ; Préparation des grains : 15,5 % ; Préparation des fines : 37,0 % ; Préparation des mixtes : 5,2 % ; Clarification des eaux et traitement des schlamms : 24,7 % ; Elimination des schistes : 1,5 % ; Divers : 5,6 %.

IND. I 12

Fiche n° 24.700

U. KUGLER. Erfahrungen mit einem Kohlenbrecher am Strebausgang. *Résultats obtenus avec un concasseur à la sortie de la taille.* — *Glückauf*, 1959, 6 juin, p. 767/769, 5 fig.

En couches de moyenne et grande ouverture, les grosses houilles provoquent des blocages sur les convoyeurs.

La firme K. Brieden construit le WBW 300 qui reçoit les produits de la taille et les déverse sur le convoyeur : débit de 150 à 300 t/h - bouche d'entrée de 650 × 900 mm, encombrement 2 m × 1,48 m × 1,20 m de haut, poids 2,8 t, une mâchoire fixe et une mobile tournant à 100 tr/min, puissance 35 ch.

Une autre solution est le convoyeur à 2 tambours dentés (cf f. 23.513 - I 12), il utilise 2 moteurs de 15 kW, se place en galerie sur le convoyeur intermédiaire et a un encombrement en hauteur de 1,83 m, il a un grand débit : 800 t/h. Il a l'inconvénient de ne pas débloquer le pied de taille. Pour répondre à ce desideratum K. Brieden offre le WBS 300 qui débite de 150 à 300 t/h. Il s'installe comme l'autre type sur le convoyeur de galerie, mais la bouche d'entrée est redressée de sorte qu'il reçoit les produits de la taille à plus faible hauteur (1 m). Bouche de 700 × 900 mm; encombrement: 2,65 m × 1,92 m × 1,85 m hauteur maximum, poids 3,2 t. Il comporte un tambour denté horizontal et une mâchoire fixe. Un tel concasseur est en service à la mine König Ludwig 1/2 depuis juin 1958. Il travaille dans une taille de la couche Dickebank (2,20 m à 2,30 m d'ouverture), 280 m de longueur, produisant 1000 t/j. Les produits transportés sur blindé en taille sont déversés en galerie sur un convoyeur à écaille Erbö en galerie (longueur actuelle 140 m) qui déverse lui-même les produits sur un convoyeur

serpent Becker-Prünfte de 640 mm de largeur. Le poste du matin fournit 800 t. Au second poste, on avance le blindé et on recueille encore 200 t. Au troisième poste on allonge le convoyeur de galerie. Le concasseur, économisant un ouvrier, est amorti en 2 ans.

IND. I 22

Fiche n° 23.888

E. BURSTLEIN. Some advances in direct screening of moist materials. Use of electrically heated wire mesh. *Quelques progrès dans le criblage direct de produits humides. Emploi de toiles chauffées électriquement.* — *Iron and Coal T.R.*, 1959, 3 avril, p. 791/798, 16 fig.

Le problème du criblage à sec de produits humides, jusqu'à une teneur en eau limite dépendant de la nature du produit, peut être résolu en chauffant la toile criblante pour éviter son colmatage. Au-delà de cette teneur limite, le produit se déplace en masse sur la surface criblante et la séparation ne se fait plus, même si la toile est dégagée. On a étudié plusieurs remèdes dont les résultats sont plus ou moins satisfaisants : augmentation de l'énergie de vibration du crible, réduction de la tension superficielle de l'eau, huilage du charbon, élimination de la pellicule d'eau enveloppant les grains au moyen de sels hygroscopiques, etc... Evolution du schéma de connexion des éléments de la toile chauffante dans le but d'arriver à un maximum de sécurité, à une consommation de courant réduite et à un bon équilibre de la charge entre les conducteurs principaux. Description de quelques installations types.

IND. I 24

Fiche n° 23.903

M. CHANG et J. DASHER. Mineral dressing fundamentals applied to the fine coal problem. *Principes fondamentaux de la préparation des minerais appliqués au problème du schlamm.* — *Mining Engineering*, 1959, mars, p. 304/306, 2 fig.

A la mine Crucible en Pennsylvanie, on a résolu le problème de la clarification des eaux de lavoir en ajoutant une installation de flottation au circuit des eaux existant. L'alimentation de la flottation est débourbée dans deux batteries de cyclones en série, 5 cyclones de 350 mm dont l'overflow est retraité dans 110 cyclones de 75 mm. Les produits de pointe de ces deux batteries de cyclones sont flottés séparément dans deux batteries de 3 cellules Denver de 56 pouces. L'alimentation étant désargilée, la consommation de réactif est très faible (par t de schlamm filtré sec, 50 g d'Aerofloat 73 ou de MIC). Dans ces conditions, la flottation, qui n'est généralement pas jugée économique dans cette région, donne au contraire des résultats très intéressants.

IND. I 31

Fiche n° 24.816

G. HESS. Ein neues Zeichen- und Ablesegerät für Mayer Kurvendiagramm. *Un nouvel appareil pour le tracé et la lecture des diagrammes de Mayer.* — *Glückauf*, 1959, 20 juin, p. 837/842, 6 fig.

Appareil mis au point par l'auteur pour faciliter le tracé et la lecture des courbes de Mayer. Il se compose d'une latte en plastique pivotant autour du point zéro du diagramme de Mayer et d'une seconde latte fixée à la première par l'intermédiaire de deux leviers de même longueur et se déplaçant donc toujours parallèlement à celle-ci. Cet appareil permet le tracé de la courbe de Mayer sans exiger le calcul des cendres intégrales. La latte pivotante donne la direction correspondant à une teneur en cendres déterminée et la seconde latte, qui se déplace en conservant cette direction, permet le tracé d'un segment quelconque de polygone de Mayer. Inversement, l'appareil permet la lecture directe de la teneur en cendres d'une fraction quelconque du produit limitée par 2 points de la courbe de Mayer. Application au problème du lavage d'un charbon brésilien.

IND. I 33

Fiche n° 23.978

G. EVENSON et S. SINGHAL. The stratification of two closely sized coal fractions in a Baum-type jig. *Stratification de deux fractions de charbon étroitement calibrées dans un bac du type Baum.* — *Journal of the Institute of Fuel*, 1959, mai, p. 210/218, 13 fig.

Etude de l'influence de la fréquence de pulsations, de la pression d'air, de la répartition densimétrique des particules et de la durée de pistonnage sur la stratification dans deux types de bacs Baum : ACCO et Nortons-Tividale. Le charbon utilisé est du 8-16 mm qui a été séparé en fractions densimétriques $< 1,3$, 1,3-1,4, 1,4-1,5, 1,5-1,6, 1,6-1,7 et $> 1,7$. Dans chaque essai on ne traite que deux de ces fractions densimétriques. Ces deux fractions ne sont pas mélangées mais on dépose d'abord la fraction la plus légère sur la grille de lavage, puis la fraction la plus lourde au-dessus. On évite ainsi les erreurs qui pourraient provenir d'une imperfection du mélange.

Les essais sont discontinus : on pistonne pendant un certain temps dans des conditions déterminées, puis on coupe le lit de produit en deux tranches horizontales et on détermine le pourcentage d'égarés dans ces deux tranches. Résumé des résultats obtenus à la suite de 177 essais.

J. AUTRES DEPENDANCES DE SURFACE.

IND. J 17

Fiche n° 24.046

W. FRIES. Antistaub - Behandlung von Kohle und Koks. *Manutention sans poussière du charbon et du coke.* — *Glückauf*, 1959, 25 avril, p. 489/501, 23 fig.

Déjà en 1556, Agricola signalait le danger des poussières, de l'asthme qu'elles engendrent et de la

tuberculose qu'elles aggravent. En Belgique, une enquête populaire au sujet des inconvénients de l'emploi du charbon a donné 32,2 % contre l'ennui des poussières. La clientèle allemande est fort analogue et comporte 22 millions de consommateurs utilisant des poêles et 1,7 M le chauffage central. L'article traite de la lutte contre les poussières depuis la sortie du lavoir jusqu'à la cave du client. Il y a déjà 30 ans que la question a retenu l'attention aux E.U. Le premier remède a été la pulvérisation de mazout, seulement, pour la facilité, on employait des huiles assez volatiles, et au bout de quelques jours de séjour en cave, 15 à 25 % se volatilisaient, dégageant une odeur insupportable, de plus pendant les grandes chaleurs, l'huile s'agglutine et libère les poussières. C'est pourquoi là aussi, dans 50 % des cas, on a abandonné les huiles lourdes pour des solutions chimiques. En Allemagne, de mai à décembre 1958, 4 Mt de boulets et 150.000 t de charbon et de coke ont été traités. L'Institut de Chimie des combustibles a étudié l'influence du saupoudrage à la pyrite, notamment pour la formation de rouille élémentaire sur le coke. Les propriétés du combustible ne sont pas influencées. L'administration supérieure des mines de Dortmund a autorisé l'emploi des produits antipoussières depuis le 28 janvier 1959.

P. MAIN-D'OEUVRE. SANTE. SECURITE. QUESTIONS SOCIALES.

IND. P 24

Fiche n° 24.166

H. KING. Colliery as an industrial entity. Possible experiment in management. *Le charbonnage considéré comme une entité industrielle. Expérience possible de la direction.* — *Iron and Coal T.R.*, 1959, 29 mai, p. 1231/1232.

L'auteur qui a prononcé un discours présidentiel à l'Institut des mines d'Ecosse, est sous-directeur général de la reconstruction au N.C.B. (affecté à la standardisation), il fut précédemment directeur de la division d'Ecosse.

Il a déclaré que la structure de la direction des grandes mines devrait être réexaminée en vue de rendre plus d'autorité au personnel de direction. A cet effet, il faudrait nommer à pleins pouvoirs un ingénieur des mines directeur général, il aurait sous ses ordres un directeur technique avec un personnel technique de direction parfaitement au courant, y compris un certain nombre de spécialistes pour la mécanisation, ventilation, sécurité, suppression des poussières, convoyeurs, etc... Le district conserverait le contrôle de la discipline générale du district, et les projets d'exploitation à long terme lui seraient soumis. Un tel plan mis à l'essai seulement dans les toutes grandes mines contribuerait beaucoup à diminuer les sources de conflits, les relations se-

raient améliorées. Au début, l'auteur avait noté que la situation économique actuelle était très grave et l'avenir probablement plus difficile encore, à court terme on prévoit une réduction dans le chauffage domestique et les chemins de fer, par contre un accroissement dans les centrales et les cokeries. La reprise de l'activité industrielle mondiale favoriserait les exportations de charbon. A long terme, le charbon retrouvera une certaine prospérité, du moins pendant un certain temps. La clef du problème est l'établissement et la conservation du rendement maximum dans des mines modernisées aussi vite que possible.

IND. P 32

Fiche n° 24.144

H. WALTER. Die Lohnfindung bei schälender und schneidender Kohlengewinnung im westdeutschen Steinkohlenbergbau. *La détermination du salaire de rabotage et de bavage dans la République Fédérale.* — *Glückauf*, 1959, mai, p. 573/596, 28 fig.

A titre d'introduction, un tableau donne l'évolution du rabotage et du bavage de 1953 à 1958, la production rabotée ou havée est passée de 18,7 % en 1953, à 34,6 % en 1958. Ces chiffres ont évidemment influencé la marche des salaires. L'article étudie leur influence sur les marchés. Le contrôle s'est étendu à 144 chantiers rabotés et 105 havés mécaniquement, soit en tout 409.965 postes. En vue d'analyse, ils ont été répartis en une série de tâches indépendantes. En outre, ils ont été répartis d'après l'ouverture de la couche et le mode de traitement de l'arrière-queue. On trouve d'assez grandes variations selon la nature et la forme du marché. L'écart est élevé entre les salaires sur mesurage et les salaires de groupe, mais les marchés ont aussi subi certains ajustements. Toutes ces variations rendent évidemment difficile la détermination du salaire à fixer pour la mécanisation. C'est pourquoi un marché de camarades est proposé avec des valeurs diverses pour les différents emplois à titre provisoire pour atteindre des valeurs plus précises. L'ensemble du personnel d'une taille reçoit une somme uniforme pour chaque berline et les groupes de travail spéciaux ont la valeur de leur travail rattachée au résultat d'ensemble selon des pourcentages sur la somme globale. L'exemple d'une taille à rabot est traité en détails.

IND. P 33

Fiche n° 24.102

L. TIMMS et C. HILL-PORTER. Multi-shift working and shift starting times in Durham collieries. *L'exploitation à plusieurs postes et l'heure de début de poste dans les charbonnages de Durham.* — *Iron and Coal T.R.*, 1959, 1^{er} mai, p. 1013/1020, 3 fig.

Le bassin du Durham a été généralement caractérisé par une variété d'organisation du travail relative, la journée débutant le plus souvent à 3 h du

matin et les postes chevauchant et se relayant à front ; les conflits sont rares et l'absentéisme faible. Deux, trois ou même quatre postes d'extraction peuvent se succéder. Beaucoup de charbonnages sont très anciens, avec longs transports. Un sérieux désavantage de l'exploitation à plusieurs postes réside dans la multiplication des translations de personnel qui absorbe une importante partie des capacités d'extraction des puits, à moins qu'il n'existe un puits spécialement réservé à ce service. L'extension de la mécanisation et des méthodes modernes d'extraction a amené des changements d'organisation et le présent article donne les résultats d'une enquête détaillée faite dans les charbonnages du bassin, faisant le point de leur situation à ce point de vue particulier. La plupart exploitent à plusieurs postes se relayant au fond sans que les traits de personnel montant correspondent à ceux qui descendent. En moyenne, 50 % du temps de l'extraction par les puits sont utilisés pour le charbon. La production est d'ailleurs plutôt limitée par le transport souterrain et par la préparation à la surface. Les facilités offertes par un puits réservé aux translations de personnel ont, au surplus, leur contrepartie. Les résultats de l'enquête montrent qu'il serait avantageux de ne pas dépasser deux postes d'extraction et d'organiser plus économiquement les translations de personnel ; le début de journée à 6 h apparaît désirable.

IND. P 42

Fiche n° 23.797

O. BRAUN. Biomotor. *Appareil de respiration artificielle*. — *Bergbauwissenschaften*, 1959, 20 mars, p. 151/152, 1 fig.

La firme en vedette a mis sur le marché l'appareil créé par le Dr Eisenmenger. Les recherches expérimentales et l'expérience clinique de plusieurs années ont montré que le Biomotor du Dr Eisenmenger répond complètement aux exigences d'une action simultanée sur les organes de la respiration et de la circulation. A l'encontre de la respiration artificielle manuelle qui s'exerce sur la cage thoracique, il s'applique à l'abdomen avec sa paroi extensible et son contenu élastique. Il comporte une calotte qui se boucle sur le ventre et la partie inférieure de la poitrine. Il est relié par un flexible à une machine soufflante et aspirante, marchant à l'allure de 12 à 14 périodes par minute. Pendant la période de compression, le cœur lui-même est comprimé, exerçant une action sur le sang des artères, pendant l'aspiration ce dernier est rappelé vers le cœur. Synchroniquement, il y a aspiration d'air frais qui est envoyé jusqu'aux artérioles et expiration de l'air souillé, ainsi que les recherches de Müller l'ont démontré. Il existe un type EK 1 pour clinique, monté sur roues, qui assure le traitement simultané de 4 accidentés. Un appareil analogue est aussi utilisable

dans le cas des enfants atteints de paralysie de la colonne vertébrale.

IND. P 62

Fiche n° 24.475

M. REGARD. Organisation et fonctionnement de l'Inspection des Mines en Union Soviétique. — *Annales des Mines de France*, 1959, avril, p. 250/256.

La Mission anglaise en U.R.S.S. de 1956 avait déjà donné quelques indications sur le sujet (cf f. 18.246^t - Q 115), l'exposé actuel est considéré par l'auteur comme encore incomplet.

1° A la tête de l'administration chargée de l'inspection technique des mines d'une république, il y a un conseil qui relève du conseil des ministres. Depuis 1957, le Comité d'Etat de Moscou a sa compétence limitée à l'Etat de Russie (bassins de Kouzbass et de Moscou), chaque République fédérale a son Comité autonome (le Donetz relève de celui de Kiew en Ukraine). Le Comité de l'Inspection des mines de Moscou occupe 120 personnes dont 90 ingénieurs, il comporte 8 départements différents : charbon, pétrole, mines métallurgiques etc...

2° L'organe central contrôle un certain nombre de services extérieurs attachés aux arrondissements miniers ou « Okroug » d'étendue moyenne supérieure aux régions économiques. Dans chaque arrondissement, il y a de 6 à 12 ingénieurs avec 2 ou 3 employés et des chauffeurs.

3° Les « Okroug » sont eux-mêmes divisés en rayons (districts) où il y a un chef de district et 2 ou 3 ingénieurs.

4° Sous la direction de l'inspection de district, le contrôle direct des mines est assuré par des inspecteurs subdivisionnaires. La subdivision (Outchastok) correspond à une grande mine ou plusieurs petites.

Fonctionnement : 1°) attributions de l'inspecteur subdivisionnaire (il contrôle l'application des règlements) - 2°) le chef de district contrôle l'activité des inspecteurs subdivisionnaires et adresse mensuellement un rapport officiel au chef d'arrondissement - 3°) celui-ci dirige l'activité des inspections de district et leur adresse des directives, il envoie 2 fois par an un rapport au Comité supérieur. Ce dernier corrige et veille à l'application du règlement des mines. Recrutement des ingénieurs - relation avec les syndicats - salaires moyens du personnel : chefs de service : 3 à 7.000 R/mois (1 R = 4 FB).

Q. ETUDES D'ENSEMBLE.

IND. Q 110

Fiche n° 24.145

C. TERRIER. Réflexions sur les problèmes liés à l'ouverture d'une mine nouvelle. — *Revue de l'Industrie Minérale*, 1959, mai, p. 405/416.

L'ouverture d'une mine nouvelle pose des éléments de réflexion sur :

La connaissance du gisement, nécessaire en vue d'établir le projet, notions utiles : épaisseur cumulée des veines exploitables - vitesse moyenne d'approfondissement - longueur de galeries d'ossature nécessaires pour assurer la desserte - espacement des trous de sonde nécessaires.

L'établissement du projet : les grandes options : choix de la puissance du siège en fonction de la richesse du gisement - choix de la disposition et du nombre de puits - diamètre - équipement - choix éventuel d'un ou plusieurs puits d'aérage périphériques - choix de la berline - choix de la hauteur d'étage et côte du premier niveau - tracé du réseau des galeries - choix du carreau - traitement des charbons.

Le projet détaillé : examen des différentes solutions possibles - calendrier et devis des travaux.

Accélération de la cadence des travaux préparatoires.

Incidence économique et discussion du projet.

IND. Q 110

Fiche n° 23.939

A. TERRA. Comment préparer les décisions d'investir.
H. THUILLIER. Pratique des calculs de rentabilité. — *Revue Universelle des Mines*, 1959, avril, p. 191/196 et p. 196/205.

L'auteur ayant à exposer le sujet : « Comment préparer les décisions d'investir » étudie d'abord la notion de rentabilité, en présentant un résumé de ses critères et de leur mode de calcul ; il insiste sur l'importance pratique du critère que constitue « l'enrichissement relatif en capital ». Cependant, dans tout calcul, les résultats chiffrés ne sont valables que dans la mesure où leurs bases — données numériques, comme hypothèses — le sont elles-mêmes ; aussi l'auteur analyse les éléments subjectifs d'une étude de rentabilité, pour conclure que l'équilibre entre l'esprit d'entreprise et le sens de l'argent reste le fondement des décisions d'investir.

La notion de rentabilité étant admise, la manière de conduire les calculs numériques est loin d'être indifférente, d'autant qu'à notre connaissance, aucun exposé n'en a été tenté à ce jour. En se basant sur la longue expérience du service, l'auteur expose leur déroulement par deux exemples chiffrés, l'un de rentabilité d'investissement, l'autre de rentabilité différentielle. Il essaie, dans le premier exemple, de raccorder les calculs économiques avec la prévision des résultats financiers ; en effet, la prise en considération en économétrie d'un taux d'intérêt unique, dit « taux du marché », s'écarte par trop de la réalité financière.

IND. Q 1121

Fiche n° 24.026

G. PICHOT. Problèmes de l'extraction, réalisations du Bassin houiller du Nord et Pas-de-Calais. — *Revue de l'Industrie Minérale*, 1959, mars, p. 185/212, 36 fig.

Vues du bassin (120 km × 15 km). Anciennement : 18 concessions - 109 sièges. Entre 1947 et 1956 : programme A : 8 groupes d'exploitation - 66 sièges. Depuis : programme B en cours : 8 groupes - 45 sièges. Pour A et B : 4 sièges nouveaux et 23 modernisations.

A : autant que possible spécialisation des puits - skips ou cages : à cause de la fragilité du charbon, on a préféré la cage, sauf dans 3 cas - choix des berlines : type 3000 litres, 800 litres pour les vieilles mines, exceptionnellement 1000 litres. Guidage des puits : rigide sauf dans un cas : câbles (section limitée) satisfaisants, mais limités à ce cas - bois ou rails : dans les puits stables : rails ; dans les autres : bois - Disposition des recettes, surélevées ou non ? Pour les recettes de service, il vaut mieux non ; pour l'extraction, nécessité de surélever - Disposition de quelques raillages de surface. Préparation : précriblage et concassage à 200 mm - Chevalements modernes à 2 ou 4 jambes.

Machines Koepe de 4250 - 3500 ou 2800 ch. Profondeur maximum 1100 m, vitesse 18 m/s, charges utiles 13,5 à 9 t. Les machines permettent soit la marche semi-automatique, soit la marche automatique (non recommandée). Protection contre les survitesses et descentes anormales. Services annexes : Ventilateurs O.E. : 3 à 5 m² × 150 m³/s hélicoïdes. Compresseurs à piston de 900 ch - quelques turbos ou à vis de 2000 ch.

B : programme actuel : évolution dans le sens de : l'extraction multicâble - spécialisation des puits principaux - recettes surélevées avec précriblage sous les recettes.

IND. Q 115

Fiche n° 24.809

X. La mine Zapadnaïa Kapitalnaïa du Groupement de Rostov. — *Ougol*, 1959, mai, p. 22/26, 4 fig. (en russe).

Mine mise en exploitation en 1938 pour produire 4.000 t/jour et produisant 6.400 t/jour en 1958 ; elle exploite une couche de 1,55 m de 1,3 m de puissance en plateure, ni grisouteuse, ni poussiéreuse ; découpage en panneaux avec plans inclinés de desserte : tailles de 105 m en moyenne ; 2 puits, l'un à skips (extraction), l'autre à cages. Large emploi des haveuses KMP à saignée de 1,8 m ; soutènement métallique ; convoyeur à raclettes STR 30. Les essais de la haveuse complexe Donbass 2 n'ont pas donné les résultats espérés, car le charbon est trop dur (anthracite). On a aussi essayé les haveuses complexes K 52-DG et K 26, le défaut de la K 52-DG a été la production de 53 % de gros blocs ;

la K 26 a donné de bons résultats, mais il faut attendre sa fabrication en série pour généraliser son emploi. On travaille à raison de un cycle par jour.

Etude des transports au fond en vue d'une amélioration de leur rendement ; contrôle central. Substitution, aux locos à trolley de 7 t de poids adhérent, de modèles à 14 t remorquant des berlines de 2,7 t (remplaçant des berlines de 2 t) ; diminution de l'effectif transports.

Exemples de rendements d'équipes. Perspectives offertes d'améliorations de l'exploitation, en particulier par l'utilisation de la haveuse complexe K 26. (Résumé Cerchar Paris).

IND. Q 115

Fiche n° 24.421

V. GRUNSVEN, V. HULST en V. HEYDEN. Een bezoek aan afdeling 5b, laag VII, in de mijn Orange Nassau III - Excursie verslag. *Une visite à la mine Orange Nassau III, division 5 b, couche VII - Rapport de visite.* — *De Mijnlamp*, 1959, 15 mai, p. 710/713, 4 fig.

Rapport de visite d'étudiants de 4^{me} année des Mines. Lampisterie très moderne appartenant à la firme Friemann & Wolff qui loue les lampes à la mine. Galerie d'accès à la taille : galerie en direction épousant les ondulations de la couche, celle-ci possède une intercalation de 30 cm et une layette de 30 cm laissées en couche mais enlevées en galerie. Outre la couche qui a 1,50 m et 15 cm de faux-mur, on coupe encore 75 cm dans le mur pour avoir une section à terre nue de 3 m × 3 m. Le service du matériel se fait par traîneau. Le soutènement comporte des étaçons coulissants de 2,70 m assemblés avec une bèle I par attaches libres Hüser et Weber (un boulon et bloc de bois). La bèle a 2,50 m et entre deux bèles successives il y a un couvrage en tôles W, à l'aplomb des étaçons il y a de petites piles de bois jusqu'au toit, côté taille il y a des piles remplies de remblai.

La taille a 280 m de longueur, pente de 4 à 14°, soutènement en quinconce dans la taille, arrièretaille foudroyée. Le soutènement comporte des bèles GHH de 1,85 m (poids 21,41 kg/m) et 3 sortes d'étaçons dont 2000 à friction et 1100 hydrauliques. Étaçons hydrauliques Wanheim (coulissent à 40 t) - étaçons à friction Gerlach M 37 et M 47 et Klöckner - Ferromatik dont la tension de pose est obtenue par un pistolet et une pompe à haute pression (200 atm) placée dans la galerie de service. Déblocage de la taille par convoyeur à raclettes Westfalia avec 3 moteurs de 57 ch chacun. Galerie de déblocage : elle est creusée 60 m en avant de la taille (profondeur ± 420 m). Le transport du charbon se fait par bande en caoutchouc, type Oceana. Même type de soutènement que la galerie de retour, mais moins haute (2,50 m). Le creusement se fait à 3 postes de 2 h, le transport se fait par une file de couloirs à secousses d'environ 30 m au passage

de la taille, il y a une chaîne à raclettes PFO. Production taille nette : 770 berlines à 790 kg = 608 t. Rendement chantier : 4,4 t.

IND. Q 132

Fiche n° 24.790

X. Les progrès des mines de fer de l'Est en matière de sécurité. — *Annales des Mines de France*, 1959, mars, p. 161/172, 6 fig.

Les mines de fer de l'Est se caractérisent, au point de vue des risques d'accidents, par l'amplitude des excavations et la grosseur des blocs qui forment les éboulements. Les moyens employés pour lutter contre les accidents consistent en :

1) étude des accidents survenus ; organisée méthodiquement avec système de classement par fiches et de diffusion entre les différentes mines du bassin ;

2) prévention technique ; étude de la conduite rationnelle des exploitations, boulonnage du toit avec grillages éventuels. Tirs à l'oxygène liquide par volées de 20 à 30 coups. Amélioration générale des transports. Port du casque, de gants protecteurs, de bottes à bouts protégés, de visières protégeant les yeux, etc...

3) formation du personnel : amélioration et illustration des consignes, efficacité de la surveillance ; apprentissage et postapprentissage ;

4) action psychologique : affiches, tracts, moyens audiovisuels modernes. Prix et primes, concours, tableaux d'honneur, campagnes de sécurité.

Le paiement du salaire à la tâche, généralement en usage, a progressivement été remplacé par des modalités de rémunération comprenant une part fixe importante (75 %) et une prime de rendement.

Les résultats obtenus par cette organisation très poussée de la sécurité sont probants : la statistique montre une décroissance très nette du taux des accidents : par rapport au taux de l'entre-deux-guerres, la période 1954-1958 donne une réduction de plus de moitié des accidents mortels au million de postes, et de près des 3/4 au million de tonnes.

IND. Q 32

Fiche n° 24.167

J. BOWMAN. Increase in mine productivity. *Accroissement de la productivité dans les mines.* — *Iron and Coal T.R.*, 1959, mai, p. 1249/1252 - *Colliery Guardian*, 1959, 28 mai, p. 680/682.

La dégradation continue de la position du charbon sur le marché soulève de graves problèmes plaçant l'industrie des mines devant une situation très difficile.

Réaction de l'industrie : par rapport à l'année précédente, le rendement s'est accru de 7,5 % - pour la 1^{re} fois depuis la nationalisation, les P.R. ont subi une diminution importante et cela malgré le fait que les charges se sont accrues de 20 M £ (salaires et charges sociales).

Accroissements des stocks : l'année écoulée, la consommation a baissé de 10 M t et l'exportation de 3 M t. Par rapport à 1956, la consommation totale a baissé de 20 M t. Pour les 18 premières semaines de 1959, on constate une diminution supplémentaire de 6,5 M t. Ce sont surtout les consommateurs privés qui ont réduit la demande. En réduisant les exploitations à flanc de coteau de 3 M t, on avait espéré limiter l'accroissement de stock à 3 M t. En réalité, on a eu 5 M t et le stock atteint 24 M t. Le déclin du marché provient de la concurrence du pétrole.

Avenir encourageant : dans les 7 prochaines années, le Conseil Central de l'électricité a décidé l'installation d'une capacité de 14 M kW dont la moitié sera au charbon, elle consommera ainsi 55 M t en 1965 contre 46,2 M t en 1958. L'industrie gazière est par contre défavorable : diminution de 3 M t de consommation l'année écoulée, 0,7 M t déjà en moins cette année, par contre la production de gaz de pétrole a doublé.

Relever le défi : expérimentalement on constate que la modernisation a des résultats différents selon la mine : la concentration joue un grand rôle. Il faut placer l'argent là où il rapporte le plus. La jeunesse doit conserver sa foi dans l'avenir des charbonnages.

IND. Q 51

Fiche n° 24.139

COMMUNAUTE EUROPEENNE DU CHARBON ET DE L'ACIER - HAUTE AUTORITE. Septième rapport général sur l'activité de la Communauté. — 1959, 1^{er} février, 399 p., 11 fig., 5 cartes.

Chapitre I. Les Institutions de la Communauté, la coopération intercommunautaire et les relations extérieures : les institutions de la Communauté Européenne du Charbon et de l'Acier - La coopération entre les communautés européennes et notamment entre les exécutifs européens - Les relations extérieures de la Communauté Européenne du Charbon et de l'Acier et les problèmes de politique commerciale.

Chapitre II. La situation du Marché Commun et l'action de la Haute Autorité : L'évolution du Marché Commun du charbon - L'action menée par la Haute Autorité pour faire face aux difficultés du marché charbonnier - L'assainissement de l'industrie charbonnière belge - L'acier et l'approvisionnement en matières premières.

Chapitre III. Vers une politique énergétique coordonnée : Orientation générale - Compte rendu des travaux.

Chapitre IV. L'application des règles du Marché Commun : Les règles de concurrence - Les ententes et les concentrations - Les transports.

Chapitre V. Le développement à long terme du Marché Commun : Les investissements dans les industries du charbon et de l'acier - La recherche technique et économique.

Chapitre VI. La situation sociale dans la Communauté et les activités sociales de la Haute Autorité : Les problèmes de main-d'œuvre dans les industries de la Communauté - Les salaires, les conditions de travail, la sécurité sociale et le logement - L'Hygiène, la médecine et la sécurité du travail - Les perspectives d'action de la Haute Autorité.

Annexe financière - Annexe statistique.

R. RECHERCHES. DOCUMENTATION.

IND. R 115

Fiche n° 24.474^I

R. LOISON. Recherches de sécurité minière en U.R.S.S. — *Annales des Mines de France*, 1959, avril, p. 219/232, 6 fig.

Un voyage en U.R.S.S. a eu pour objet : le dégagement du grisou - les dégagements instantanés et la sécurité, les 2 premiers sujets sont repris dans d'autres articles du même numéro. Pour le 3^{me}, 5 établissements de recherches choisis parmi les plus importants ont été visités : 1) M.A.K.N.I.I. (recherches sur la sécurité du travail dans les mines) à Makeyevka (Donetz), effectif 800 personnes, budget de 20 M de roubles - 2) V.U.G.I. (recherches sur l'exploitation des mines) près de Moscou - 1500 personnes, budget : 30 M de roubles - 3) V.N.I.M.I. (institut de géométrie) à Leningrad : 600 personnes - 4) D.O.N.O.U.G.U.I. (recherches pour l'exploitation du charbon du Donetz) à Stalino : 600 personnes - 5) I.G.D.A.N. (institut minier de l'Académie des Sciences de l'U.R.S.S.) qui s'attache surtout à l'aspect scientifique des questions.

Pour les sujets traités, voir : Explosifs 24.474^{II} - C 232 - Poussières inflammables 24.474^{III} - F 30 - Electricité 24.474^{IV} - H 550 - Extraction 24.474^V - E 444.

Revue de la littérature technique

Avril 1959

ERRATUM

La fiche n° 23102, reproduite à la page 411 du numéro d'avril des « Annales des Mines de Belgique », contient une erreur et est à remplacer par le texte ci-après :

IND. D 32

Fiche n° 23.102

A. GRAEF. Zerstörungsfreie Materialprüfung von Grubenausbauprofilen. *Essais non destructifs des profilés pour soutènement.* — **Glückauf**, 1958, 13 septembre, p. 1367/1369, 5 fig.

Le Magnatest Q est constitué essentiellement de 2 bobines magnétiques et d'un appareil indicateur qui fonctionne d'après le principe du tube de Braun (oscillographe). Une des deux bobines embrasse un échantillon type et dans l'axe de l'autre passe le matériel à éprouver. Il en résulte un oscillogramme que l'on transpose sur papier calque et qui est soumis à l'examen d'un ingénieur compétent. L'appareil a été construit d'après les indications de l'ing. Fröhlich en collaboration avec le directeur Förster de l'institut d'essais conservatifs des matériaux. Depuis 1955, l'entièreté du matériel a été soumis aux essais. Ceux-ci ont permis de considérer bonnes 98,5 % des pièces et d'en isoler 1,5 % dont 2/3 ont été mis à mitraille et 1/3 soumis à des essais complémentaires sur éprouvettes ou par analyse et déclarés utilisables. L'appareil est aussi utilisable pour le contrôle du matériel sortant de la fabrication. Ainsi un lot de 200 bèles a montré une résistance moyenne de 73 kg/mm², 10 % ont donné 66 kg/mm² et 15 % 76 kg/mm².

Bibliographie

R. MEEBOLD : Die Drahtseile in der Praxis. Les câbles métalliques dans la pratique. — Troisième édition - 110 p., 18 x 23 cm - 127 figures - reliure cartonnée. - Edition Springer Berlin-Göttingen-Heidelberg, 1959. - Prix : 12 DM.

L'auteur, directeur technique du bureau de contrôle des câbles aux Mines de la Sarre, était évidemment bien placé pour rédiger ce petit traité qui envisage moins la fabrication des câbles que leur utilisation. Sur le premier point, il est seulement donné des indications nécessaires à la compréhension. Au surplus, 8 firmes parmi les plus importantes d'Allemagne et la station d'essai des câbles de Bochum lui ont assuré une ample documentation.

La seconde édition avait subi un remaniement complet, mais avait été très vite épuisée ; le domaine de la câblerie évoluant moins vite que certaines autres branches de la technique, la troisième édition a simplement été corrigée et revue pour certains détails.

L'ouvrage est divisé en deux parties : Dans la première, la connaissance des câbles et sa technique sont tout à fait à jour. Dans la seconde, il y a une série de chapitres sur le comportement des câbles, les causes de dégradation, la façon de les utiliser correctement et de les entretenir, les mesures préventives. Abondamment illustré, cet ouvrage sera consulté avec intérêt par les directeurs des travaux et ingénieurs, chefs de réparation et d'entretien.

M. ROBERT : Géologie des pétroles. Principes et applications. — 288 pages, 27 x 19,5 cm - 50 figures - 1959 - Editions De Visscher, 65, avenue du Golf, Rhode-St-Genèse (Bruxelles) - Prix : 450 FB.

Très belle synthèse posthume qui retiendra certainement l'attention à l'époque actuelle où dans tous les pays on s'intéresse à la recherche du pétrole.

Son auteur, disciple éminent de Jules Cornet, Ingénieur Géologue et Docteur en sciences géographiques, Professeur à l'Université de Bruxelles et Directeur du service géologique du C.S.K., membre de plusieurs académies, avait à son actif un très grand nombre de publications. Il travaillait au manuscrit d'une Géologie des Pétroles, pour laquelle il avait réuni une abondante documentation quand la mort l'a surpris. Madame Maurice Robert a consenti

à la publication du manuscrit qui a été revu et ordonné par M. E. Lecomte, secrétaire de M. Robert.

L'ouvrage traite de la science géologique poussée et développée plus spécialement dans la direction de l'étude des pétroles et de leurs gisements. Cette géologie, orientée dans l'étude des combustibles bitumineux, traite notamment de leur origine, de leur formation, de leur accumulation et des conditions de leur conservation, de même que de la distribution géologique et géographique des gîtes, sans aborder l'exploitation industrielle.

L'ouvrage est divisé en deux livres. Le premier traite des principes, une terminologie est donnée et pour chacun des chapitres les notions nécessaires à la compréhension sont rappelées ; les conceptions actuelles se distinguent très nettement, des figures et tableaux éclairent le sujet et la documentation est très fouillée avec indication des sources.

Le deuxième livre traite de l'application des principes à l'étude et à la description des gîtes récents : le premier chapitre parle du Moyen-Orient, le second de la région nord de l'Afrique, le troisième du reste du Continent africain, le quatrième du pétrole en Europe Occidentale : France, Allemagne, Hollande et des recherches en Belgique et en Grande-Bretagne.

Les personnes intéressées à un titre quelconque par l'application du pétrole ne manqueront pas d'enrichir leur bibliothèque par cet ouvrage.

Colliery Year Book and Coal Trades Directory, 1959. - Annuaire des charbonnages et répertoire du marché du charbon pour 1959. — Ed. Hiffe & Sons Ltd, Dorset House, Stanford Street, London S.E.1. - 37^{me} année de publication. Livre relié toile, 16 x 22 cm - 884 pages. - Prix : 40 sh.

Dans la préface, Sir James Bowman, K.B.E., Président du National Coal Board, fait allusion aux difficultés des temps actuels pour le charbon, il exprime cependant sa foi dans l'avenir basée sur l'expérience sans rivale, l'adresse traditionnelle et le courage des mineurs anglais.

Il ajoute un mot de sympathie pour le Colliery Year Book où l'on est certain de trouver de nombreux renseignements sur l'industrie des mines en Angleterre et même à l'étranger.

On y trouve notamment la liste des personnalités du ministère de l'énergie, inspection des mines et autres conseils, National Coal Board, administration centrale et divisions, services annexes, les diverses associations professionnelles et scientifiques, une carte de l'Angleterre avec les divisions du N.C.B. ; liste des mines groupées par division avec le nom des directeurs et le personnel employé, la production et la qualité des charbons extraits ; index des mines, conseils de l'électricité et du gaz ; répertoire du commerce du charbon : chambre de commerce, associations des marchands et des exportateurs.

A la fin de cette section il y a un répertoire « Who's who » avec qualification et adresse des personnes citées.

Les charbonnages étrangers sont alors passés en revue : 50 mines les plus importantes des États-Unis, les charbonnages de l'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 Russie.

Tables 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, le service de standardisation et last but not least, la loi sur les mines et carrières de 1954 au complet.

Index général des noms cités dans l'annuaire.

« MEMENTO DE SECURITE » - Almanach 1960

Dans le but de promouvoir la prévention des accidents dans l'industrie, l'Association des Industriels de Belgique (A.I.B.) 29, avenue André Drouart, Bruxelles 16, vient de publier un almanach de sécurité intitulé « Memento de sécurité ». Il est destiné à être distribué au personnel des usines et des entreprises commerciales à l'occasion des fêtes de fin d'année.

Cet opuscule de 64 pages est édité en français et en néerlandais.

Les almanachs publiés précédemment traitaient de sujets déterminés relatifs tantôt à la protection matérielle, tantôt à la protection individuelle, à l'hygiène et aux moyens de prévention psychologique, en n'exposant bien entendu que les mesures que le personnel pouvait mettre lui-même en application pour éviter les accidents.

Le présent opuscule constitue une synthèse des conseils mis sous forme de memento, rédigés dans le même esprit.

L'almanach renferme également le récit de quelques accidents provoqués par la méconnaissance des conseils donnés.

De plus, afin d'amener le personnel à lire l'almanach et à réfléchir, l'A.I.B. organise un concours doté de 10.000 F de prix dont le montant sera attribué à ceux des lecteurs qui répondront le plus exactement aux questions qui sont posées.

Réalisé dans le but d'intéresser le personnel et la famille à la prévention des accidents, l'almanach est présenté sous une forme humoristique et agréable. L'illustration réalisée par Bizuth est des plus suggestives.

Comme de coutume, un emplacement est réservé en deuxième page couverture pour l'impression du nom des firmes qui désirent en faire un exemplaire plus particulier à leur entreprise.

Les prix de vente sont fixés de la façon suivante : 1 à 499 exemplaires : 8 F pièce ; 500 exemplaires et plus : 7,50 F pièce.

Supplément pour impression du nom de la firme : de 1 à 100 exemplaires : 125 F ; 15 F par cent ex. supplémentaires ou fraction.

A.I.B., 29, avenue André Drouart, Bruxelles 16. Tel. 72.22.80 (7 lignes), 72.22.30 (3 lignes). C.C.P. n° 576.

VEILIGHEIDSMEMORANDUM - Almanak 1960

Met het doel de voorkoming der arbeidsongevallen in de industrie te bevorderen, heeft de Vereniging der Belgische Nijveraars (A.I.B.), André Drouartlaan 29, Brussel 16, een almanak getiteld « Veiligheidsmemorandum » gepubliceerd. Hij is bestemd om ter gelegenheid der nieuwjaarsfeesten uitgedeeld te worden aan de werklieden der fabrieken en handelsondernemingen.

Deze boekjes van 64 bladzijden zijn in 't Nederlands en in 't Frans uitgegeven.

De vorige almanakken behandelden wel bepaalde onderwerpen, in verband nu eens met de materiële bescherming, dan eens met de individuele bescherming, dan weer met de hygiëne en de psychologische voorkomingsmiddelen. Daarbij werden natuurlijk alleen die maatregelen vermeld die het personeel zelf kan in de praktijk omzetten om de ongevallen te vermijden.

Onderhavig boekje vormt een synthese van raadgevingen, onder vorm van handleiding, en in dezelfde geest opgesteld.

De almanak behelst eveneens het relaas van enkele ongevallen uitgelokt door het miskennen van de verstrekte raadgevingen.

Bovendien, ten einde het personeel er toe te brengen de almanak te lezen en tot nadenken te stemmen, zet de A.I.B. een prijskamp op touw begiftigd met 10.000 F prijzen, waarvan het bedrag zal toegekend worden aan dezen onder de lezers die nauwkeurigst de gestelde vragen zullen beantwoorden.

Verwezenlijkt met het doel het personeel en het gezin aan de voorkoming der ongevallen te interesseren, is de almanak op aangename en humoristische

wijze samengevat. De door Bizuth bezorgde illustraties zijn uiterst suggestief.

Als naar gewoonte werd op de tweede bladzijde van de omslag een plaats voorbehouden om er de naam van de firma's af te drukken die er een aan hun onderneming meer eigen uitgave wensen van te maken.

De verkoopprijzen werden als volgt vastgesteld : van 1 tot 499 exemplaren : 8 F 't stuk ; 500 exemplaren en meer : 7.50 F 't stuk.

Supplement voor het drukken der firmanaam : op 1 tot 100 exemplaren : 125 F ; per extra honderdtal of fractie : 15 F.

A.I.B., André Drouartlaan 29, Brussel 16. Tel. 72.22.80 (7 lijnen) ; 72.22.30 (3 lijnen). P.C.R. n^o 576.

JAHRBUCH DES DEUTSCHEN BERGBAUS, 1959.
Editeur : W. Raack, conseiller au Ministère ; P. Schorn et E. Schroedter, ingénieurs au Corps des Mines, Essen, 1959. Edition Glückauf, 1486 pages. - Prix : 36 DM.

Cet annuaire des mines allemandes pour 1959 qui vient de paraître donne une mise à jour très précise de l'ensemble des activités minières de la République Fédérale et de la Communauté Européenne du Charbon et de l'Acier. C'est le seul annuaire allemand qui donne des renseignements aussi complets sur l'ensemble des entreprises, administrations et organismes des mines allemandes (de charbon, minerais, potasse, pétrole et autres minéraux) et donne une documentation complète sur les mines de charbon des autres pays de la C.E.C.A. Les autres industries dépendant du charbon : électricité, gaz, chimie du charbon, commerce du charbon, batellerie et fournisseurs des mines occupent une place importante dans cet ouvrage.

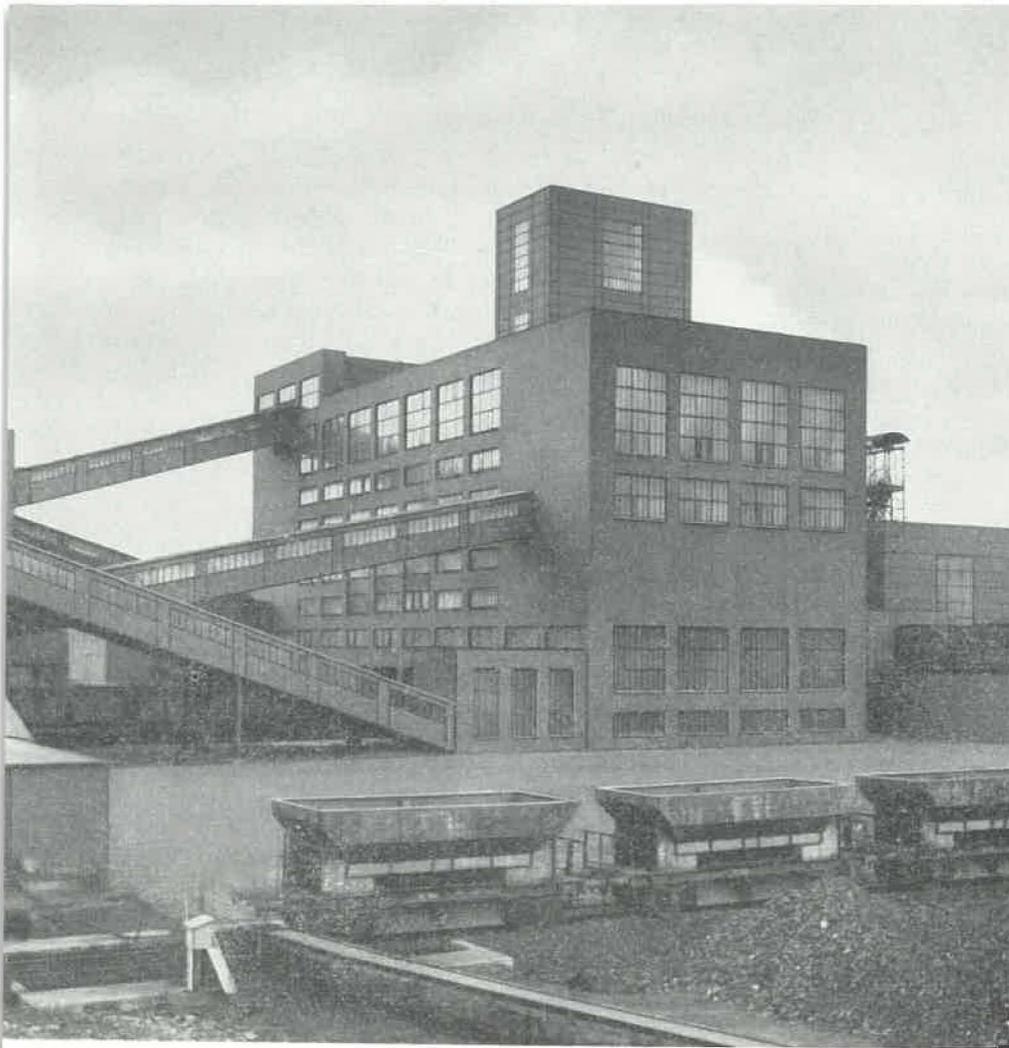
Les données statistiques sont d'une actualité étonnante. Outre un compte rendu sur l'année minière 1958/1959 qui nous remet en mémoire les principaux événements, on y trouve une fois de plus un article de fond important du Bergassessor H. Burckhardt sur les tâches de l'avenir de la politique de l'énergie. Le président de l'Association Charbonnière de la Ruhr y récapitule les exigences des mines sur l'égalisation des conditions concurrentielles pour tous les fournisseurs d'énergie et exprime la volonté de l'industrie charbonnière de conserver au charbon son rôle dirigeant dans la distribution de l'énergie, également dans l'avenir sur une base concurrentielle. L'ouvrage contient également un article du Dr. Schäfer sur l'industrie minière en 1958-1959.

Tous ceux que l'industrie minière d'Allemagne et de l'Europe intéresse trouveront une aide indispensable dans le Jahrbuch des Deutschen Bergbaus qui paraît pour la 67^e fois.

Dr Ing. H. BURCKHARDT. Le marché commun de l'énergie - Les tâches futures de la politique de l'énergie (résumé).

Une concurrence unifiée pour tous les fournisseurs d'énergie dans le cadre d'une politique commune de l'économie et du commerce de la C.E.C.A. est requise par le Bergassessor H. Burckhardt dans l'article de fond de l'Annuaire Allemand de l'Industrie Charbonnière pour 1959. Les problèmes de la concurrence entre tous les fournisseurs d'énergie devraient être résolus à l'intérieur du Marché Commun. Seulement alors on pourra renoncer au principe de la concurrence et au triage des sources d'énergie et à leur possibilité d'amélioration. Les tâches d'avenir de la politique allemande de l'énergie ne peuvent être solutionnées que dans le cadre d'une telle politique européenne de l'énergie. Il ne convient pas que chaque pays ait une politique différente de l'énergie réagissant contre celle du voisin et amenant des mesures de rétorsion, empêchant ainsi l'établissement d'un marché raisonnable de l'énergie. Une telle politique est aussi nécessaire pour la sécurité politique et l'indépendance économique de l'Europe. Sans elle, l'Europe serait privée non seulement de la sécurité de la distribution, mais encore de l'avantage de prix compétitifs.

Selon la conception de M. Burckhardt, les difficultés actuelles de l'industrie charbonnière allemande ne résultent pas d'une faiblesse concurrentielle, mais d'inégalités dans les conditions de concurrence qui portent préjudice au charbon allemand. On en est arrivé à une concurrence qui ne repose plus sur le rendement. L'égalité de droits pour toutes les sources d'énergie est d'autant plus nécessaire que toutes les prescriptions minières pour régulariser la concurrence nationale ne peuvent avoir d'effet sans elle. Ainsi, par exemple, toutes les sources d'énergie concurrentes doivent supporter les mêmes bases de formation des prix. Quand on concède toute liberté aux autres sources d'énergie, on ne doit pas les refuser au charbon national. Dans la mentalité de l'auteur, les charges fiscales par exemple ne devraient plus se baser sur un maximum de rendement, mais bien être organisées en vue d'une égalisation de la concurrence. Les mines doivent être prêtes à accroître le pouvoir concurrentiel du charbon par une plus forte concentration de l'extraction et du personnel, à sacrifier les chantiers à conditions défavorables en même temps qu'en exploitant au maximum le gisement en vue d'une réduction importante des prix de revient. Cela comporte pour l'ensemble de l'industrie charbonnière allemande la fermeture possible de certaines mines et dans certaines mines l'abandon des chantiers et des couches les moins rentables. Cela implique simultanément une sévère rationalisation dans tous les domaines de l'exploitation, une mécanisation plus poussée, des travaux de recherche plus développés dans l'amé-



- 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

lioration de la qualité et de l'utilisation des produits.

Mais le pouvoir concurrentiel du charbon ne dépend pas seulement des prestations des entreprises, il doit aussi être garanti par les conditions générales de la politique économique.

Si on ne croit pas pouvoir garantir au charbon du pays des conditions concurrentielles équivalentes, on doit recourir aux moyens traditionnels pour lui assurer une position équivalente à celle de ses concurrents. Des conceptions à long terme sont nécessaires sinon, faute de capitaux pour les investissements à long terme, l'industrie nationale du charbon périra.

Les mesures temporaires, telles que douane sur les importations de charbon et cartel charbon-pétrole, sont à remplacer par des mesures constructives pour l'avenir.

Dr SCHAEFER. L'année minière 1958/1959.

Les diverses branches de l'industrie des mines allemandes ont évolué très différemment au cours des années 1958 et 1959. Ceci est dû aux conditions conjoncturelles et structurelles ; mais il est difficile et même presque impossible de préciser avec certitude dans quelle mesure l'évolution nationale et étrangère a été influencée par le cours de la conjoncture ou la variation de structure. Les limites sont rendues imprécises par suite de l'intervention de la politique économique des pays. Elle peut amplifier certaines tendances et en freiner d'autres de sorte qu'elle influence l'évolution dans un sens déterminé. Les processus dans diverses branches des mines en fournissent ces derniers temps des exemples spectaculaires.

Indépendamment de l'économie mondiale, le mouvement d'intégration européen revêt pour les mines une importance spéciale. La C.E.C.A., première intégration avec une autorité supranationale, se trouve actuellement dans une situation difficile par suite de la crise charbonnière et de l'essai de solution dirigé tenté par la Haute Autorité contre par le Conseil des Ministres et resté sans solution.

La question de la révision du traité est fort discutée en Allemagne et à l'étranger. Les projets de réforme se développent dans un domaine étendu et vont jusqu'à l'intégration de la C.E.C.A. dans le Marché Commun. Celui-ci concerne l'ensemble de l'économie y compris les autres mines pour lesquelles beaucoup de problèmes attendent une solution.

La crise charbonnière s'est aggravée au cours de 1958 et dans les premiers mois de 1959. C'est une manifestation internationale ; c'est en Belgique qu'elle frappe le plus l'industrie charbonnière. Les mines de lignite de l'Allemagne de l'Ouest n'enregistrent qu'une faible diminution dans la vente et la production. Les mines de fer ont subi le contre-coup

de la régression conjoncturelle — résorbée maintenant — de l'industrie du fer et de l'acier en 1958, tandis que les autres mines métalliques continuent à souffrir de la chute des prix des métaux. Les mines de potasse vendent sur le marché national, mais sont arrêtées à l'exportation par suite d'une concurrence internationale intensifiée. L'accroissement de la production de pétrole allemand a cessé.

ANNALES DES MINES DE FRANCE

Septembre 1959.

La connaissance de la *sensibilité électrique des détonateurs*, est indispensable pour établir les plans de tir de mines et pour déterminer les caractéristiques de la ligne de tir; MM. Loison, Soule et Thouzeau font le point des nouvelles méthodes utilisées dans ce domaine.

M. Tézénas du Montcel retrace l'évolution des idées concernant le *soutènement dans les mines* et plus particulièrement dans les tailles des mines européennes de charbon en plateaux.

La troisième conférence du professeur Maurice Allais au Thomas Jefferson Center de l'Université de Virginie sur les *Perspectives économiques de l'unification européenne* est publiée dans ce numéro sous le titre de : Conditions générales d'une réalisation effective de l'unité économique de l'Europe et principe d'une politique de libéralisation économique.

Le reste de la publication comprend la chronique des métaux, minerais et substances diverses, des notices bibliographiques, le tableau habituel d'indices le compte rendu de l'activité de la Communauté européenne du charbon et de l'acier.

Octobre 1959.

Les décisions importantes à prendre en matière d'organisation dans certaines mines peuvent être grandement facilitées par l'emploi de techniques modernes de simulation. Un exemple d'application à un problème de desserte de chantiers d'abatage dans les mines de fer de Lorraine est décrit par E. Ventura, E. Daru et V. Granier.

La déclaration du 16 septembre 1959 du Président de la République a souligné le rôle que la France entend jouer dans le développement industriel de l'Algérie. F. Perrin-Pelletier rappelle les caractéristiques des problèmes que pose l'industrialisation de l'Algérie, ainsi que l'ensemble des mesures prises pour la favoriser.

Dans sa quatrième et dernière conférence M. Allais traite des réalisations et perspectives de l'unification européenne.

Le reste de la publication comprend la chronique des métaux minerais et substances diverses, des notices bibliographiques, le tableau habituel d'indices et le compte rendu de l'activité de la Communauté européenne du charbon et de l'acier.