ADMINISTRATION DES MINES — BESTUUR VAN HET MIJNWEZEN

Annales des Mines

DE BELGIQUE

Annalen der Mijnen

VAN BELGIE

Direction - Rédaction :
INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

Directie - Redactie :
NATIONAAL INSTITUUT VOOR DE STEENKOLENNIJVERHEID

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

Renseignements statistiques. — Fédéchar-Inichar : Commission de technique minière de la C.E.C.A., 5e session (Grande-Bretagne, novembre 1955). — Conférence de Cheltenham sur la technologie chimique - G. H. Watson et A. F. Williams : Etude des goudrons obtenus dans la carbonisation en fluidisé. — J. L. Sabatier : Traitement industriel du goudron de carbonisation à basse température. — Inichar : Revue de la littérature technique. — Bibliographie. — Communiqués.

FEVRIER 1957 Mensuel — N° 2 — Maandelijks FEBRUARI 1957

COMITE DE PATRONAGE

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

BESCHERMEND COMITE

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

COMITE DIRECTEUR

MM. A. 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 Embourg.
R. LEFEVRE, Directeur divisionnaire des Mines, à Jumet.
G. LOGELAIN, Directeur Divisionnaire des Mines, à Bruxelles.
P. RENDERS, Directeur à la Société Générale de Belgique,

BESTUURSCOMITE

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

ANNALES DES MINES DE BELGIQUE

No 2 — FEVRIER 1957

ANNALEN DER MIJNEN VAN BELGIE

Nr 2 — FEBRUARI 1957

P 1273

Direction-Rédaction :

INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

Directie-Redactie :

NATIONAAL INSTITUUT VOOR DE STEENKOLENNIJVERHEID

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

INSTITUT ROYAL des SCIENCES NATURELLES de BELGIQUE

Sommaire — Inhoud

Renseignements statistiques belges et des pays limitrophes 96

FEDECHAR-INICHAR — Commission de technique minière de la C.E.C.A.
Cinquième session (Grande-Bretagne, novembre 1955) 101

INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

INICHAR — Conférence Internationale sur le développement de la technologie chimique dans l'industrie charbonnière et les industries connexes — Stoke Orchard (Cheltenham), juin 1956 — Compte rendu :

G. H. WATSON et A. F. WILLIAMS : L'étude des goudrons obtenus dans la carbonisation en fluidisé 154

J. L. SABATIER : Traitement industriel du goudron de carbonisation à basse température 167

BIBLIOGRAPHIE

INICHAR — Revue de la littérature technique 171

Divers 182

COMMUNIQUES

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

EDITION - ABONNEMENTS - PUBLICITE - UITGEVERIJ - ABONNEMENTEN - ADVERTENTIEN

BRUXELLES • EDITIONS TECHNIQUES ET SCIENTIFIQUES • BRUSSEL

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 MINIERS / Périodes	Production totale (Tonnes)	Consommation propre et fournitures au personnel (tonnes) (1)	Stock (tonnes)	Jours ouvrés (2)	PERSONNEL — Nombre moyen d'ouvriers : à veine	Fond	Fond et surface	Indice (3) : Veine	Taille	Fond	Fond et surface	Rendement : Fond	Fond et surface	Présences % (4) : Fond	Fond et surface	Mouvement de la main-d'œuvre (5) : Belge	Etrangère	Totale	Grisou capté valorisé (6)
Borinage	362.510	54.569	33 249	24,88	2.702	14.458	19.647	0,19	0,39	1,01	1,38	990	726	84,31	86,60	+ 67	+ 287	+ 354	1.442.201
Centre	312.144	47 835	39.731	23,62	1.763	11.626	16.010	0,13	0,37	0,89	1,24	1.121	808	86,25	87,83	+ 43	+ 234	+ 277	1.727.550
Charleroi	586.852	72.723	59.725	23,85	4.215	21.125	29.342	0,17	0,36	0,88	1,25	1.137	802	86,04	87,94	+ 184	+ 558	+ 742	3.377.193
Liège	372.340	48.633	47.774	23,63	2.712	17.049	22.938	0,17	0,45	1,10	1,49	907	672	85,16	87,07	— 24	+ 191	+ 167	—
Campine	900.843	96 348	55.866	25,00	3.630	24.105	32.853	0,10	0,26	0,68	0,92	1.480	1 083	86,96	89,11	+ 241	+ 222	+ 463	1.723.836
Le Royaume	2.534.689	320.108	236.345	24,26	15.014	88.362	120.780	0,14	0,34	0,86	1,18	1.162	844	85,86	87,86	+ 511	+1492	+2003	8.270.780
1956 Octobre	2.644.934	319.698	220.693	26,43	14.276	84.701	116.867	0,14	0,34	0,86	1,19	1.164	840	83,88	86,23	+ 81	+1165	+1246	7.881.500
Septembre	2.255.872	258.956	217.939	22,73	13.978	82.473	114 349	0,14	0,34	0,86	1.21	1.159	827	83,42	85,88	— 626	— 435	—1061	7.129.503
Août	2.186.472	255.066	228.473	22,17	13.918	82.597	114.361	0,14	0,34	0,86	1,18	1.163	830	83,75	86,27	- 917	--1949	—2886	7.373.748
1955 Moy. mens.	2.498.151	281.480	370.699(7)	24,59	16.256	87.191	119.961	0,16	0,36	0,87	1,21	1.148	826	82,56	84,90	— 423	+ 721	+ 298	5.451.264
1954 Moy. mens.	2.437.393	270.012	2.306.020(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	5 020 527
1953 Moy. mens.	2.505.024	196.883	3 063.210(7)	24,27	18.357	95.484	131.954	0,18	0,40	0,94	1,32	1 060	758	78	81	+ 10	-- 450	— 440	4.595.867
1952 Moy. mens.	2.532.030	199.149	1.678.220(7	24,26	18.796	98.254	135.696	0,18	0,40	0,96	1,34	1.042	745	78,7	81	— 97	— 7	— 104	3.702.887
1951 » »	2.470.933	216.116	214.280(7)	24,20	18.272	94.926	133.893	0,18	0,39	0,95	1,36	1.054	738	79,6	82,4	— 503	+1235	+ 732	2.334.178
1950 » »	2.276.735	220.630	1.041.520(7)	23,44	18 543	94.240	135.851	0,19	—	0,99	1,44	1.014	696	78	81	— 418	— 514	— 932	—
1949 » »	2.321.167	232.463	1.804.770(7)	23,82	19.890	103.290	146.622	0,20	—	1,08	1,55	926	645	79	83	—	—	—	—
1948 » »	2.224.261	229.373	840.340)7)	24,42	19.519	102.081	145 366	0,21	—	1,14	1,64	878	610	—	85,88	—	—	—	—
1938 » »	2.465.404	205.234	2.227.260(7)	24,20	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	1,89	731	528	—	—	—	—	—	—
Sem. 29-10 au 4-11-56	613.170	—	215.060	5,93	—	106.893	142 204	—	—	0,85	1,18	1.167	847	81,40	83,93	—	—	+ 23	—

N. B. — (1) A partir de 1954, cette rubrique comporte : *d'une part,* tout le charbon utilisé pour le fonctionnement de la mine, y compris celui transformé en énergie électrique; *d'autre part,* tout le charbon distribué gratuitement ou vendu à prix réduit aux mineurs en activité ou retraités. Ce chiffre est donc supérieur aux chiffres correspondants des périodes antérieures.
(2) A partir de 1954, il est compté en jours ouvrés, les chiffres se rapportant aux périodes antérieures expriment toujours des jours d'extraction.
(3) Nombre de postes effectués divisés par la production correspondante.
(4) A partir de 1954, ne concerne plus que les absences individuelles, motivées ou non, les chiffres des périodes antérieures gardent leur portée plus étendue.
(5) Différence entre les nombres d'ouvriers inscrits au début et à la fin du mois. (6) En m3 à 8 500 Kcal, 0° C 760 mm de Hg. (7) Stock fin décembre.
(8) Chiffres influencés par une réduction importante du personnel inscrit aux charbonnages du « Bois-du-Cazier ».

BELGIQUE — FOURNITURE DE HOUILLE BELGE AUX DIFFERENTS SECTEURS ECONOMIQUES (en tonnes) — NOVEMBRE 1956

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
1956 Novembre	454.774	16.450	596.379	496	156.836	204.557	20.844	14.846	43.347	41.408	37.612	17.432	35.688	70.093	76.146	23.536	35.989	351.761	2.198.194
Octobre	472.662	20.305	620.733	474	162.498	210.342	19.396	14.543	44.163	45.955	86.682	16.001	51.213	75 779	89.108	23.844	33.078	332.321	2.611.145
Septembre	392.941	13.859	555.496	551	127.843	200.191	15.436	7.268	34.489	31.890	95.588	9.204	33.368	61.503	70.190	15.046	23.284	357.914	2.004.849
1955 Novembre	454.573	11.946	568.128	181	138.147	260.149	22.269	14 515	39.556	42.911	103.152	14.104	31.731	64.635	63.721	18 679	37.715	466.026	2.353 138
Moy. mens.	419.042	14.158	577.925	953	120.799	256.113	23.618	12.022	42.050	42.128	109.357	13.403	30.162	62 680	69.034	19.826	34.057	573.733	2.421.060
1954 Moy. mens.	415.609	14.360	485.878	1.733	109.037	240.372	24.211	12.299	40.485	46.952	114.348	14 500	30.707	61 361	62.818	19.898	30.012	465.071	2.189.610
1953 Moy. mens.	457.333	14 500	539.667		105.167	260.583	25.083	12 000	39 917	43.750	116.833	14.750	33.833	58.250	81.000	19.333	24.000	346.750	2.192.749
1952 » »	480.657	14.102	708.921			275.218	34.685	16.683	30.235	37.364	123.398	17.838	26 645	63.591	81.997	15.475	60.800	209.060	2.196.669
1951 » »	573.174	12.603	665.427			322.894	42.288	19.392	36.949	49.365	125.216	22.251	33.064	76.840	87.054	21.389	82.814	143.093	2.319.813

BELGIQUE — COKERIES — NOVEMBRE 1956

GENRE / PERIODE	Fours en activité : Batteries	Fours en activité : Fours	Charbon (t) : Reçu : Belge	Charbon (t) : Reçu : Etranger	Charbon (t) : Enfourné	Huiles combustibles t	COKE (t) : Production : Gros coke de plus de 80 mm	Production : Autres	Production : Total	Consommation propre	Livraisons au personnel de la cokerie	Débit : Secteur domestique	Débit : Administrations publiques	Débit : Sidérurgie	Débit : Centrales électriques	Débit : Usines à gaz	Débit : Chemins de fer	Débit : Autres secteurs	Débit : Exportations	Débit : Total	Stock en fin de mois t	Ouvriers occupés
Minières	7	271	158.432	5.365	152.480	205	99.586	19.870	119.456	1.215	440	—	—	—	—	—	—	—	—	—	15.407	915
Sidérurgiques	26	972	360.529	183.584	503 420	—	319.078	68 102	387.180	4.819	6.045	—	—	—	—	—	—	—	—	—	35 479	2 599
Autres	11	287	58.707	80.883	132.370	235	79 522	21.939	101 459	6.287	496	—	—	-	—	—	—	—	—	—	38.344	1.217
Le Royaume	44	1.530	577.668	269.812	788.270	440	498.186	109.909	608.095	12.321	6.891	19.507	4.234	443 076	1.384	74	2.586	57.498	64.529	592.888	89.230	4.731
1956 Octobre	44	1.556	643.773	243.248	823.748	344	517.276	114 526	634.802	9 498	6 674	17.809	5.228	452.999	1.714	—	4.828	78.547	77.371	615.759	93.235	4.722
Septembre	44	1.557	561.791	201.989	788.369	404	496.541	112.653	609.194	8.883	6.024	15.219	4.966	437.577	2.217	—	3.828	49.753	87.841	601.401	90 364	4.717
Août	45	1.556	563 274	209.373	803.786	198	505.629	114.593	620 222	8.961	4.192	14.186	5.071	439.736	1.953	—	3.070	53.253	79.009	596.278	97.478	4.635
1955 Novembre	43	1.499	574.066	152.405	729.808	89	459.889	102 579	562 468	10.288	4.897	17.450	2.993	422.198	3.228	—	2.153	50.118	57.079	555.194	93.991	4 383
Moy. mens.	43(1)	1.440(1)	576 916	144.284	713.481	182	446.924	103.072	549.996	13.576	3.799	12.900	3.023	407.006	2.620	94	1.319	45.942	64.385	537.289	71.133(2)	4.409
1954 Moy. mens.	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
1953 Moy. mens.	41(1)	1.432(1)	544 257	101.536	645 793	1.793(3)	385.811	109.640	495.451	18.521	2.984	11.083	3.334	339.750	1.750	250	1.584	44.083	68.333	470.167	201 013(2)	3.930
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
1951 » »	40(1)	1 442(1)	459.724	201.122	660.846	14.297(3)	399.624	109.409	508.033	18.998	3.498	16 295	2.968	364 833	1.299	301	1.904	55.969	40.684	484.253	67,270 (2	4.147
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
1949 » »	44(1)	1 532(1)	487.757	66.436	554.193	11 025(3	315.740	103.825	419.565	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.635
1948 » »	47(1)	1 510(1)	454.585	157.180	611.765	—	373.488	95 619	469.107	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.463
1938 » »	56(1)	1.669(1)	399.963	158.763	557.826	—	—	—	366.543	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4 120
1913 » »	—	2.898	233.858	149.621	383.479	—	—	—	293.583	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.229

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

BELGIQUE — COKERIES — NOVEMBRE 1956

GENRE / PERIODE	GAZ (en 1.000 m³) (1) : Production	Consommation propre	Débit : Synthèse	Débit : Sidérurgie	Débit : Autres industries	Débit : Distributions publiques	SOUS-PRODUITS (t) : Brai	Goudron brut	Ammoniaque (en sulfate)	Benzol	Huiles légères
Minières	49.235	24.625	25.191	—	557	14.731	—	3.881	1.414	1.239	—
Sidérurgie	170.259	79.894	37 434	58.280	5.245	44.135	—	13.377	4.525	3 432	—
Autres	46.646	21.603	14.607	—	3.822	13.908	—	3.852	1.102	1.178	—
Le Royaume	266.140	126.122	77.232	58.280	9.624	72.774	—	21.110	7 041	5.849	—
1956 Octobre	274 821	131.691	82.976	59.705	7.543	72.631	—	21.716	7.449	5.893	—
Septembre	266.548	126 100	79.499	55.683	6.716	71.588	—	20.891	7.228	5.418	—
Août	270.100	130.316	75.971	56.637	7.180	69.996	—	21.319	7.430	5.255	—
1955 Novembre	247.384	119.415	75.098	57.580	5.786	65.243	—	18.770	6.654	—	—
Moy. mens.	245.435	127.825	70.872	55.427	5.936	66.905	—	17.926	6 642	—	—
1954 Moy. m.	233 182	135 611	69.580	46.279	5.517	68.791	1 630	15.911	5.410	3.624	2.565
1953 Moy. mens.	212.801	110 781	63.220	43.659	5.310	62.585	2.109	16 011	5.070	4.020	1.053
1952 Moy. mens.	229.348	134.183	67.460	46.434	3.496	62.714	2.320	17.835	6.309	4.618	747
1951 Moy. mens.	232 666	138.476	68 912	42.906	4.967	63.219	2.137	17.032	6.014	4.156	605
1950 Moy. mens.	193.619	126 601	(2)	(2)	(2)	(2)	1.844	13.909	4 764	3.066	632
1949 Moy. mens.	185.659	140 644	(2)	(2)	(2)	(2)	1.614	15 129	5.208	3 225	1.322
1948 Moy. mens.	165.334(3	(2)	(2)	(2)	(2)	(2)	—	16.053	5.624	4.978	—
1938 Moy. mens.	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.

BELGIQUE — FABRIQUES D'AGGLOMERES — NOVEMBRE 1956

GENRE / PERIODE	Production (t) : Boulets	Production (t) : Briquettes	Production (t) : Totale	Consommation propre t	Livraisons au personnel	Matières premières (t) : Charbon	Matières premières (t) : Brai	Ventes et cessions t	Stock (fin du mois) t	Ouvriers occupés
Minières	129.087	35.276	164.363	—	—	—	—	—	—	—
Indépend.	6.076	90	6.166	—	—	—	—	—	—	—
Le Royaume	135.163	35.366	170.529	—	—	—	—	—	—	—
1956 Octobre	135.483	41.205	176.688	3.929	13.793	165.679	13.655	158.966	6.635	603
Septembre	109.788	37.480	147 268	4.449	10.465	137.845	11.858	133.584	5.672	572
Août	107.519	34.316	141.885	7.140	9.402	132.781	11.534	130.250	5.888	578
1955 Novembre	114.254	36.173	150.427	3.970	13.820	141 153	11.522	134.003	7.448	608
Moy. mens.	91.175	38.272	129.447	4 333	11.367	121.914	9.941	114.491	6.191(1)	579
1954 M. m. (1)	75.027	39.829	114.856	4.521	10.520	109.189	9.098	109.304	11.737(1)	589
1953 Moy. mens.	70.839	40.213	111.052	4.453	9.748	104.410	9.051	112.289	12.243(1)	558
1952 » »	71.262	52.309	123.571	1.732	103	115.322	10.094	119.941	36.580(1)	638
1951 » »	86.399	64.475	150 844	1.698	95	138.946	12.915	150.535	4.900(1)	722
1950 » »	38.898	46.079	84.977	2.488	377	78.180	7 322	85.999	—	552
1949 » »	20.574	44.702	65.276	—	—	60.240	5 558	63 697	—	462
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) Stocks fin décembre. (2) Chiffre provisoire.

BELGIQUE — BOIS DE MINES — OCTOBRE 1956

PERIODE	Quantités reçues m³ Origine indigène	Quantités reçues m³ Importation	Quantités reçues m³ Total	Consommat. totale y compris les exportations (m³)	Stock à la fin du mois (m³)
1956 Nov. (2) . .	75.216	26.762	101.978	83.067	661.401
Octobre (2).	89.104	25.730	114.834	85.087	643.328
Septembre .	90 482	26.265	116 747	71.454	614.449
1955 Novembre .	72.688	35.508	108.196	88.825	512.434
Moy. mens. .	68.136	20.880	89.016	88.300	521.160(1
1954 Moy. mens. .	67.128	1.693	68.821	87.385	428.456(1
1953 Moy. mens. .	66.994	1.793	68.787	91.430	703 050(1
1952 » »	73.511	30.608	104.119	91.418	880.695(1
1951 » »	64 936	30.131	95.067	93.312	643.662(1
1950 » »	62.036	12.868	74 904	90.209	570.013(1
1949 » »	75.955	25.189	101.144	104.962	727.491(1

BELGIQUE — BRAI — NOVEMBRE 1956

PERIODE	Quantités reçues t Origine indigène	Quantités reçues t Importation	Quantités reçues t Total	Consommation totale t	Stock à la fin du mois t	Exportations t
1956 Nov. (2) . .	8.693	10.460	19.153	13.213	44.972	(1)
Octobre (2).	7.598	8 721	10.319	13.655	39.228	1.820
Septembre .	6.274	1.428	7.702	11.858	42.622	1.567
1955 Novembre .	9.324	4.045	13.369	11.522	32.626	1.097,6
Moy. mens. .	6.395	3.236	9.631	9.941	33.291(1)	391,6
1954 Moy. mens. .	4.959	4.654	9.613	8.868	37.023(1)	2.468
1953 Moy. mens. .	4.156	3.839	7 995	8.769	28.077(1)	3.602
1952 » »	4.624	6.784	11.408	9.971	37.357(1)	2.014
1951 » »	6 394	5.394	11.788	12.722	20.114(1)	208
1950 » »	5.052	1.577	6.629	7.274	31.325(1)	1.794
1949 » »	2.962	853	3.815	5.156	39.060(1)	453

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

BELGIQUE — METAUX NON FERREUX — NOVEMBRE 1956

PERIODE	Produits bruts Cuivre t	Zinc t	Plomb t	Etain t	Aluminium t	Antimoine, Cadmium, Cobalt, Nickel, etc. t	Total t	Argent, or, platine etc. kg	Demi-produits A l'exception des métaux précieux t	Demi-produits Argent, or, platine, etc. kg	Ouvriers occupés
1956 Novembre .	14 029	19.091	8.448	913	217	496	43.194	23.296	18.106	1.998	16.052
Octobre . .	14.701	19.190	8.385	801	246	417	43.740	23.138	19 118	2 343	15.961
Septembre .	14.054	19.239	8.343	790	221	404	43.051	22.647	16 021	1 839	16.123
1955 Novembre	12.846	17.458	7 682	734	196	449	39.365	23.471	17.853	1.928	16.022
Moy. mens. .	12.942	17.602	6.789	914	192	366	38.807	22.888	16.211	1.736	15.685
1954 Moy. mens. .	12.809	17.726	5.98	965	140	389	38.017	24.331	14.552	1.850	15.827
1953 Moy. mens. .	12.152	16.594	6.143	794		526	36.209	24.167	11.530	1.000	14 986
1952 Moy. mens. .	12.035	15.956	6.757	850		557	36 155	23.833	12.729	2.017	16.227
1951 Moy. mens. .	11.541	16.691	6.232	844		597	35.905	22.750	16.675	2.183	16.647
1950 Moy. mens. .	11.440	15.057	5.209	808		588	33.102	19 167	12.904	2.042	15.053

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

BELGIQUE — SIDER — PRODUC

PERIODE	Hauts fourneaux en activité	Produits bruts Fonte	Produits bruts Acier Total	Produits bruts Fer de masse	Produits demi-finis (1) Pour relamineurs belges	Produits demi-finis (1) Autres	Produits Aciers marchands	Produits Profilés et zorès (I et U de plus de 80 mm)	Produits Rails et accessoires	Produits Fil machine
1956 Octobre . . .	50	510.555	581 282	5 936	61.763	25.020	180.778	25 890	7.335	42.467
Septembre (2) .	51	479 096	524.984	5.139	55.597	20.656	153.914	31.189	5.214	41.260
Août . . .	50	483.123	542.453	4.949	57.106	26.296	148.177	25.452	7.508	36.244
1955 Octobre . . .	48	440.858	500 661	5.237	43.790	25.732	147.571	22.553	7.786	47.636
Moyenne mens. .	50	459.587	491.693	5.353	53.976	27.195	142.821	20.390	6.536	40.662
				Fers finis						
1954 Moy. mens. . .	47(4)	315 424	414.378(3	3.278	109 959		113.900	15.877	5.247	36.301
1953 Moy. mens. . .	50(4)	350.819	374 720(5	2.824	92.175		99.964	16.203	8.291	34.414
1952 Moy. mens. .	50(4)	399.133	422.281(5	2.772	97.171		116 535	19.939	7.312	37.030
			Acier				Aciers marchands (7)	Profilés (80 mm et plus, zorès)	Rails, accessoires, traverses	
1951 Moy. mens. .	49(4)	405.676	415.795(5	4.092	99 682		111.691	19.483	7 543(6	40.494
1950 » »	48(4)	367.898	311.034	3 584	70 503		91.952	14.410	10.668	36 008
1949 » »	48(4)	312.441	315.203	2.965	58.052		91.460	17.286	10.370	29.277
							Aciers marchands et rods (7	Profilés spéciaux poutrelles		Verges
1948 » »	51(4)	327.416	321.059	2.573	61.951		70.980	39.383	9.853	28.979
1938 » »	50(4)	202.177	184.369	3.508	37.939		43.200	26.010	9.337	10.603
							Aciers marchands			Verges et aciers serpentés
1913 »	54	207.058	200.398	25.363	127.083		51.177	30.219	28.489	11.852

(1) Qui ne seront pas traités ultérieurement dans l'usine qui les a produits. (2) Chiffres définitifs. (3) Chiffres provisoires.

IMPORTATIONS

Pays d'origine Périodes Répartition	Charbons t	Cokes t	Agglomérés t	Lignites t
Allemagne Occid.	127.947	7.086	2.640	8.422
France	43.477	—	16	—
Pays-Bas	26.299	4.841	2.723	498
Pays de la CECA	197.723	11.907	5.379	8.920
Espagne	700	—	—	—
Finlande	654	—	—	—
Pologne	13.601	—	—	—
Royaume-Uni	70.199	1.359	5.893	—
Etats-Unis d'Amérique	400.977	—	—	—
U.R.S.S.	916	—	—	—
Afrique Nord Français	2 100	—	—	—
Afrique du Sud	1.937	—	—	—
Pays tiers	491.084	1.359	5.893	—
Ensemble novembre 56	688.807	13.264	11.272	8.920
1956 Octobre	563.979	13.058	12.020	7.099
Septembre	397.204	8.512	5.337	—
Août	412.763	9.508	5.328	—
1955 Novembre	340.023	12.815	4 871	7.763
1955 Moyenne mens.	302.818	11.788	4.247	—
Répartition :				
1) Secteur domestique	170.459	3.574	10.938	7.665
2) Secteur industriel	511.883	9.692	—	1.255
Réexportations	11.671	—	—	—
Mouvement des stocks	—5.206	—	+ 334	—

EXPORTATIONS

Destination	Charbons t	Cokes t	Agglomérés t
Allemagne Occident.	14 819	2.017	17.565
France	94.272	32.795	23.212
Italie	1.663	—	—
Luxembourg	3.280	12.385	880
Pays-Bas	171.639	3.742	14.586
Pays de la CECA	285.679	56.243	56.243
Finlande	6.554	—	—
Danemark	—	9.359	—
Norvège	4.297	1.600	—
Suède	—	1.189	—
Royaume-Uni	47.154	—	—
Suisse	19.738	1.142	540
Autres pays	16	300	—
Pays tiers	77 759	13.590	540
Ensemble novembre 56	363.432	64.529	56.783
1956 Octobre	344.299	77.371	56.515
Septembre	291.804	88.031	48 147
Août	328.185	80.170	56.846
1955 Novembre	428 298	57.121	52.160
1955 Moyenne mens.	587.534	64.706	39.928

URGIE — OCTOBRE 1956

TION (t)

finis

Tôles fortes 4,76 mm et plus	Tôles moyennes 3 à 4,75 mm	Larges plats	Tôles fines noires	Tôles galvanisées, plombées et étamées	Feuillards, bandes à tubes, tubes sans soudure	Divers	Total	Tubes soudés	Ouvriers occupés
59.092	9.666	3.116	47.773	27.746	28.847	7.472	440.182	4.974	55.932
57.347	8.607	2.605	45 704	24.378	30.211	4.155	404.604	4.004	55.744
59.799	9.085	2.468	45.874	25.665	27.824	4.923	393.019	3.944	55.600
46.699	13.194	3.575	46.914	20.034	32.523	4.265	392.750	3.865	52.716
44.479	10.988	1.839	51.352	23.976	30.747	3.949	394.766	3 372	52.442
43.119	10.508	2.544	46.831	21.681	27.601	3.180	365.870	3.621	51.843
37.473	8.996	2.153	40.018	3.070	25.112	2.705	290.852	3.655(2	41.904
43.418	8.451	3.531	32.180	9.207	20.683	3.767	280 109	1.647	42.820
39.357	7.071	3.337	37.482	11.943	26.652	5.771	312.429	2.959	43.263
			Tôles minces tôles fines, tôles magnétiques						
36.489	5.890	2.628	42 520	15.343	32.476	8.650	323.207	3 570	43 640
24.476	6.456	2.109	22.857	11.096	20 949	2.878	249.859	1.981	36.415
30.714	5.831	3 184	23.449	9.154	23.096	3.526	247.347	—	40.506
Grosses tôles	Tôles moyennes		Tôles fines	Tôles galva-nisées	Feuillards et tubes en acier				
28.780	12.140	2.818	18 194	10.992	30.017	3.589	255.725	—	38.431
16 460	9.084	2.064	14 715	—	13.958	1.421	146.852	—	33.024
19.672	—	—	9.883	—	—	3.530	154.822	—	35.300

PRODUCTION	Unités	Oct. 1956 (a)	Sept. 1956 (b)	Oct. 1955	Moyenne mensuelle 1955
PORPHYRE :					
Moëllons	t	363	992	468	238
Concassés	t	418.467	409.168	354.563	262.651
Pavés et mosaïques.	t	1.928	1.858	2.970	3.082
PETIT-GRANIT :					
Extrait	m^3	13.084	12.402	14.224	12.150
Scié	m^3	6.740	6.175	6.365	5.775
Façonné	m^3	1.809	1.608	1.723	1.462
Sous-produits	m^3	22.061	21.021	23.463	16.063
MARBRES :					
Blocs équarris	m^3	560	557	556	424
Tranches ramenées à 20 mm	m^2	45.454	46.500	48.666	44.459
Moellons et concassés	t	1.452	2.085	1.774	1.180
Bimbeloterie	Kg	80.030	84.304	71.720	46.554
GRES :					
Moellons bruts	t	26.709	24.167	13.004	8.859
Concassés	t	104.154	107.997	102 199	75.173
Pavés et mosaïques.	t	2.961	2 246	1.734	1.533
Divers taillés	t	6.617	6.611	4.463	4.378
SABLE :					
pour métallurgie	t	82 991	75.766	69.225	57.942
pour verrerie	t	94.961	100.741	88 272	69.319
pour construction	t	180.945	175.654	128 924	109.841
Divers	t	69.730	58.265	64.445	51.331
ARDOISE :					
pour toitures	t	745	713	920	886
Schiste ardoisier	t	153	135	135	102
Coticule (pierre à aiguiser)	Kg	4.944	6.904	5.135	4.115

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

PRODUCTION	Unités	Oct. 1956 (a)	Sept. 1956 (b)	Oct. 1955	Moyenne mensuelle 1955
PRODUITS DE DRAGAGE : Gravier	t	211.562	184.223	139.350	121.191
Sable	t	34 629	28.551	19.736	17.335
CALCAIRES :	t	276.947	242.327	189.978	147.621
CHAUX :	t	168.654	161.767	153.184	151.001
PHOSPHATES	t	2.000	2.720	1.655	1.633
CARBONATES NATUR. (Craie, marne, tuffeau)	t	33.551	36.082	29.664	25.158
CARBON. DE CHAUX PRECIPITES	t	6.585	(*)	9.441	5.188
CHAUX HYDRAULIQUE ARTIFICIELLE	t	1.235	530	954	1.004
DOLOMIE : Crue	t	24.278	32.022	25.229	21.352
Frittée	t	28.624	21.544	23.017	20.737
PLATRE :	t	3.431	3.144	3.064	2.992
AGGLOM. PLATRE	t	118.646	110.174	111 466	96.327
		3e trim. 1956	2e trim. 1956	1er trim. 1955	Moy. mens. 1955
SILEX : Broyé	t	799	2 007	753	1.931
Pavés.	t	891	1.064	964	879
FELDSPATH & GALETS	t	234	206	818	201
QUARTZ et QUARTZITES	t	55.434	62.785	25.554	52 431
ARGILES :	t	124.062	129.296	101.754	97.282
		Oct 56 (a)	Sept. 56 (b)	Oct. 55	Moy. mens. 1955
Ouvriers occupés		13.543	13.602	12.854	13.003

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

COMBUSTIBLES SOLIDES — PAYS DE LA C.E.C.A. ET GRANDE-BRETAGNE — OCTOBRE 1956

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												
1956 Octobre	11.617	334,2	485,8	1.540	1.177	27,00	16,19	14,65	3.729	630	759	173
1955 Moy. mens.	10.894	328,8	480,8	1.544	1.163	25,25	18,24	16,79	3.377	576	572(1)	164(1)
1955 Octobre	11.235	324,7	476,3	1.539	1.156	26,00	16,99	15,42	3.510	579	690	145
Belgique												
1956 Octobre	2.643	97,0	140,2	1.164	840	26,43	16,12(2	13,77(2	635	117	224	97
1955 Moy. mens.	2.498	101,9	146,4	1.148	826	24,59	17,44(2	15,04(2	550	129	371 (1	71 (1
1955 Octobre	2.691	111,7	147,9	1.158	840	25,82	17,05(2	14,70(2	457	152	593	102
France												
1956 Octobre	4.976	139,8	202,6	1.627	1.076	26,81	13,19	7,57(3	1.035	705	5.164	168
1955 Moy. mens.	4.611	144,5	210	1.583	1.042	24,62	21,30	16,11(3	894	558	5 983(1	164 (1
1955 Octobre	4.725	141,2	205,6	1.584	1.042	25,69	19,66	15,15(3	938	563	6.967	200
Sarre												
1956 Octobre	1.508	36,9	56,3	1.802	1.158	26,99	9,92	5,30(3	371	—	156	26
1955 Moy. mens.	1.444	37,2	56,6	1.810	1.157	24,85	16,34	11,72(3	328	—	228(1	12 (1
1955 Octobre	1.474	37,2	56.7	1.772	1.124	25,98	15,39	10,12(2	338	—	340	20
Italie												
1956 Octobre	90	4,9	—	965	—	—	—	—	284	3	27	46
1955 Moy. mens.	95	5,7	7,5	867	—	—	20,74	18,06	246	2	65(1	62 (1
1955 Octobre	91	5,4	—	961	—	—	24,41	22,04	265	3	84	78
Pays-Bas												
1956 Octobre	10.84	30,5	—	1.527	—	—	—	—	368	104	309	98
1955 Moy. mens.	991	30,6	54,8	1.486	—	25,33	14,46	13,23	325	82	292(1	82 (1
1955 Octobre	1,003	30,2	—	1.473	—	—	13,55	12,27	338	87	291	96
Communauté												
1956 Octobre	21.918	643,4	—	1.511	—	—	—	—	6.437	1.619	6.639	608
1955 Moy. mens.	20.533	648,7	955,8	1.497(4	—	—	18,98	17,43	5.719	1.347	7.551(1	555 (1
1955 Octobre	21.217	650,4	—	1.492	—	—	17,55	15,98	5.833	1 374	8.993	641
Grande-Bretagne				à front								
1955												
Sem. du 24 au 29-10	4.371,2	—	699,0	3.334	1 255	—	—	12,85	—	—	—	—
Moy. hebdomad.	4.260,8	—	704,1	3.275	1.225	—	—	12,54	—	—	—	—
1956												
Sem. du 22 au 27-10												
Sem. du 31-12-56	4.550,0	—	701,7	3.328	1.233	—	—	12,70	—	—	—	—
au 5-1-57	3.566,6	—	705,0	3.387	1.202	—	—	19,65	—	—	—	—

(1) Stock à fin décembre. (2) Absences individuelles seulement. (3) Surface seulement. (4) Sans l'Italie. (5) Houille marchande.

Commission de Technique minière de la C.E.C.A.

Cinquième session [1] du 7 au 11 novembre 1955.

VISITE EN GRANDE-BRETAGNE

INLEIDING

Door toedoen van de Europese Gemeenschap voor Kolen en Staal werd in april 1953 te Luxemburg een Internationale Commissie van deskundigen in Mijntechniek opgericht.

De Commissie heeft tot opdracht, in de landen van de E.G.K.S., de uitwisseling van inlichtingen over nieuwe apparaten en methoden, hun practische resultaten en hun technische toepassingsmogelijkheden naar gelang de verschillende geologische voorwaarden, te coördoneren, ten einde het rendement en de productiviteit van de mijnnijverheid te verhogen, de physische inspanning van de mijnwerker en het ongevallen-risico te verminderen.

De Commissie is samengesteld uit vertegenwoordigers van de afdeling Productie van het Hoog Gezag en uit deskundigen van de mijnbekkens van Duitsland, België, Frankrijk, Nederland en de Saar. Een vertegenwoordiger van de National Coal Board neemt deel aan de werkzaamheden.

De eerste sessie van deze Commissie werd ingericht van 27 tot 29 october 1953 in het Ruhr-bekken, op uitnodiging van het « Steinkohlenbergbauverein van Essen ».

De tweede sessie ging door in Lotheringen en in de Saar, einde januari 1954, op uitnodiging van de « Charbonnages de France ».

De derde sessie werd ingericht in de steenkolenbekkens van Luik en de Kempen van 8 tot 10 november 1954, in samenwerking van de « Belgische Steenkolen Federatie » (Fédéchar) en het « Nationaal Instituut voor de Steenkolennijverheid » (Inichar).

De vierde sessie ging door van 12 tot 14 mei 1955 in Nederlands Limburg, op uitnodiging van de « Gezamenlijke Steenkolenmijnen in Limburg ».

De vijfde sessie tenslotte werd ingericht in Groot-Brittannië, van 7 tot 11 november 1955, op uitnodiging van de « National Coal Board ».

De Commissie was als volgt samengesteld :

Hoog Gezag :	de HH.	BERDING,	Afdeling Investeringen.
		DELARGE,	Afdeling Productie.
		DRESEN,	Afdeling Productie.
		SCHENSKY,	Afdeling Productie.
Duitsland :	de HH.	ANDERHEGGEN,	Steinkohlenbergwerk Friedrich Heinrich A.G. Kamp-Lintfort (Krs. Moers), Niederrhein.
		LANGE,	Steinkohlenbergwerk Hannover Hannibal, Bochum.
		ROLSHOVEN,	Steinkohlenbergbauverein, Essen.
		VAHLE,	Gewerkschaft Karl Alexander Baesweiler (Bezirk Aachen).
België :	de HH.	DESSALLES,	Inspectie van de Kolenmijnen van de Société Générale de Belgique.
		MEILLEUR,	Charbonnage de Bonne Espérance, Lambusart.
		STASSEN,	Nationaal Instituut voor de Steenkolennijverheid, Luik.
		TOUBEAU,	Professor emeritus aan de Poly-technische Faculteit te Bergen.
		VENTER,	Nationaal Instituut voor de Steenkolennijverheid, Luik.

(1) Les textes ci-après sont repris en partie d'une publication du Centre d'Etudes et de Recherches des Charbonnages de France — Février 1956 — Compte rendu établi par la Fédération Charbonnière de Belgique (Fédéchar) et l'Institut national de l'Industrie Charbonnière (Inichar).

Frankrijk :	de HH.	BIHL,	Houillère du Bassin de Lorraine, Merlebach.
		COEUILLET,	Charbonnages de France, Paris.
		DUFAY,	Houillères du Bassin du Nord et Pas-de-Calais, Douai.
		FAURAN,	Charbonnages de France, Paris.
		PAUC,	Houillères Centre-Midi, St-Etienne.
Nederland :	de HH.	HELLEMANS,	Staatsmijnen, Heerlen.
		RAEDTS,	Orange-Nassau-Mijnen, Heerlen.
Saar :	de HH.	DONTOT,	Mijnbeheer van de Saar, Saarbrücken.
		DUPONT,	Mijnbeheer van de Saar, Saarbrücken.
		MOENCH,	Mijnbeheer van de Saar, Saarbrücken.
Groot-Brittannië :	de HH.	KIMMINS,	National Coal Board, Dienst Productie.
		LANSDOWN,	National Coal Board, Dienst Mechanisatie.

De eerste zitdag die doorging in de centrale zetel van de National Coal Board, Hobart House, te Londen, was gewijd aan twee inleidende uiteenzettingen over de algemene organisatie van de National Coal Board en over de ontwerpen tot modernisatie van mijnen en tot oprichting van nieuwe mijnen.

In de namiddag bespraken de deskundigen de verslagen en de bezoeken van de vierde sessie.

De drie volgende dagen (dinsdag 8, woensdag 9 en donderdag 10 november) waren gewijd aan de bezoeken voorzien in de divisies (« North Eastern » en « East Midlands »). Tijdens deze bezoeken waren de deskundigen in de gelegenheid de volgende inrichtingen te bezoeken :

a) de centrale kolenwasserij van Manvers Main, die in staat is een netto-productie van 13 000 ton per dag te behandelen,

b) een pijler uitgerust met een snij- en laadmachine Anderton, op de mijn Frickley,

c) een pijler ontgonnen door middel van de « Trepanner » (nieuwe machine voor vol-mechanische winning en lading) en ondersteund door middel van voortschrijdende hydraulische stapels Seaman-Gullick, op de mijn Ormonde,

d) het werkhuis en de centrale magazijnen van de Area nr I, (East Midlands Division), gelegen te Duckmanton, nabij Sheffield.

De laatste dag was voorbehouden aan het bezoek in kleine groepen van de werkhuizen van verschillende grote engelse constructiefirma's van mijnmateriaal.

INTRODUCTION

Une Commission Internationale d'Experts de Technique minière a été créée en avril 1953 à Luxembourg, à l'initiative de la Communauté Européenne du Charbon et de l'Acier.

La Commission a pour objectif de coordonner dans les pays de la C.E.C.A., notamment l'échange d'informations sur les nouveaux engins et les nouveaux procédés, leurs résultats pratiques et leurs possibilités d'application technique selon les différentes conditions géologiques, en vue d'accroître le rendement et la productivité des entreprises minières, de rendre moins pénible le travail physique du mineur et de diminuer les risques d'accident.

La Commission est composée de représentants de la Division Production de la Haute Autorité et d'experts des bassins houillers d'Allemagne, de Belgique, de France, des Pays-Bas et de la Sarre. Un représentant du National Coal Board de Grande-Bretagne participe aux travaux.

La première session de travail de la Commission a eu lieu du 27 au 29 octobre 1953 dans le bassin de la Ruhr, à l'invitation du Steinkohlenbergbauverein d'Essen.

La deuxième session a eu lieu en Lorraine et en Sarre, fin janvier 1954, à l'invitation de Charbonnages de France.

La troisième session a eu lieu dans les bassins de Liège et de Campine, du 8 au 10 novembre 1954, et fut organisée en collaboration par la Fédération Charbonnière de Belgique (Fédéchar) et l'Institut National de l'Industrie Charbonnière (Inichar).

La quatrième session a eu lieu dans le Limbourg néerlandais du 12 au 14 mai 1955, à l'invitation de « De Gezamenlijke Steenkolenmijnen in Limburg ».

La cinquième session a eu lieu en Grande-Bretagne, du 7 au 11 novembre 1955, à l'invitation du National Coal Board.

La Commission était composée comme suit :

Haute Autorité :	MM. BERDING,	Division des Investissements.
	DELARGE,	Division de la Production.
	DRESEN,	Division de la Production.
	SCHENSKY,	Division de la Production.
Allemagne :	MM. ANDERHEGGEN,	Steinkohlenbergwerk Friedrich Heinrich A.G. Kamp-Lintfort (Krs. Moers), Niederrhein.
	LANGE,	Steinkohlenbergwerk Hannover Hannibal, Bochum.
	ROLSHOVEN,	Steinkohlenbergbauverein, Essen.
	VAHLE,	Gewerkschaft Karl Alexander Baesweiler (Bez. Aachen).
Belgique :	MM. DESSALLES,	Inspection des Charbonnages de la Société Générale.
	MEILLEUR,	Charbonnage de Bonne Espérance, Lambusart.
	STASSEN,	Institut National de l'Industrie Charbonnière, Liège.
	TOUBEAU,	Professeur honoraire à la Faculté Polytechnique de Mons.
	VENTER,	Institut National de l'Industrie Charbonnière, Liège.
France :	MM. BIHL,	Houillères du Bassin de Lorraine, Merlebach.
	COEUILLET,	Charbonnages de France, Paris.
	DUFAY,	Houillères du Bassin du Nord et Pas-de-Calais, Douai.
	FAURAN,	Charbonnages de France, Paris.
	PAUC,	Houillères Centre-Midi, Saint-Etienne.
Pays-Bas :	MM. HELLEMANS,	Staatsmijnen, Heerlen.
	RAEDTS,	Orange-Nassau-Mijnen, Heerlen.
Sarre :	MM. DONTOT,	Régie des Mines de la Sarre, Sarrebrück.
	DUPONT,	Régie des Mines de la Sarre, Sarrebrück.
	MOENCH,	Régie des Mines de la Sarre, Sarrebrück.
Grande-Bretagne :	MM. KIMMINS,	National Coal Board, Service Production.
	LANSDOWN,	National Coal Board, Service Mécanisation.

Au cours de la première journée, qui s'est passée au siège central du National Coal Board, Hobart House, à Londres, les experts ont assisté à deux exposés introductifs sur l'organisation générale du National Coal Board et sur les projets de modernisation des mines et de construction de mines nouvelles.

L'après-midi, les experts ont discuté des rapports et des visites de la quatrième session.

Les trois journées suivantes (mardi 8, mercredi 9 et jeudi 10 novembre), ont été consacrées aux visites prévues dans les deux divisions « North Eastern » et « East Midlands ». Au cours de ces visites, les experts ont eu l'occasion de voir :

a) Le lavoir central de Manvers Main, capable de traiter une production nette de 13 000 tonnes par jour,
b) une taille équipée d'une haveuse chargeuse à disques Anderton, à la mine Frickley,
c) une taille exploitée par « Trepanner » (nouvelle machine d'abatage et de chargement entièrement mécanique) et soutenue par piles marchantes hydrauliques Seaman Gullick, à la mine Ormonde,
d) l'atelier et les magasins centraux de l'Area n° I, (East Midlands Division), situés à Duskmanton, près de Sheffield.

La dernière journée était réservée à la visite, en petits groupes, des ateliers de diverses grandes firmes anglaises construisant du matériel minier.

SOMMAIRE

— Organisation du National Coal Board — Le rôle du service Production, par L.G. LOWRY, Secrétaire du Service Production 104
— Réorganisation de l'industrie charbonnière britannique, par F. MARSH, Chef du Service des Projets au N.C.B. 109
— Projet de concentration de mines dans le Yorkshire, par G.C. PAYNE, Directeur de la Production de la North Eastern Division 112

— Le Bassin houiller du Yorkshire, par T. GLEDHILL, Ingénieur au Service des Projets de la North Eastern Division 122
— Le développement du Bassin « East Midlands », par W.H. SAMSON, Directeur de la Production du Bassin 126
— Développements récents en matière de soutènement, par W.J. ADCOCK, Ingénieur du contrôle du toit à la Division « East Midlands » 132
— Visite à la mine Frickley — L'abatteuse-chargeuse à disques Anderton 138
— Visite à la mine Ormonde 141
— Visite des ateliers et magasins centraux de l'Area n° 1 (East Midlands Division) 148
— Visite chez les constructeurs de matériel minier 153

ORGANISATION DU NATIONAL COAL BOARD

LE ROLE DU SERVICE PRODUCTION

Conférence de L. G. LOWRY

Secrétaire du Service Production.

Généralités.

La loi de nationalisation de l'industrie charbonnière de 1946 a créé le National Coal Board et lui a transféré toutes les réserves de charbon du Royaume Uni, ainsi que tous les biens en rapport avec l'industrie houillère (jusqu'alors en possession de quelque 800 sociétés minières). En conséquence, le National Coal Board entra en possession, non seulement des charbonnages, mais aussi de 55 fours à coke, d'un bon nombre d'autres usines, telles que des briqueteries, et d'une quantité considérable de maisons et de terrains. La seule personne juridique créée par la loi était le National Coal Board lui-même, ce Board étant nommé par le Ministre de l'Energie et du Combustible.

Le Board devint ainsi le seul exploitant des mines de charbon dans le pays, sous la réserve qu'il était autorisé à accorder à des exploitants privés une licence pour les petites mines; on entend par là une mine où le nombre d'ouvriers employés ne dépasserait probablement pas la trentaine. Un bon nombre d'exploitants (environ 500) ont reçu une licence, mais leur production totale n'atteint guère que deux millions de tonnes par an. Le Board lui-même exploite environ 900 charbonnages.

La loi de nationalisation a transféré au National Coal Board le contrôle des deux cinquièmes de la capacité totale des fours à coke. La production de ces fours est contrôlée par un service spécial, le Service Carbonisation (Carbonisation Department.)

Plus tard, le Board a repris le contrôle des exploitations à ciel ouvert. Ce type d'exploitation s'est développé pendant la guerre. Le Board a constitué un organe spécial dans le cadre de son organisation pour gérer cette partie de ses activités; cet organe est connu sous le nom du Service des Chantiers à ciel ouvert (Opencast Executive).

Le National Coal Board.

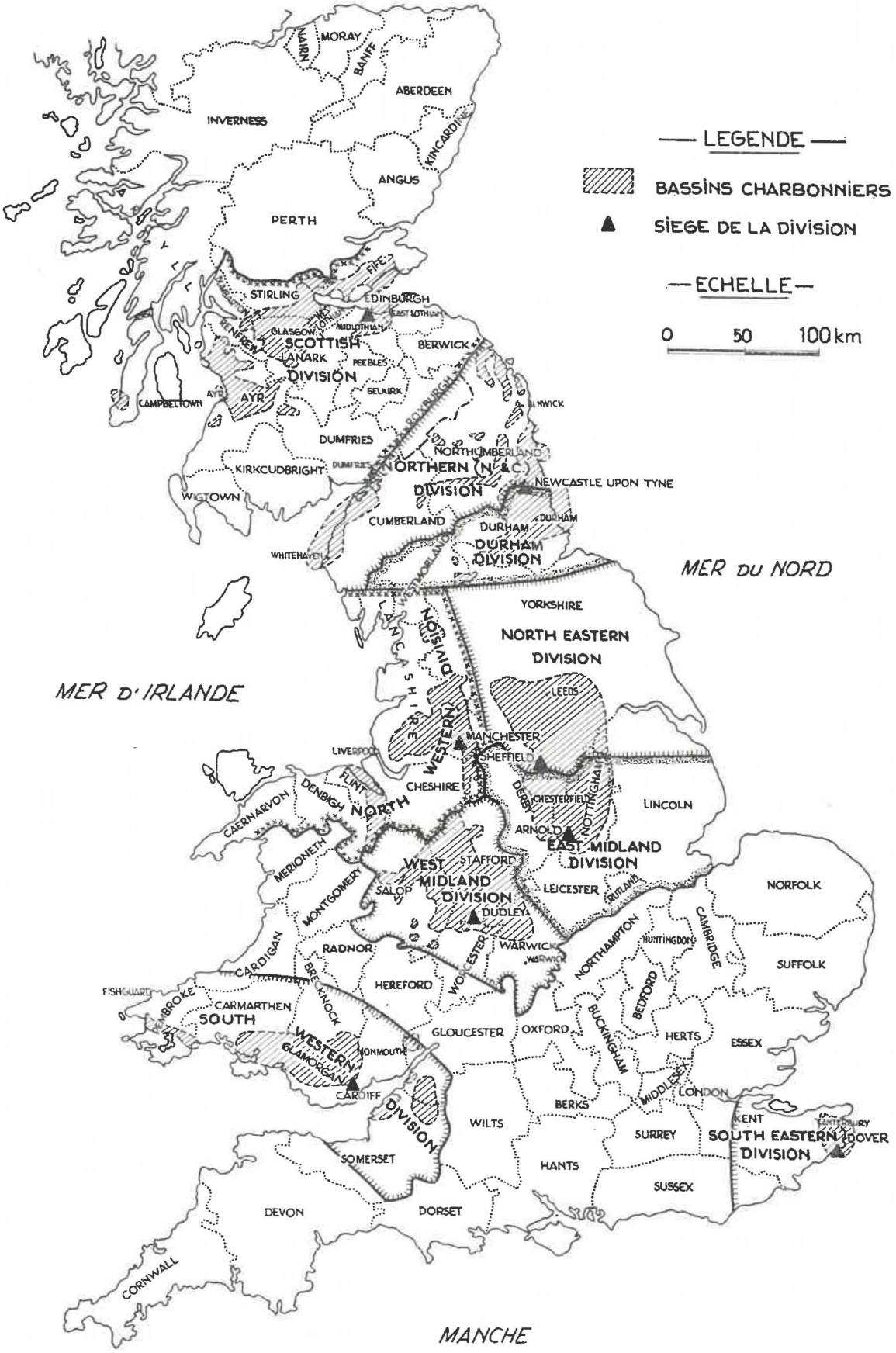
Il y a eu quelques changements dans la constitution du Board depuis 1947; actuellement, il comprend le Président, Sir Hubert Houldsworth (*), le Président-Adjoint, M. J. Bowman, et six autres membres. A côté de sa responsabilité générale comme membre du Board, chacun de ces membres a une responsabilité spéciale pour un certain domaine dans les activités du Board; cette division des responsabilités est établie comme suit :

Sir Andrew Bryan	Personnel.
Mr. J. Latham	Finances.
Dr. Wm. Reid	Production du charbon, carbonisation et autres « productions auxiliaires »
Mr. W. H. Sales	Rapports industriels et Personnel ouvrier.
Mr. R. H. Thomas	Vente du charbon et d'autres produits.
Mr. A. H. Wynn	Recherches et contrôle scientifiques.

Administration des Bassins (Divisional Board)

Les Bassins Houillers ont été groupés en neuf divisions; les divisions correspondent *grosso modo* à la distribution géographique des gisements houillers. Les divisions sont les suivantes :

(*) Sir Hubert Houldsworth est décédé en 1956 et a été remplacé dans ses fonctions par M. J. Bowman.



Carte des gisements houillers anglais avec les divisions géographiques.

La Scottish Division, qui comprend l'Ecosse entière;

la Northern (N.C.) Division, qui comprend les comtés de Northumberland et de Cumberland;

La Durham Division, comprenant le comté de Durham;

la North Eastern Division, qui comprend les gisements houillers du Yorkshire;

la North Western Division qui comprend les bassins houillers dans les comtés de Lancashire et de North Wales;

la East Midlands Division, qui comprend les gisements houillers des comtés de Nottingham, du North et South Derbyshire et du comté de Leicester;

la West Midlands Division, qui comprend les gisements houillers dans le North Staffordshire, la Cannock Chase, le comté de Warwickshire, le South Staffordshire et le comté de Shropshire;

la South Western Division, qui comprend les gisements houillers dans le sud du Pays de Galles, avec les deux petits gisements dans la forêt de Dean et dans les comtés de Bristol et Somerset;

et la South Eastern Division, qui comprend les petits gisements houillers dans le comté de Kent.

Le Board de chaque Division est constitué d'un Président, d'un Président-Adjoint et des Directeurs des différents services : Production, Vente, Personnel, Finances et Rapports industriels. En plus de leur responsabilité individuelle, les membres des Boards des Divisions constituent un Bureau avec des responsabilités communes. En rapport avec le National Coal Board, il assure la direction générale des travaux, mais pas celle des exploitations à ciel ouvert.

Les régions (The Areas).

Chaque Division (sauf la partie South Eastern Division, qui ne possède que quatre mines) est divisée en un certain nombre de régions. Celles-ci varient considérablement en étendue; la plus petite a une production annuelle d'un million de tonnes, avec un chiffre d'affaires annuel d'environ 3 millions et demi de livres sterling, et la plus grande a une production annuelle de 9 millions de tonnes, avec un chiffre d'affaires annuel d'environ 26 millions de livres sterling. Il y a en tout 48 régions, à part la South Eastern Division.

Chaque région constitue à elle seule une grande entreprise commerciale; les régions sont considérées comme les unités générales de direction dans l'industrie. Chaque région est gérée par un Directeur Général Régional (Area General Manager), qui est responsable devant le Divisional Board pour la direction générale de sa région. La région constitue le niveau de contrôle le plus bas qui comprend une organisation complète de direction pouvant gérer toutes les activités d'affaires du Board.

Les groupes (The Groups).

Sous le niveau de la région, les charbonnages individuels sont réunis en groupes, qui peuvent comprendre entre deux et douze charbonnages; chaque groupe est géré par un Directeur de Groupe (Group Manager). Le champ précis pour lequel un tel directeur est responsable varie selon les circonstances locales; en principe, il est responsable devant le Directeur Général Régional pour tout ce qui concerne l'exploitation journalière des charbonnages individuels dans un groupe.

Les charbonnages.

Finalement, pour répondre à la loi, chaque charbonnage individuel est contrôlé par un Directeur de Charbonnage, qui est responsable pour toutes les opérations du charbonnage.

L'organisation par services.

Au quartier général, le National Coal Board s'appuie sur des cadres de spécialistes, qui sont organisés dans certains services fonctionnels. Ces services sont :

— Production
— Vente des produits
— Carbonisation
— Achats et matériel.
— Rapports industriels.
— Personnel.
— Recherches et Contrôle scientifiques.
— Service médical.
— Finances.
— Secrétariat.
— Contentieux.

Les responsabilités d'un chef de service ont été définies comme suit :

a) Il doit donner son avis dans l'établissement de la ligne de conduite à suivre dans son champ de responsabilité;

b) Il doit approuver l'exécution des projets dans son domaine d'action;

c) Il doit coordonner les travaux spécialisés dans son service, non seulement à son propre niveau, c'est-à-dire au Quartier général, mais au niveau directement inférieur au sien, c'est-à-dire dans les divisions;

d) Il doit conseiller, guider et stimuler son service, d'abord à son propre niveau de contrôle, et à tous les autres niveaux de direction en-dessous du sien;

e) Il doit se tenir au courant du travail de son service et s'assurer que la ligne de conduite établie dans son champ de responsabilité est mise à exécution de façon ponctuelle et efficace, à son

propre niveau de direction et à tous les niveaux de contrôle en dessous du sien.

Le Directeur général de Production est le chef du Service de Production; c'est lui qui porte ces responsabilités dans le domaine de la production.

La même organisation par service se répète, dans les grandes lignes, dans les Divisions et dans les Régions, bien que tous les services ne soient pas représentés à chaque échelon.

Les lignes de communications.

La ligne principale de direction générale va, comme je l'ai indiqué, depuis le National Board vers le Divisional Board; puis vers les Directeurs Généraux Régionaux, puis vers les Directeurs de Groupes et finalement vers les Charbonnages. Les instructions générales en rapport avec la direction et les décisions sur les lignes de conduite à suivre sont communiquées au Divisional Board par le Président, le Président-Adjoint et le Secrétaire du National Board. Néanmoins, le National Board a délégué aux chefs des services fonctionnels l'autorisation de communiquer, en lieu et place du National Board, les instructions qui tombent dans le domaine du service en question. Ces instructions peuvent se rapporter, soit à l'exécution détaillée d'une ligne de conduite déjà établie, soit à des détails complémentaires à une nouvelle décision, qui a été elle-même transmise par la ligne centrale de communication.

Aux niveaux inférieurs de direction, la situation est semblable.

Service de production.

Les responsabilités du Service de Production peuvent être considérées, dans ses grandes lignes, comme comprenant la direction des opérations productives et la direction technique, à part celles qui sont essentiellement de nature scientifique (qui sont de la responsabilité du Service scientifique). Le Service de Production est donc responsable, non seulement des questions d'ordre purement technique, mais aussi de la direction des opérations dans les charbonnages, du planning de la production dans l'avenir et du programme d'investissement qui dépend de celle-ci, des mesures de sécurité et de leur exécution, et de toutes les questions se rapportant à la construction mécanique, au génie civil, à la technique électrique et la préparation du charbon. Au Quartier Général, le service est divisé en six sections principales.

Mr E. J. Kimmins est responsable de toutes les opérations journalières et de toutes les questions qui se rapportent à la technique minière dans ces opérations; il a sous ses ordres un certain nombre de spécialistes dans ces techniques, comme par exemple : la mécanisation en taille, le transport souterrain par convoyeur, le contrôle du toit, la ventilation, les explosifs, la sécurité dans la mine, l'organisation du travail, etc.

Du côté du Planning, l'étude des projets de nouvelles constructions, de reconstruction et d'investissement est divisée entre Mr Marsh et Mr Plumptre; Mr Marsh s'occupe, en premier lieu, de la reconstruction réelle, c'est-à-dire de l'aménagement des charbonnages neufs et de tous les autres problèmes techniques; par contre, Mr Plumptre s'occupe des questions d'ordre plus général et surtout économique, qui nécessitent une coordination avec les autres services du Board en ce qui concerne le financement, la demande prévue, la disponibilité de main-d'œuvre, etc. Il est bien évident qu'ils doivent collaborer de façon très étroite.

L'ingénieur en chef (Mr B.L. Metcalf), qui a sous ses ordres des ingénieurs spécialistes de la construction mécanique, de la technique électrique et du génie civil, est responsable de tous les problèmes techniques qui se rangent sous ces rubriques; il gère aussi le centre de développement mécanique (Central Engineering Establishment) qui est actuellement en cours d'établissement et qui est chargé de la conception et de l'aménagement de nouvelles machines. Il étudie et s'efforce de donner une réalisation pratique aux idées présentées par les charbonnages.

L'ingénieur en chef pour la préparation du charbon (Mr A. Grounds) est responsable, de façon semblable, du programme de préparation du charbon dressé par le Board et de tous les problèmes techniques qui s'y rapportent.

Enfin, le Secrétaire du Service (Mr L.G. Lowry) est responsable de l'organisation et de l'administration.

Au niveau de la Division, le service est organisé de la même façon. Le chef du service est le Membre pour la Production du Divisional Board, c'est-à-dire Directeur de la Production. Il a sous ses ordres deux Directeurs-Adjoints de la Production, l'un pour les opérations journalières et l'autre pour le planning. (A ce niveau de direction, il n'y a pas de distinctions à faire entre le planning réel et le planning économique, car plus on s'approche des charbonnages, plus les deux champs se confondent). Il y a, en outre, un ingénieur en chef et un ingénieur pour la préparation du charbon. Ces chefs de service sont aidés — de la même façon qu'au Quartier Général — par des spécialistes, tels l'ingénieur pour la mécanisation, l'ingénieur pour la technique électrique, ainsi que les autres spécialistes. Il y a aussi un Secrétaire du Service qui s'occupe de l'administration.

L'aménagement du Service est très semblable au niveau de la Région. Le Directeur Général Régional a sous ses ordres un Directeur Régional de Production, qui est le Chef du Service de Production dans la région. Dans la plupart des ré-

gions, celui-ci a sous ses ordres deux Directeurs-Adjoints Régionaux de Production (Deputy Area Production Managers), qui s'occupent respectivement des opérations journalières et du planning. Le Directeur Régional de Production est également aidé par un Ingénieur Régional en Chef, avec une section pour la technique mécanique, etc., par l'Ingénieur Régional pour la préparation du charbon et, si c'est nécessaire, par un petit bureau d'administration.

Les méthodes d'opération.

Comme on vient de le voir, l'unité de direction est la Région, la fonction de la Direction au niveau supérieur étant d'établir des lignes de conduite — soit générales, soit techniques — de surveiller l'exécution de ces décisions, de stimuler et de guider les développements et les nouvelles techniques. Il s'ensuit que, quoique le Service de Production ait l'autorisation de donner des instructions dans son domaine de responsabilité, l'emploi de cette autorité est restreint, en pratique, aux questions qui doivent être traitées sur le plan national. Dans la mesure du possible, il faut que la direction des opérations soit assurée par ceux qui sont sur les lieux ou, en tout cas, plus près des mines qu'à Londres. Néanmoins, il y a certaines fonctions du Service de Production qui ne peuvent être traitées qu'au centre. Par exemple, malgré le fait que l'exécution détaillée du programme de reconstruction (creusement de nouveaux puits ou reconstruction de charbonnages existants) doit être assurée par ceux qui sont chargés des projets individuels, l'établissement du programme et l'investissement, qui y sont associés, sont des fonctions inéluctables du Quartier Général; les potentiels de production des différents bassins doivent être comparés avec la demande prévue, de façon à pouvoir définir la répartition future la plus économique de la production entre les divisions et les régions. En plus, à cause de la capitalisation de sommes d'argent très élevées, nécessitées par chaque projet individuel de reconstruction, et pour utiliser au mieux les compétences techniques disponibles dans les projets importants, le Board a décidé que chaque projet dont le coût dépasserait 250 000 livres sterling, devait être soumis au Quartier Général pour approbation. Ces projets doivent donc être examinés et un avis doit être donné par des spécialistes du Service Production au Quartier Général.

De la même façon, l'estimation de la production nationale et de la main-d'œuvre requise, estimation nécessaire pour déterminer la politique de vente et les mesures pour se procurer les ouvriers nécessaires, ne peut être faite qu'au centre, bien que cette estimation doive être basée sur des chiffres et les prévisions données par les régions et par les divisions.

Il faut que l'on tienne le Ministre de l'Energie et du Combustible au courant de ces questions et de beaucoup d'autres en raison de sa responsabilité globale pour les industries de l'énergie et du combustible dans le pays. Ses représentants sont en rapport constant avec ceux du National Coal Board à Londres.

Dans un champ d'activité où nous avons eu beaucoup à faire ces derniers mois, le point de vue du Board — en tant qu'organisme possédant et dirigeant les charbonnages — doit être présenté au Gouvernement. Il s'agit de la législation sur la sécurité; le Parlement vient de voter une nouvelle loi modernisant les règlements sur la sécurité, la santé des ouvriers et les œuvres sociales dans les mines. Bien que ces lois sur la sécurité soient rares (la dernière remonte à 40 ans) il y a toujours de nouveaux règlements, imposés par le Ministre, tenant compte des dernières découvertes techniques; l'élaboration de ces règlements nécessite une collaboration continue entre les représentants du Ministre et les experts du Board.

J'ai fait allusion aux instructions données par le Quartier Général sur les questions techniques qui peuvent évidemment aller des questions d'ordre secondaire — telle la normalisation d'une petite pièce d'un appareil — jusqu'à des décisions importantes de nature technique — telle que celle qui a été prise dernièrement — à savoir le remplacement aussi vite que possible des courroies en caoutchouc pour les convoyeurs du fond par des courroies en matière plastique non inflammable. Les lignes de conduite suivies par le Service de Production sont essentiellement caractérisées par un désir de collaborer avec les niveaux inférieurs, c'est-à-dire, à la Division et à la Région, plutôt que de leur donner des ordres. Il y a donc des communications constantes entre le Quartier Général et les Divisions. Les spécialistes techniques visitent très souvent les Divisions, soit sur la demande de celles-ci — pour les aider et les conseiller sur des problèmes particuliers — soit pour présenter la ligne de conduite établie par le Quartier Général et pour faciliter son exécution. Cette consultation et ce va-et-vient continuel d'idées sont facilités au moyen des conférences des Directeurs de la Production, tenues régulièrement à la demande du Directeur général de la Production. Dans ces conférences, on discute toutes les questions d'un intérêt général et d'une certaine importance et, dans la mesure du possible, on se met d'accord sur la ligne de conduite qui est à suivre. En particulier, sauf en cas d'urgence, quand l'on désire promulguer une instruction « nationale », on la discute auparavant avec les Directeurs de Production des divisions, dans le but de les mettre tous d'accord sur les instructions à donner.

Les services de documentation.

J'ai déjà cité la publication des instructions sur le plan national et l'échange d'idées au moyen des conférences et des visites. Nous considérons que l'une de nos fonctions les plus importantes est d'assurer que le Quartier Général constitue un canal, qui met à la portée de tous, les connaissances rassemblées partout dans l'industrie; nous avons donc développé un service pour la diffusion de l'information technique dans l'industrie entière. Par exemple, si un groupe d'ingénieurs (soit provenant du Quartier Général, soit des Divisions) fait une visite à l'étranger pour étudier des nouveautés intéressantes, leur rapport est distribué de Londres à tous ceux qui s'y intéressent. De la même façon, nous distribuons les traductions des articles techniques importants qui ont été extraits des revues étrangères et nous préparons nous-mêmes des bulletins d'informations qui donnent les progrès récents qui sont d'un intérêt particulier pour nous. Ces bulletins, qui décrivent par exemple des machines nouvelles ou des procédés nouveaux, sont largement diffusés, souvent jusqu'aux sous-directeurs ou aux ingénieurs dans les mines. De temps en temps, nous publions également des manuels — dernièrement nous en avons distribué un, traitant du tir dans les mines, en même temps que le Ministre a promulgué un nouveau règlement pour l'emploi des explosifs dans les mines de charbon — et nous publions aussi des codes pratiques; ces codes établissent la bonne pratique de certaines opérations comme, par exemple, les transports de personnel.

REORGANISATION DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE BRITANNIQUE

Conférence de F. MARSH
Chef du Service des Projets au N.C.B.

La Loi de Nationalisation de 1946 a supprimé en grande partie les barrières artificielles entre les régions minières et entre les différents charbonnages, et a provoqué une réorganisation complète de l'industrie houillère. Cette réorganisation était urgente, le rapport Reid y faisait déjà allusion en 1945.

On a étudié en 1948 les possibilités de chaque bassin houiller et on a constaté qu'il fallait accroître la production pour pouvoir subvenir aux besoins du pays. Les chiffres donnés au tableau I démontrent l'accroissement de consommation dans les dernières années.

Tableau I

	1938 Millions de tonnes	*1954 Millions de tonnes*
Usines à gaz et fours à coke	38	54
Chauffage domestique, usages industriels et divers, chemins de fer et centrales électriques	126	146
Consommation propre des charbonnages et charbon distribué aux ouvriers	17	14
Total pour le pays	181	214
Exportation et charbon de soute	46	16
Total général	227	230

Le projet national pour le charbon a envisagé, pour la période de 1961 à 1965, une production annuelle de 230 à 250 millions de tonnes.

En 1947 (alors que les ouvriers mineurs avaient une semaine de congé payé par an), la production était de 187,2 millions de tonnes. En 1954, alors que les ouvriers mineurs avaient deux semaines de congé payé par an, le chiffre était de 214 millions de tonnes.

Les rendements ont évolué de la façon suivante :

En 1948 : Les ouvriers en taille avaient un rendement moyen de 2,96 t/homme/poste ou le nombre de postes nécessaires pour une production de 1.000 t était de 336.

Les ouvriers de surface ont traité 4,6 t/homme/poste, soit 217 hommes/poste par 1.000 tonnes.

En 1954 : le rendement s'était légèrement amélioré. Les ouvriers en taille avaient un rendement moyen de 3,28 t, soit 305 hommes/poste par 1.000 tonnes de production.

Le rendement global en 1954 était de 1,24 t, soit en moyenne 804 hommes/poste par 1.000 tonnes. Les postes effectués pour les différents travaux — au fond et au jour —, exprimés en nombre de postes par 1.000 tonnes au cours des années 1948 et 1954, sont les suivants :

Hommes/poste par 1.000 tonnes

Au fond	*1948*	*1954*
Taille	336	305
Transport	171	158
Entretien	74	61
Travaux préparatoires	15	17
Travaux spéciaux	15	16
Divers	68	67
Total pour les travaux souterrains	680	624
En surface	*1948*	*1954*
Extraction et carreau	34	28
Transport	19	16
Préparation	44	38
Energie	18	13
Travaux d'entretien	55	43
Divers	47	42
Total pour travaux en surface	217	180
Total fond et surface	897	804

Dans le cadre de la production nationale, chaque homme/poste par 1.000 tonnes représente environ 890 ouvriers, soit grosso modo un ouvrier par charbonnage, ce qui représente une dépense de 400.000 livres par an. On réalise donc des économies énormes en réduisant même faiblement le personnel non productif. (La production journalière est supérieure à 800.000 tonnes).

Réorganisation approuvée jusqu'à présent.

Jusqu'au mois de juin 1955, le Quartier Général du National Coal Board avait approuvé 143 projets de réorganisation d'une certaine importance, y compris la réouverture et la modernisation de cinq charbonnages. Quelques-uns de ces projets sont déjà terminés, d'autres sont en préparation. La dépense totale pour ces 143 projets est de l'ordre de 192 millions de livres sterling; on compte que — une fois les travaux terminés — la production totale annuelle de ces charbonnages s'élèvera de 62 à 96 millions de tonnes. Une bonne partie de cette réorganisation est nécessaire pour remplacer la perte de production occasionnée par la fermeture des charbonnages trop vieux et non économiques. Les petits projets sont achevés en 3 à 4 ans et les grands en 10 ans.

En plus, depuis 1947, le National Coal Board a approuvé la construction de quinze nouveaux charbonnages, ainsi que de deux mines avec galeries à flanc de coteaux; ces projets sont compris dans le programme à longue échéance. Quatorze mines à galeries à flanc de coteaux ont été également approuvées — comme projets à courte échéance — et la dépense totale pour tous ces charbonnages s'élève à 106 millions de livres sterling. A part ces charbonnages, il y a un grand nombre de petits projets qui sont autorisés sous la responsabilité de l'administration du bassin (Divisional Board).

Le tableau II indique quelques-uns des projets qui ont été terminés et permet de comparer le rendement avant et après la réorganisation.

Tableau II

Nom du charbonnage	*Division*	*Hommes/poste par 1.000 tonnes, global* *Avant la réorganisation 1947*	*Après la réorganisation 1954*
Dalkeith	Scottish	781	503
Park Mill	North-Eastern	699	546
Wheldale	North-Eastern	957	535
Ledston Luck	North-Eastern	—	311
Huncoat	North-Eastern	1015	546
Swanick	East-Midlands	769	615
Bestwood	East-Midlands	627	452
Ffaldau	South-Western	1370	608

Les tendances actuelles.

Les tendances actuelles dans le transport depuis la taille jusqu'au jour sont très intéressantes; nous citerons ici quelques chiffres pour démontrer les changements qui ont eu lieu depuis 1947. A cette époque, il y avait 80 locomotives en service au fond; en juin 1954, ce chiffre s'élevait à 576. Les petites berlines ont été remplacées par des grandes; le nombre total en service au 31 décembre 1954 était 15.334. La capacité de ces berlines varie entre 1,5 et 6 tonnes, et la majorité entre 1,5 et 3 tonnes.

L'extraction par skip s'est beaucoup développée. En 1947, la proportion de charbon extrait par skip était négligeable mais, en 1954, elle atteignait 3,5 %. D'autres installations d'extraction par skip sont en construction ou projetées.

En Grande-Bretagne, les conditions géologiques diffèrent d'une façon marquée d'un bassin houiller à l'autre et, en conséquence, il n'y a pas qu'une seule méthode d'exploitation type (1).

Dans certaines régions, nous pratiquons le système connu en Angleterre sous le nom de « Full Horizon Mining » (2), avec les voies au rocher et, dans ce cas, nous utilisons des bures et le transport horizontal est assuré par locomotives; dans d'au-

(1) *Traditional British Mining* : Après avoir recoupé une veine par le puits, on n'en sort plus et l'on y développe entièrement le réseau de travaux, sans presque jamais s'étendre dans le rocher. Lorsqu'une mine présente plusieurs étages, chacun d'eux constitue en quelque sorte une mine à part pour exploiter une couche.

(2) *Full Horizon Mining* : Division du gîte en étages, avec un système de travers-bancs et galeries au fond pour roulage et un système de travers-bancs et galeries supérieurs, pour aérage.

tres régions, nous appliquerons plus avantageusement le système connu sous le nom de « Semi-Horizon Mining » (3), dans lequel le transport est en partie assuré par locomotives et en partie par des convoyeurs à courroie suivant les conditions locales.

Creusement des puits.

Nous avons un programme très étendu qui envisage la construction de charbonnages nouveaux et des projets de réorganisation à grande échelle. Ce programme nécessitera un travail considérable pour le creusement des puits neufs ou pour l'approfondissement des puits existants. La tendance est de construire des puits plus larges et plus profonds : notre spécification nouvelle pour « puits standardisés » prévoit un diamètre de 24 pieds (7,3 m) et une profondeur de 1.000 m, selon les circonstances locales.

Depuis 1947, nous avons achevé 9 puits nouveaux et il y en a 35 en creusement. Nous en prévoyons encore autant pour l'avenir.

Pour les nouveaux puits qui devront traverser des roches aquifères, nous utiliserons le fonçage par congélation.

Le réseau souterrain.

Les procédés traditionnels de transport en voie qui étaient employés étaient de deux types : le transport par câble sans fin ou le transport par câble-tête et câble-queue; nous avons maintenant constaté que les procédés actuellement en service nécessitent un personnel nombreux, et cette opinion est confirmée par les chiffres de postes aux 1.000 tonnes transportées. Je ne veux pas par là condamner le transport par câble, puisque je prétends qu'il y a beaucoup de charbonnages où l'on devrait installer ce procédé de transport plutôt que le transport par locomotives ou par convoyeurs à courroie; cette opinion n'est naturellement valable que si le tracé et l'entretien de l'installation sont faits d'une façon méthodique et soigneuse. Il y a une installation très intéressante de transport par câble dans le charbonnage de Kingshill n° 3, en Ecosse; on emploie une agrafe automatique qui attache les berlines aux câbles et ce dispositif permet de faire de grandes économies en personnel. Dans beaucoup de charbonnages, il existe des transports par convoyeurs opérant sur de longues distances; nous avons établi que les frais de transport souterrain peuvent être considérablement réduits, si ces convoyeurs transportent de gros tonnages. Néanmoins, ce sont les conditions géologiques locales qui déterminent si cette possibilité existe. Sans doute, dans certains cas, l'emploi de longs convoyeurs n'est pas économique pour de faibles tonnages; néanmoins on les a employés, à juste titre, pour augmenter la capacité globale du transport.

Les locomotives assurent un transport souple et occupent, dans beaucoup de cas, un minimum de personnel. Cet engin nécessite le creusement de voies au rocher de grandes sections. Quoique l'installation initiale soit très coûteuse, on constate souvent que la réduction des frais de transport et la souplesse accrue du système l'emportent sur les frais d'investissement élevés. Nous avons l'intention de développer encore dans l'avenir le transport par locomotives de grande capacité; en outre, il est très probable que la capacité des berlines sera également augmentée à mesure que croîtra la longueur de transport.

Manutention des berlines à l'accrochage.

En Grande-Bretagne, on avait l'habitude de disposer d'un vaste espace à l'accrochage pour garer une grande quantité de berlines; les manœuvres dans ces accrochages occupaient un personnel nombreux. Actuellement, on estime que l'espace disponible doit permettre de garer les berlines correspondant à une heure de production.

Il existe différents types d'accrochage; ils comprennent, entre autres, des rebroussements, des ponts transbordeurs, des plaques tournantes ou des voies de dérivation. Dans tous les cas, on doit utiliser le moins possible les rampes courtes à forte inclinaison et se servir de petites locomotives pour les manœuvres. On a pensé un moment que les rebroussements ne pouvaient pas être employés avec des cages à plusieurs paliers; cependant, il existe des dispositifs qui réalisent la manœuvre en 9 à 11 secondes, temps en général inférieur à la durée de l'opération du changement de palier. Il faut souligner la nécessité de réduire au minimum l'appareillage nécessaire pour la manutention des berlines dans les accrochages.

Extraction.

Nous avons déjà — ou nous aurons prochainement — quatre procédés différents pour l'extraction. Ce sont : l'extraction par cage, l'extraction par skip, l'extraction avec une seule cage et contrepoids, l'extraction par « skip amovible » (container winding).

Les frais de creusement et d'aménagement des puits étant très élevés, on cherche à réduire le nombre de puits d'extraction; chacun de ceux-ci doit donc avoir une capacité élevée et être desservi par un minimum de personnel. On a fait beaucoup d'objections contre l'extraction par skip : possibilité de dégradation supplémentaire du charbon,

(3) *Semi-Horizon Mining* : Division du gîte en étages, avec un système de travers-bancs et galeries au fond pour roulage, mais sans creuser un système de galeries supérieures pour l'aérage. Les galeries de retour sont situées dans la couche.

construction de recettes très coûteuses, difficulté pour séparer plusieurs catégories de charbon. Mon opinion personnelle est que le système qui assure le meilleur rendement est l'extraction par skip dans un puits et le personnel et les services dans un autre.

Aménagement au jour.

Il y a différentes façons d'aménager le transport au jour avec un bon rendement. Pour les puits importants ayant une capacité de 350 à 400 t/h, la recette est aménagée avec des rebroussements, des plaques tournantes, des ponts transbordeurs.

S'il y a des puits disponibles — comme c'est le cas pour la plupart de nos charbonnages — on doit concentrer le transport du personnel, des schistes et du matériel à l'un des deux puits et laisser l'autre libre pour l'extraction du charbon.

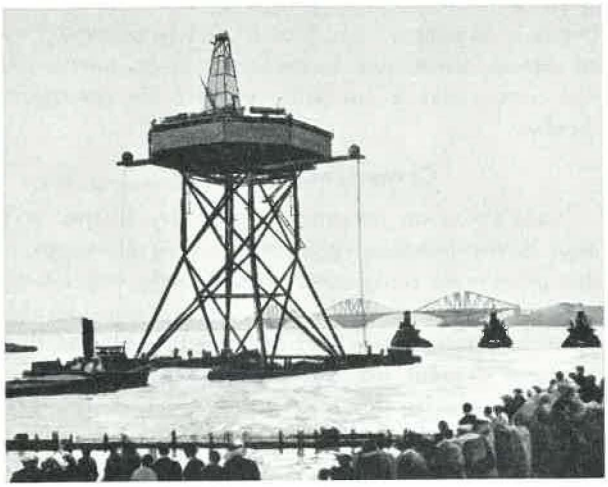
Dans tous nos travaux de réorganisation ou les projets nouveaux, nous veillons à assurer une circulation rationnelle du personnel depuis son entrée à la mine jusqu'au puits. Le bureau de contrôle du personnel est donc le point central où passent toutes les personnes employées au charbonnage; en même temps, il constitue pour ainsi dire le « centre vital » du siège.

Particularités.

Parmi un grand nombre de travaux actuellement en cours, il y a lieu de citer les essais de forage de reconnaissance en mer. Certains gisements houillers s'étendent sous la mer et sont partiellement connus par les travaux d'exploitation des charbonnages voisins du littoral, mais nous désirons avoir des informations plus précises.

Pour atteindre ce but, on a réalisé une tour flottante avec plate-forme pour les machines de forage, qui peut être amarrée à une certaine distance de la côte. Depuis le mois de mai 1955, des sondages ont été pratiqués dans le Firth of Forth, à 2 km de la côte. Ces sondages ont pour but de reconnaître le gisement qui sera exploité par les nouveaux charbonnages à implanter sur la côte de Fife. Les résultats sont très satisfaisants. Le procédé a été décrit en détail dans plusieurs revues techniques.

Tour flottante pour sondages dans le Firth of Forth.



a) montée sur flotteurs pour le remorquage jusqu'à l'emplacement du sondage.



b) en position de travail, appuyée sur le fond.

PROJET DE CONCENTRATION DE MINES DANS LE YORKSHIRE

Conférence par G. C. PAYNE

Directeur de la Production de la North-Eastern Division.

Les concentrations de mines étaient presque inconnues en Angleterre, bien qu'il y ait eu de nombreuses réalisations dans ce sens sur le Continent. Pour préciser, nous définirons une concentration de mines comme une réunion de deux ou plusieurs mines par des galeries souterraines de façon à assurer l'extraction par un puits central. Les mines élémentaires conservent leur autonomie en ce qui concerne leur administration. Le grand avantage de ce genre de regroupement est qu'une grande surface de gisement peut être exploitée en plusieurs endroits à la fois et la main-d'œuvre peut

habiter de nombreux villages voisins des points d'exploitation. Ainsi les durées de parcours au jour et au fond sont éliminées, ainsi que la concentration de la main-d'œuvre en un point, avec tous les inconvénients qui en découlent au point de vue des relations humaines.

La concentration décrite ci-dessous comprend trois mines, Wath, Manvers et Kilnhurst, l'extraction se faisant à Manvers. Un grand atelier de préparation doit être construit à Manvers pour traiter le charbon extrait, ainsi que celui de la mine Barnburgh. Le charbon de cette quatrième mine sera transporté à l'atelier par une ligne de chemin de fer du National Coal Board.

Au moment où le regroupement fut décidé, les installations du jour de Kilnhurst étaient en mauvais état et le puits qui devait servir à l'extraction n'était pas encore équipé; de plus, par un heureux hasard, l'exploitation à Kilnhurst se faisait au même niveau que l'exploitation projetée à Manvers. Les conditions étaient donc tout à fait favorables pour extraire la production de Kilnhurst par Manvers que l'on décida d'équiper avec un skip.

La dernière mine du regroupement, Barnburgh Main, resta comme elle était avec l'extraction par un seul puits à deux postes au lieu de deux puits à un poste. On choisit un puits à skip installé en 1937 et, pour pouvoir extraire à plusieurs étages, on décida de remplacer le tambour bicylindroconique par deux tambours, l'un d'eux étant fixé avec une clavette pour donner une plus grande souplesse.

Les productions de Barnburgh et de Manvers étaient criblées séparément et le charbon de 3" (75 mm) des deux mines passait dans un lavoir Baum de 200 t/h situé à Manvers. Des modifications furent apportées à cette installation pour qu'elle puisse prendre la production de Kilnhurst.

Lors de la nationalisation, on étudia la possibilité d'étendre ou de modifier ce qui avait été fait. Les anciens propriétaires de la mine de Wath avaient prévu une modernisation complète de la surface et de l'extraction; comme il y avait un puits d'extraction à Manvers 2, on étudia les moyens d'extraire le charbon de Wath par ce puits. Après étude, une galerie en roche de Manvers à Wath relia les deux mines et toute l'extraction se fit par Manvers. Ainsi il y aura trois puits principaux d'extraction, deux à Manvers et un à Barnburgh, chacun marchant à deux postes et sortant toute la production des quatre mines qui conservent par ailleurs leur indépendance, sauf pour l'extraction et la préparation.

On a évité de la sorte la reconstruction de deux installations de surface.

Les couches exploitées donnent différentes variétés de charbon et par mélange on obtient du charbon à coke. Le tableau I indique la production marchande aux différents postes et aux différents puits des différentes qualités de charbon : A) très cokéfiable; B) modérément cokéfiable; C) faiblement cokéfiable.

La production est ainsi séparée en tranches d'environ 2.000 tonnes, chaque tranche occupant un poste d'extraction.

Tableau I

	Charbon produit à					
	Manvers 2		*Manvers 3*		*Barnburgh*	
	1er poste	*2me poste*	*1er poste*	*2me poste*	*1er poste*	*2me poste*
Manvers	2200 B	—	2000 A	—	—	—
Wath	—	2200 C	—	—	—	—
Kilnhurst	—	—	—	600 A	—	—
Barnburgh	—	—	—	1400 B	2500 C	2000 A
	2200 B	2200 C	2000 A	2000 A B	2500 C	2000 A

Conditions géologiques et réserves.

Pour réaliser une concentration de mines, les conditions géologiques sont d'une grande importance. Dans ce cas particulier, les conditions géologiques étaient favorables, ce qui a permis de réduire les travaux et, par là, le prix de revient malgré l'importance du projet.

La figure 2 montre la position des puits, les failles principales et les lignes de niveau de la couche Parkgate.

Le gisement comporte les couches figurées sur l'échelle stratigraphique (fig. 1) avec les indications des profondeurs et des puissances.

Ces couches forment trois faisceaux qui correspondent respectivement aux trois catégories A, B,

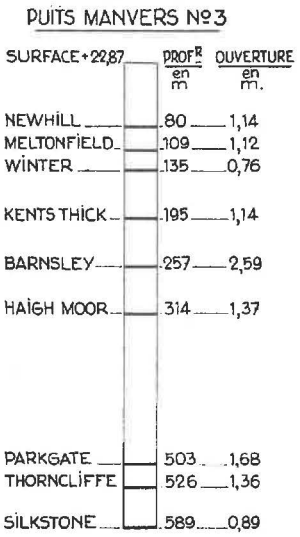


Fig. 1. — Echelle stratigraphique au puits Manvers n° 3.

C, énoncées ci-dessus. Les réserves sont indiquées au tableau II.

La pente des couches est d'environ 1/15, 8 à 9° à Manvers, où elle est dirigée N/N-E dans l'ouest du champ N-E/E, dans l'est vers la faille « Don Nord ».

Elle est plus forte et dirigée vers le S-E dans le gisement de Kilnhurst (1" sur 2 1/4"). Ce pendage est anormal dans le South Yorkshire.

Il y a un double système de failles normales de direction S-O/N-E et N-O/S-E. Les rejets varient de quelques mètres à 40 à 50 mètres (fig. 2).

Les failles principales divisent le gisement en surfaces assez étendues pour donner de beaux champs d'exploitation, dans lesquelles les failles secondaires sont insignifiantes.

Bien que ces mines datent de 74 à 92 ans, elles possèdent encore d'importantes réserves; les couches sont groupées en trois horizons principaux dans lesquels les couches peuvent être exploitées plus ou moins simultanément. Le tableau II indique les réserves dans chaque mine et pour chaque groupe de veines.

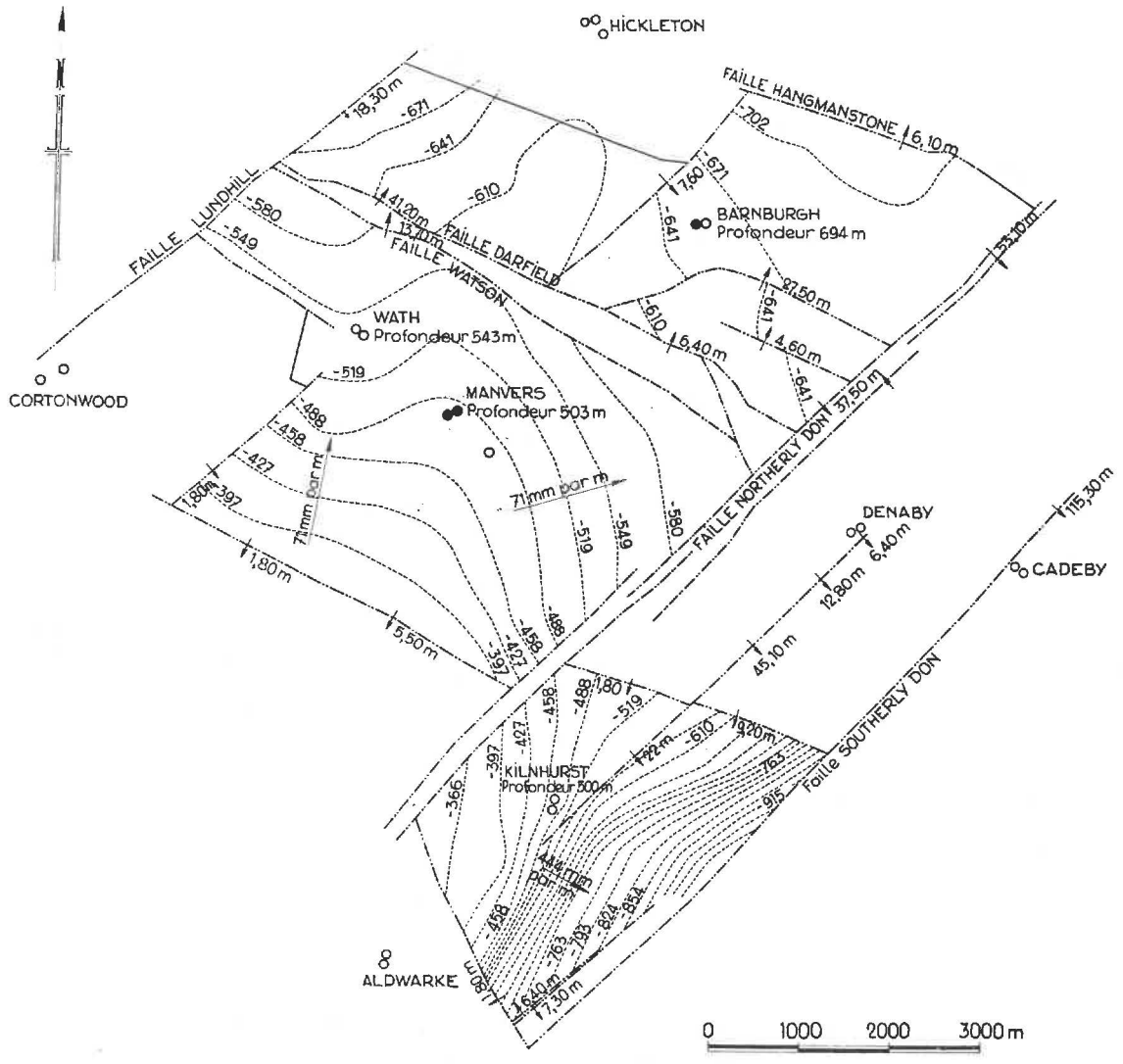


Fig. 2. — Emplacement des différents sièges avec indications des lig nes de niveau dans la couche Parkgate et des failles principales.

Tableau II
Réserves en millions de tonnes.

	Faisceau		Barnburgh	Manvers	Kilnhurt	Wath	Total
I	Melton Field, Newhill, Winter	peu cokéfiant (C)	17,5	23,25	23	10,75	74,5
II	Kents Thick, Barnsley, Dunsil, Haigh Moor	modérément cokéfiant (B)	55,25	10,25	15,25	41,75	122,5
III	Parkgate, Thorncliffe, Silkstone	très cokéfiant (A)	35	22	8,5	17,5	83
		Total	107,75	55,5	46,75	70	280

Sur la base de 250 jours ouvrables par an et d'une production marchande de 12.900 t, la durée de l'ensemble serait de 90 ans.

Projets de travaux au fond.

Barnburgh.

Bien que la mine de Barnburgh ne fasse pas partie de la concentration, dans son sens le plus strict, elle est tellement liée aux trois autres mines, en particulier dans le domaine de la préparation, qu'elle doit être considérée comme une partie de l'ensemble.

Le projet pour Barnburgh prévoit l'exploitation des veines du groupe I en descendant, toute la production étant transportée par locomotives dans des galeries, en couche Winter pour la partie est et au rocher au-dessus des couches pour la partie ouest (fig. 3).

Actuellement, la longue taille avançante est considérée comme la meilleure méthode pour la préparation des panneaux, mais, bien que chaque panneau soit pris en chassant, les groupes de panneaux sont pris en rabattant pour éviter des réparations excessives aux galeries. De plus, la veine suivante en descendant ne sera pas exploitée avant que la veine au-dessus ne soit terminée dans le quartier.

En des points choisis, des bures équipés de descenseurs spirales de 1,50 m de diamètre descendent le charbon des couches supérieures jusqu'à la galerie de roulage. Les descenseurs sont alimentés par des convoyeurs, de faible longueur, amenant la production de trois tailles, soit environ 1.350 t par poste.

Une station de chargement simple déverse le charbon dans des berlines à fond ouvrant de 6 tonnes, voie de 0,91 m, semblables à celles qui sont utilisées à Manvers depuis 3 ans. Au point de chargement, il y a, soit un pousseur, soit un treuil de service suivant les circonstances.

Des locos Diesel transportent le charbon au fond du puits n° 6. Le schéma de l'accrochage est montré à la figure 3. Après avoir passé au point de déversement, les berlines vides reviennent par un rebroussement dans le circuit des vides; des accouplements automatiques facilitent la formation des rames. A partir du point de déchargement, le charbon passe dans une poche doseuse, puis alternativement dans l'un et l'autre skip. Les skips ont une capacité de 8 tonnes. La capacité du puits est de 560 t/h à cet étage.

Le groupe de couches suivant à Barnburgh est, pour quelques années tout au moins, représenté seulement par la veine Barnsley dans laquelle on n'extrait que 500 t par jour, par la méthode des longues tailles chassantes avec convoyeur. L'évacuation se fera par petites berlines et câble sans fin. Bien que la production soit faible, il y a deux culbuteurs pour que le skip puisse marcher à plein lorsqu'il fait l'extraction à cet étage.

Le groupe de couches le plus profond est représenté seulement par la veine Parkgate, bien qu'il existe des traçages en veine Thorncliffe, ce qui permettrait une mise en exploitation rapide si on le désirait. L'exploitation se fait toujours par longues tailles et l'évacuation par berlines de 1.000 kg, la recette du puits est celle qui avait été conçue pour le skip il y a 13 ans. A l'avenir, on sera amené à approfondir le puits jusqu'à la couche Silkstone, afin d'aérer convenablement cette couche et d'éviter de remonter du charbon par des galeries. On établira alors un réseau de galeries pour un transport par grandes berlines et locomotives comme à l'étage supérieur.

Ce puits est un exemple classique de la souplesse d'une extraction par skip; on peut utiliser dans

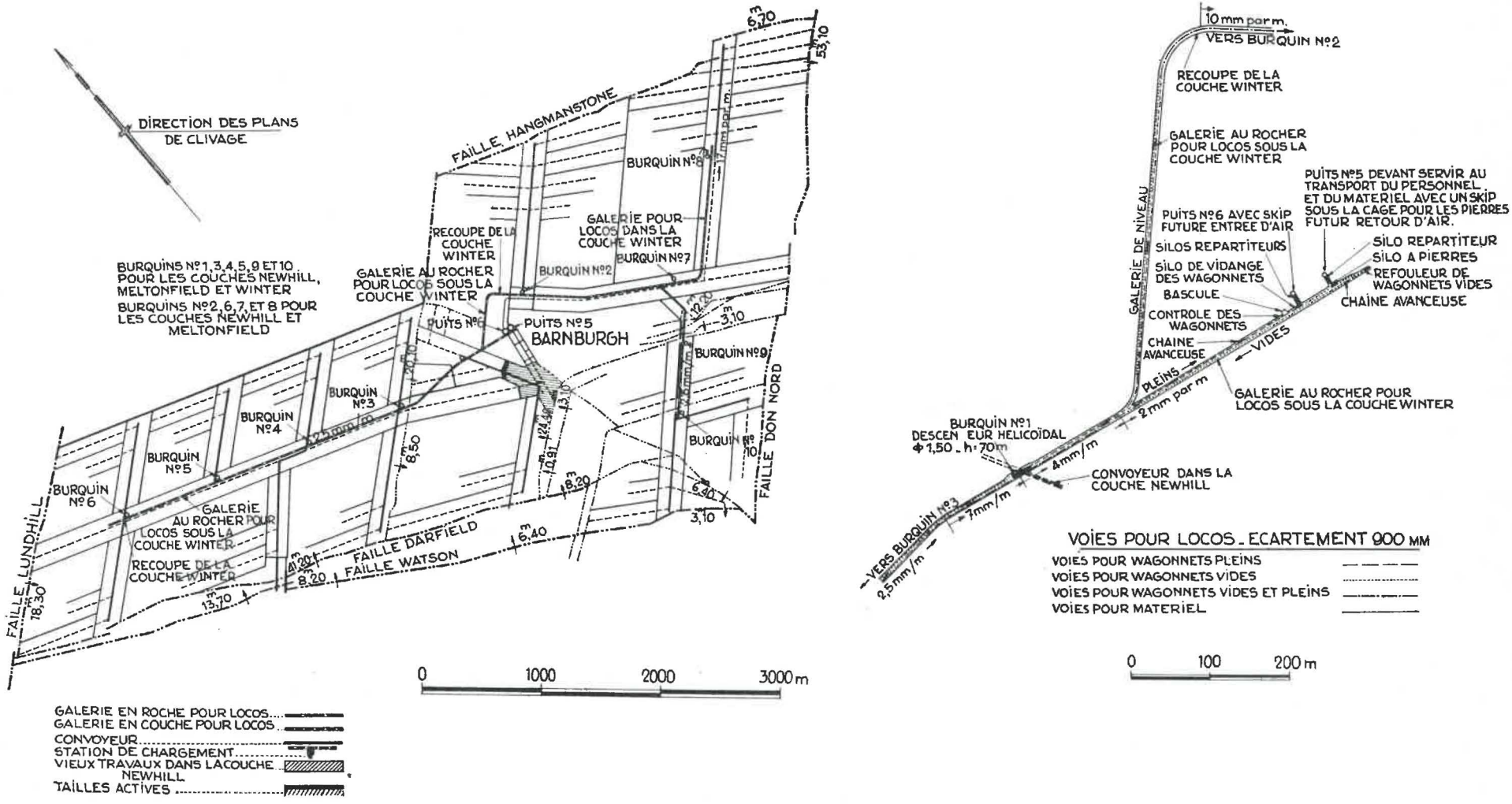


Fig. 3. — Planning d'exploitation à la mine Barnburgh pour les couches Newhill, Meltonfield et Winter.

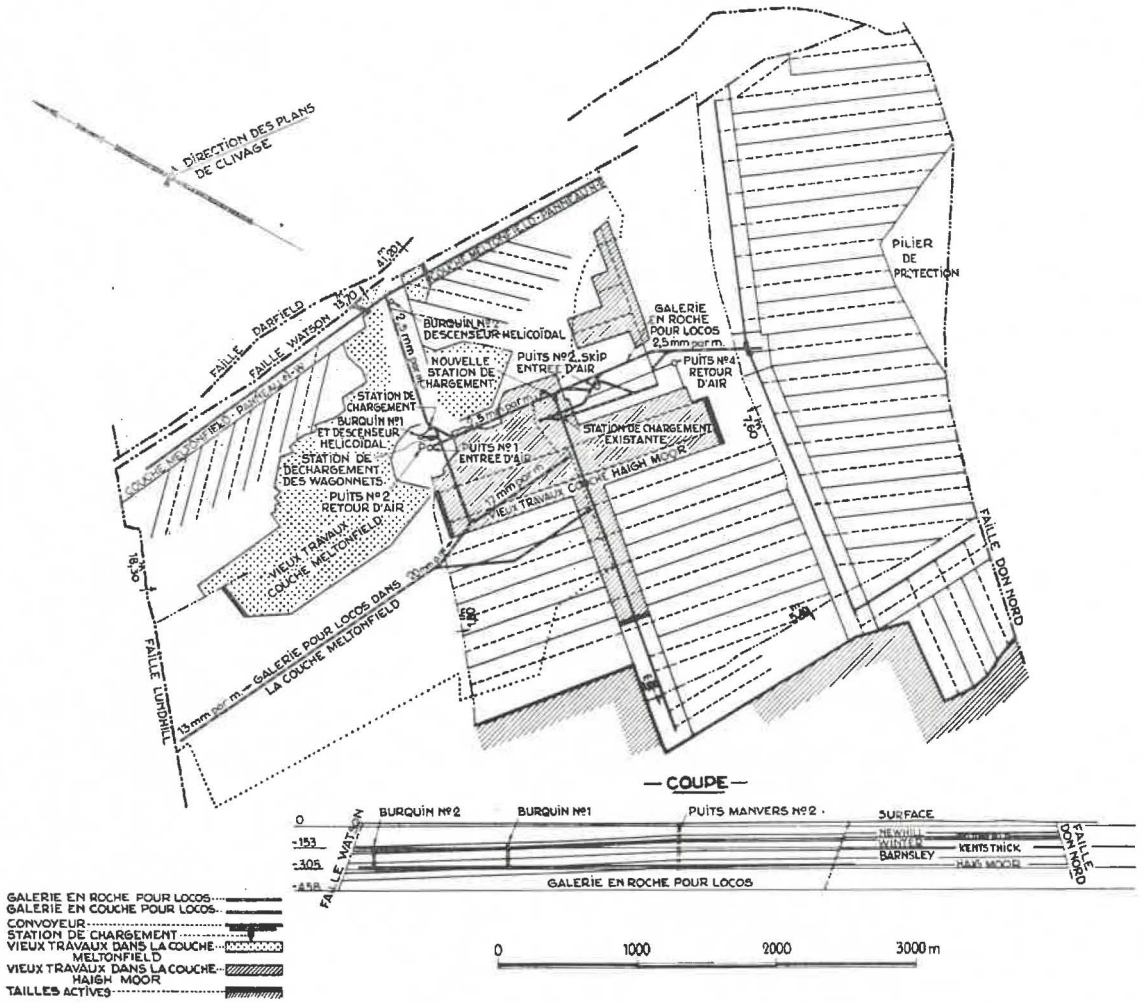


Fig. 4. — Planning d'exploitation des couches Meltonfield et Haigh Moor aux mines Wath et Manvers.

le fond des berlines de toute capacité (550 kg à Barnsley, 1.000 kg à Parkgate et 6 t à l'étage supérieur).

Comme ce puits sera saturé par l'extraction, le transport du personnel et les services se feront par l'autre puits; à l'étage supérieur de la cage, une légère modification sera effectuée pour permettre le transport de berlines à voie de 91 cm et, pour les deux étages inférieurs, les petites berlines avec voie de 66 cm seront conservées. Les schistes qui ne sont pas employés au remblayage sont remontés à l'aide d'un container spécial placé sous la cage, et mis au terril.

Actuellement, le puits d'extraction par skips sert de retour d'air et tout le roulage dans la veine Parkgate se fait dans le retour d'air, mais dans l'avenir on installera un ventilateur au puits 5 et le puits n° 6 deviendra entrée d'air, le ventilateur actuel sera mis en réserve.

Manvers.

Pendant quelques années, la production de Manvers se fera dans les veines des groupes II et III. Il y a donc deux étages principaux.

Le groupe II est représenté par la couche Haigh Moor qui produit environ 2.400 t, extraites en un seul poste au puits n° 2. Une bonne partie des travaux de la galerie au rocher reliant cette mine à la mine Wath est réalisée. Cette galerie aura une longueur de 1.280 m et une pente de 0,25 %; lorsqu'elle sera terminée, la production de Wath (2.200 t) sera amenée par locomotives et sortie à l'autre poste au puits 2 (fig. 4).

Le groupe III est représenté par les couches Parkgate et Silkstone; la production de cette dernière couche est remontée par un plan de 658 m, avec une pente de 16 %, jusqu'au fond du puits de Parkgate et extraite par le puits n° 3. On produit 650 t dans Parkgate et 1.350 t dans Silkstone.

On a déjà signalé que l'on projetait d'approfondir le puits 3 jusqu'au niveau de la couche Silkstone et de faire un nouvel accrochage. Comme l'on doit également extraire le charbon de la mine de Wath, on fera la recette inférieure à 27 m en dessous de la couche Silkstone; cette recette sera semblable à celle que l'on fait également à Barnburgh.

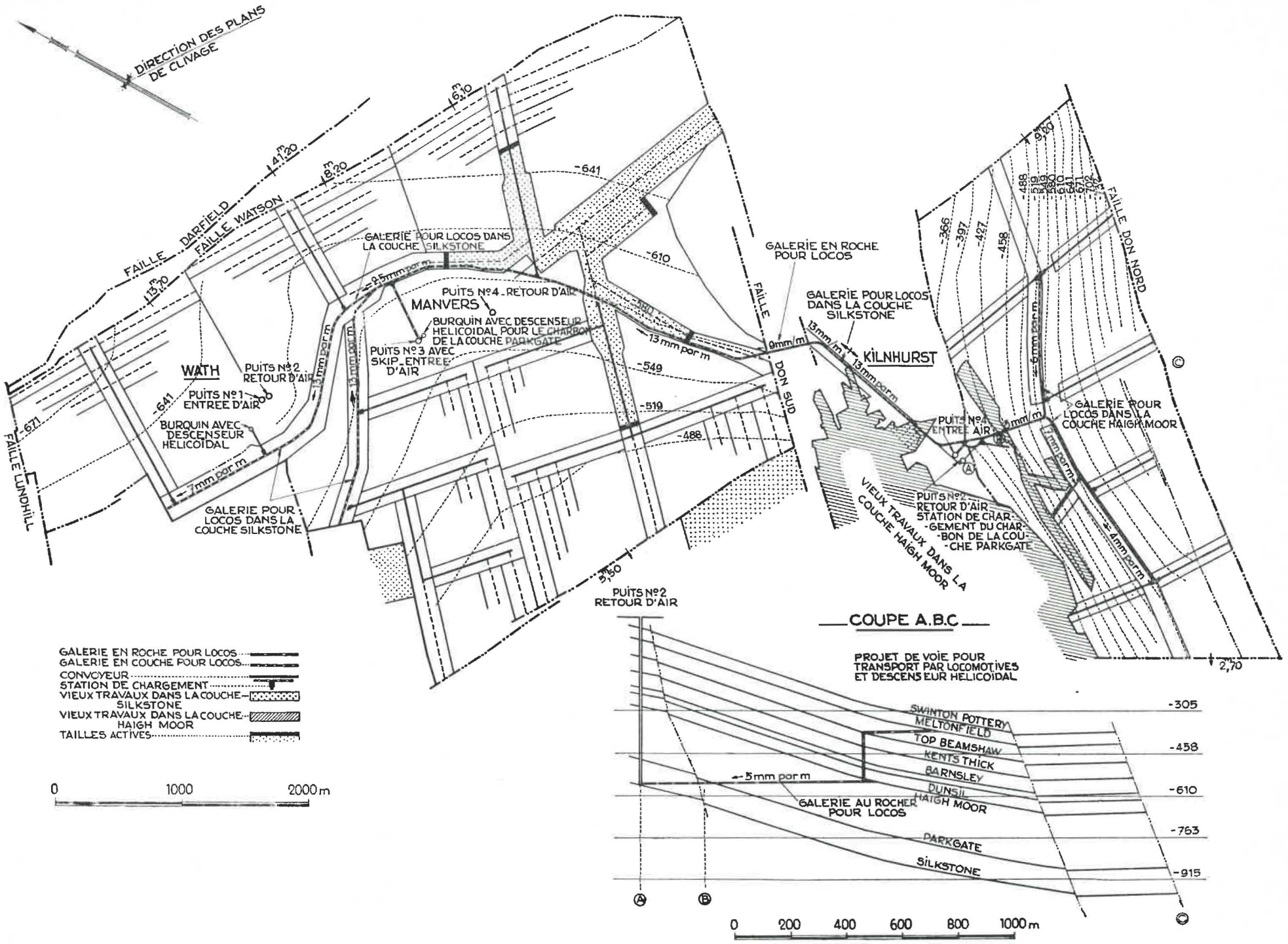


Fig. 5 — Ensemble de la découv[illegible]

L'approfondissement du puits 3 est déjà commencé en laissant un bouchon entre le creusement et le puisard du puits actuel. Un skip de 8 t semblable à celui du puits 2 sera installé.

On a déjà creusé 1.370 m de la galerie principale dans la couche Silkstone, il ne reste plus qu'à poser la voie.

L'exploitation de cette couche sera concentrée sur cette galerie au moyen de convoyeurs de 91 cm de largeur; aux points de chargements, les berlines seront manœuvrées par pousseur ou par treuil de service (fig. 4).

L'exploitation se fera par tailles chassantes en rabattant dans chaque bloc; la largeur des panneaux semble devoir être de 170 m au maximum.

Kilnhurst.

Cette mine présente une difficulté; les puits ont déjà 590 m jusqu'à la couche Silkstone et, par suite de failles et du pendage des couches dans la partie sud-est, la profondeur des travaux atteindra 1.032 m; ce facteur sera très important dans le futur.

Dans le proche avenir, la production se fera dans la couche Haigh Moor dans le groupe II et dans la couche Parkgate dans le groupe III. On a déjà tracé une galerie au rocher de 600 m de longueur, avec une pente de 0,5 %, à partir du fond de la couche Silkstone, pour recouper la couche Haigh Moor dans la région pentée. La figure 5 montre comment la région pentée sera exploitée. Une taille de traçage chassante sera prise au niveau de roulage général. La voie de base de cette taille servant de voie de roulage pour les locomotives, de distance en distance on prendra des tailles de traçage montantes et descendantes. Les blocs ainsi découpés seront exploités par tailles chassantes simple unité, équipées de convoyeur freineur déversant le charbon sur un convoyeur à courroie dans la galerie de base de la taille; ce convoyeur déversera à son tour les produits dans un convoyeur principal. Pour les pentes trop fortes, un convoyeur à chaîne remplacera les convoyeurs à courroie.

La coupe de la figure 5 montre que toutes les couches au-dessus de Haigh Moor pourront être exploitées par des bures.

La couche Parkgate est déjà en exploitation à Kilnhurst dans la région pentée; le charbon qui est tendre est abattu à la main; pour l'évacuation, on emploie soit un ralentisseur à chaîne, soit un convoyeur à chaîne suivant le pendage.

Comme il n'y a pas d'extraction à Kilnhurst, l'accrochage au puits 4 est très simple; on se propose d'installer une cage unique avec contre-poids pour remonter les locos de 15 t sans être obligé de les amarrer dans le puits. Une machine électrique à deux vitesses sera installée dans ce but; la cage sera assez grande pour contenir une berline de 6 t.

Les travaux du fond du puits sont presque terminés. Les trains seront formés de 25 berlines de 6 t.

Wath.

Au début la production était descendue par un descenseur à spirale installé dans un bure existant et amené par convoyeur à une station de chargement dans la galerie (fig. 4). Un autre bure collectera le charbon de la région nord à l'aide de convoyeurs principaux, mais on installera un roulage avec loco dans la région sud en utilisant les petites berlines actuelles à voie de 66 cm. Des culbuteurs seront installés au sommet du descenseur.

Au moyen de convoyeurs principaux et de bures, toute la production des couches Thorncliffe et Silkstone pourra être amenée à la galerie principale de roulage (fig. 5).

Pierres et matériels à Wath, Kilnhurst, Manvers.

Ces deux servitudes donnent lieu à un problème difficile dans une installation avec grandes berlines. On a décidé de faire des galeries aussi grandes que possible pour diminuer l'importance des réparations ultérieures. Autant que possible, les stériles provenant des réparations de galeries sont employés comme remblai dans les tailles, mais malgré cela il y a toujours des pierres à remonter. A Wath, les pierres sont chargées dans les berlines de 6 t et remontées par un container construit sous une cage existante au puits I. La cage peut également contenir des berlines pour voie de 91 cm chargées de pierres ou de matériel; ces berlines sont tirées, soit par de petites locos, soit par des traînages, soit par des poneys. A Kilnhurst, on a adopté un système semblable, mais la cage peut contenir les berlines de 6 t.

Au lavoir de Manvers, la quantité de schistes sera considérable, environ 1.500 t par jour; aussi, on ne remonte pas de pierres à Manvers pour laisser en surface le plus de place disponible pour les schistes de lavoir. Les pierres de Manvers (couche Silkstone) sont transportées à Kilnhurst en berlines de 6 t et remontées avec celles de Kilnhurst par le puits 4. De même, celles de la couche Haigh Moor sont remontées par Wath.

Aérage.

Bien que les quatre mines soient reliées au fond, on a pensé qu'il valait mieux avoir des circuits d'aérage séparés. On a placé des portes d'aérage, régulatrices manœuvrées automatiquement par les convois, dans les galeries principales de roulage. Il faut en effet laisser passer une quantité d'air

suffisante pour diluer les gaz d'échappement des locomotives et refroidir les engins de transport.

Installations du jour.

Comme il n'y a pas d'extraction à Kilnhurst ni à Wath, les installations du jour de ces mines sont très simplifiées. Les puits servant à la translation du personnel, des pierres et des matériaux ont été équipés de machines d'extraction électriques. Les machines à vapeur des puits de retour d'air seront électrifiées de manière à pouvoir faire l'entretien des puits. Ces deux mines conservent une équipe d'ouvriers d'entretien pour les travaux nécessaires qui ne sont pas faits par l'atelier central.

A Manvers, le puits 2 existant aura une machine électrique et le nouveau puits 3 également. La machine à vapeur du puits 4 sera maintenue, mais la plupart des chaudières seront supprimées. Quatre grandes chaudières d'une capacité totale de 50 t/h de vapeur seront gardées et équipées pour brûler des bas-produits. On envisage une demande fortement accrue en énergie électrique. Ici encore, une petite équipe d'hommes de métier est maintenue pour les travaux non effectués par les ateliers centraux.

Avant de passer par des convoyeurs à courroie, à l'usine de préparation, le charbon est criblé à 200 mm de façon à éliminer les blocs de stérile et les corps étrangers, tels qu'étançons. Le + 200 mm est trié à la main, puis cassé au pic, pour rejoindre le — 200 mm vers le lavoir.

A Barnburgh, on a remplacé la machine à vapeur par une électrique venant des U.S.A. grâce à la loi prêt-bail; cette machine était primitivement destinée à l'U.R.S.S. C'est probablement la machine d'extraction électrique la plus importante en Angleterre, sa puissance est de 3 500 ch, système Ward-Leonard avec système de contrôle « Rototrol » et pour une position du levier du machiniste, la vitesse est déterminée et indépendante de la charge.

La machine à vapeur est conservée à l'autre puits de service avec des chaudières ayant une capacité totale de 36 t/h de vapeur. Toutes les autres chaudières seront supprimées, l'énergie électrique sera achetée à l'extérieur.

Le charbon, trié à la main, est concassé à moins de 200 mm et remélangé au — 200 mm. Il est transporté au lavoir central par une voie ferrée minière dans des wagons à fond ouvrant pouvant contenir 25 tonnes.

Lavoir central.

Actuellement, il y a trois lavoirs type Baum pour les quatre mines. La mine de Barnburgh n'ayant jamais eu de lavoir, tous les + 76 mm étaient transportés au lavoir de Manvers. Après étude, on a projeté une grande installation centrale pour traiter tout le charbon. Un bon emplacement existait à Manvers (fig. 6) facile à raccorder aux British Railways.

Le charbon arrive au lavoir par des convoyeurs venant des deux puits d'extraction de Manvers. Le charbon de Barnburgh est vidé dans une trémie, puis transporté au lavoir par convoyeurs. C'est à cet endroit que l'on peut également recevoir du charbon de l'extérieur.

L'installation elle-même comprend trois lavoirs de 400 t/h, traitant les trois sortes de charbon. Chaque unité consiste en un lavoir à liqueur dense Barvoys pour les + 50 mm, des bacs Baum pour les — 50 mm et des cellules de flottation pour le traitement des fines. Les unités sont identiques, ce qui procure une grande souplesse en cas de panne, de surcharge, etc.

Les produits lavés au lavoir Barvoys sont des 100/200 mm et des 50/100 mm suivant les besoins du marché; les mixtes sont concassés et relavés dans le circuit Baum.

Actuellement, la production des couches Parkgate et Haigh Moor est triée à la main pour produire des charbons durs pour locomotives. Un essai à grande échelle dans une installation Barvoys a montré qu'ou pouvait obtenir une bonne séparation mécanique des durs et des tendres (basée sur la gravité).

Les — 50 mm sont classés en trois calibres 25/50, 12/25, 0/12. Ce dernier calibre est intimement mélangé pour produire un bon charbon à coke. Il existe 20 trémies d'égouttage et de mélange de 200 t chacune. On doit construire 10 trémies supplémentaires et les 30 trémies serviront uniquement à faire des mélanges, l'essorage se faisant par centrifugation.

Les fours à coke de Manvers seront toujours alimentés par convoyeurs à partir des trémies de mélange, soit environ 1 000 t par jour.

La mise à terril qui se faisait par wagons à voie normale et à voie étroite se fera par transporteur aérien.

Des facilités de mise en stock sont prévues pour les produits lavés et pour le coke.

On peut réaliser une grande économie de personnel. Actuellement, le personnel employé est le suivant :

Mines	*Criblage*	*Lavage*	*Mise au terril*
Manvers	77	—	7
Barnburgh	91	—	2
Manvers et Barnburgh	—	32	—
Kilnhurst	15	9	3
Wath	72	17	6
Total	255	78	18
Total général		351	

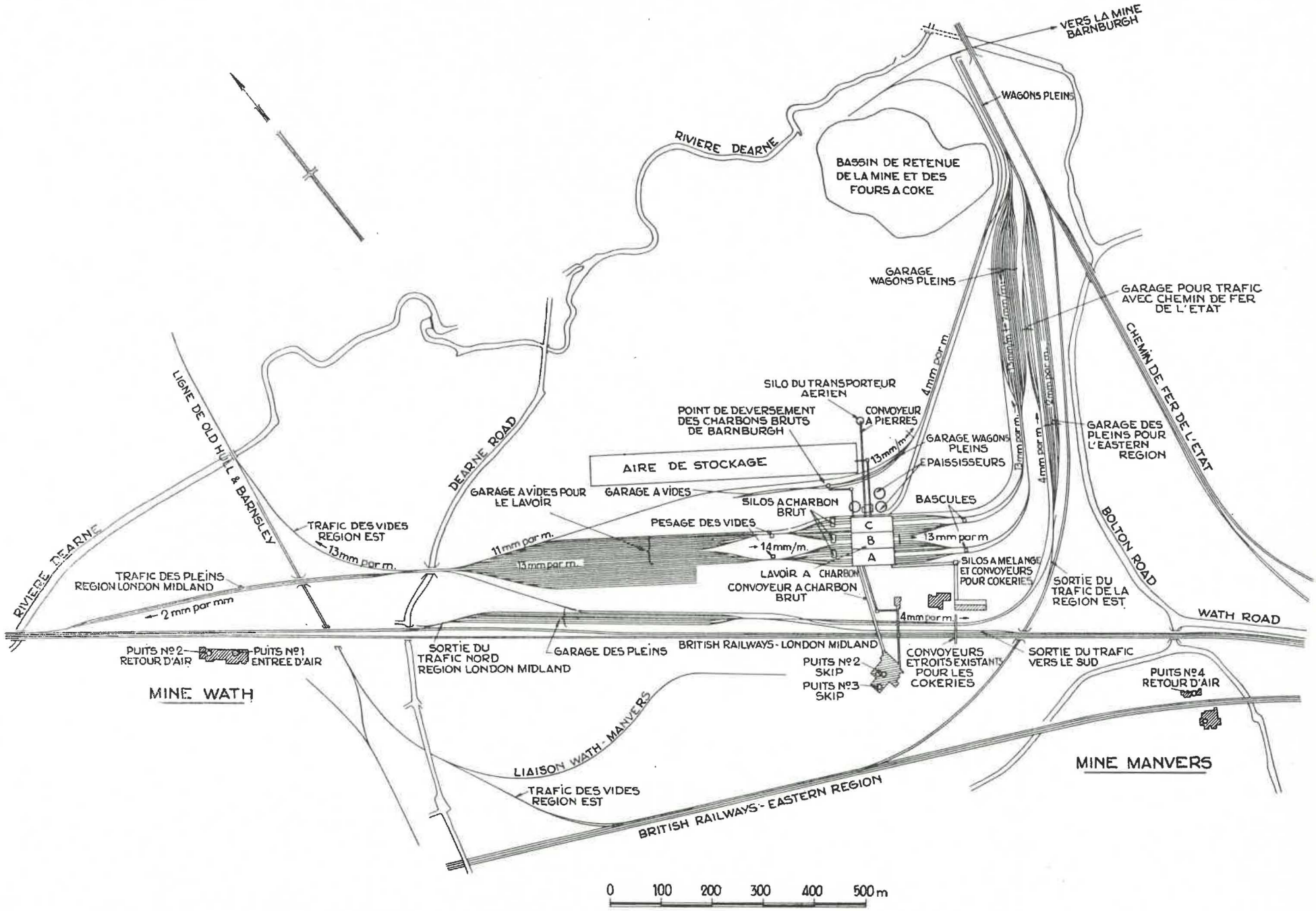


Fig. 6. — Emplacement du triage lavoir central et raccordements aux chemins de fer.

On estime que 160 ouvriers au total seront nécessaires pour l'installation centrale et les criblages primaires, ce qui économisera 191 ouvriers, sans tenir compte de l'augmentation de production qui sera traitée.

Productivité.

Les avantages sont visibles en examinant les résultats de 1948, année où le projet a été approuvé, et ceux de 1955. Dans le tableau suivant, les résultats des quatre mines ont été ajoutés :

(*Voir tableau ci-contre* →)

		1946	*1955*
Production journalière moyenne brute extraite	t	9.726	13.780
Production journalière moyenne nette	t	9.287	12.900
Production annuelle nette	t	2.314.855	3.225.000
Nombre de jours de travail		255	250
Rendement en taille (net)	kg	4.018	4.308
Rendement fond (net)	kg	1.722	2.276
Rendement fond et jour (net)	kg	1.300	1.935

Il faut noter que l'augmentation du rendement a été estimée. Certains secteurs à faible rendement exploités en 1948 ont été progressivement équipés avant 1955 et remplacés par des exploitations à meilleur rendement.

PRIX

En avril 1949, date à laquelle le projet fut terminé, la dépense totale était estimée à 3.133.560 livres sterling (environ 3 milliards de francs). Cette somme représente un peu moins de 140 FB par tonne de production annuelle.

LE BASSIN HOUILLER DU YORKSHIRE

T. GLEDHILL

Ingénieur au Service des Projets de la North-Eastern Division.

Etendue et caractère géologique du Bassin.

La carte géologique (fig. 1) montre que le bassin a une hauteur d'environ 50 km du nord au sud et une largeur à peu près égale de l'est à l'ouest. Les veines de charbon affleurent dans l'ouest et le nord du bassin et plongent sous le Permien vers l'est. La limite est n'est pas connue, mais elle sera probablement déterminée par les possibilités d'exploitation à grande profondeur. En effet, à l'est de Thorne, l'épaisseur des roches aquifères Permo-Triasiques est déjà supérieure à 500 m. Le bassin houiller se prolonge au sud de Sheffield et de Worksop, dans la Division des East Midlands, sans frontières géologiques.

La structure géologique générale est celle d'un grand bassin dans lequel les veines sont inclinées faiblement vers l'intérieur. Le bassin est traversé par l'anticlinal de Askern, le réseau de failles « Don », de direction nord-est (de Sheffield à Doncaster), et par l'anticlinal de Kiveton-Manton dans le sud. La pente moyenne est de 5°, mais dans certaines régions, les veines sont inclinées à moins de 2°. Les pentes les plus fortes sont voisines de 20° à 25°, mais principalement aux abords des failles de « Don ». La plupart de ces failles sont orientées NE-SO ou NO-SE et leur rejet vertical n'est pas grand; néanmoins, quelques-unes ont un rejet vertical de plus de 100 m. Presque toutes les failles sont normales. Elles sont moins fréquentes que dans la plupart des bassins britanniques et, dans beaucoup de charbonnages du Yorkshire, il existe d'assez grandes zones pratiquement sans faille.

A l'est d'une ligne allant de Pontefract à Worksop, le Houiller est recouvert par des formations Permiennes qui reposent en discordance. Les calcaires ou les marnes Permiennes et les grès rouges Triasiques qui les couvrent inclinent légèrement vers l'est avec une pente de 1,5 à 2°. Quelques failles seulement du terrain houiller affectent également le Permien, mais leur rejet vertical est souvent plus faible dans cette formation.

Distribution des veines et densité de gisement.

Dans le bassin du Yorkshire, les roches carbonifères font partie du Houiller supérieur. Elles comprennent trois séries : le grès meulier, l'étage houiller inférieur et l'étage houiller moyen. A l'exception des charbons dits « Black Bed » et « Beeston », l'étage houiller inférieur contient peu de charbon; les veines principales sont concentrées dans les 500 m compris entre l'horizon de

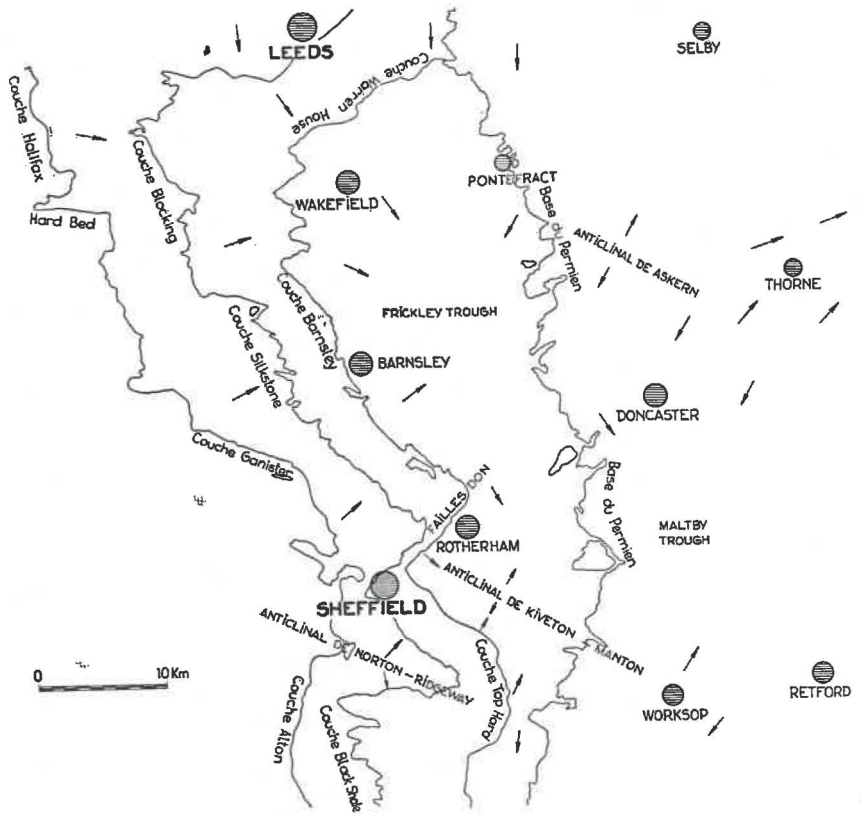
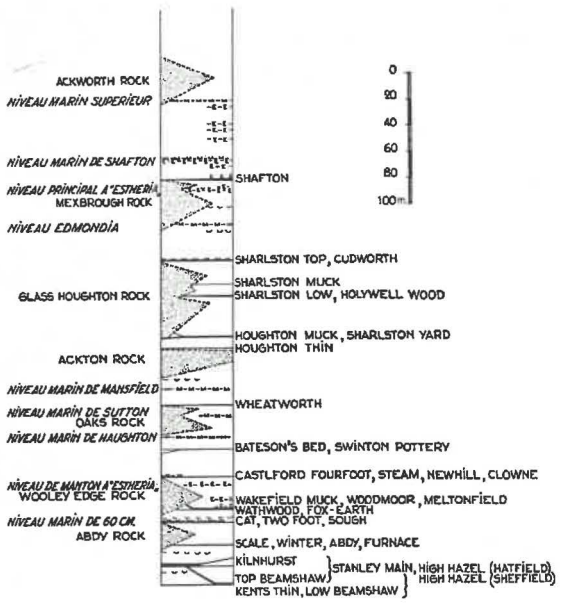


Fig. 1. — Carte géologique du bassin du Yorkshire montrant les lignes d'affleurement et la synonymie des principales couches.

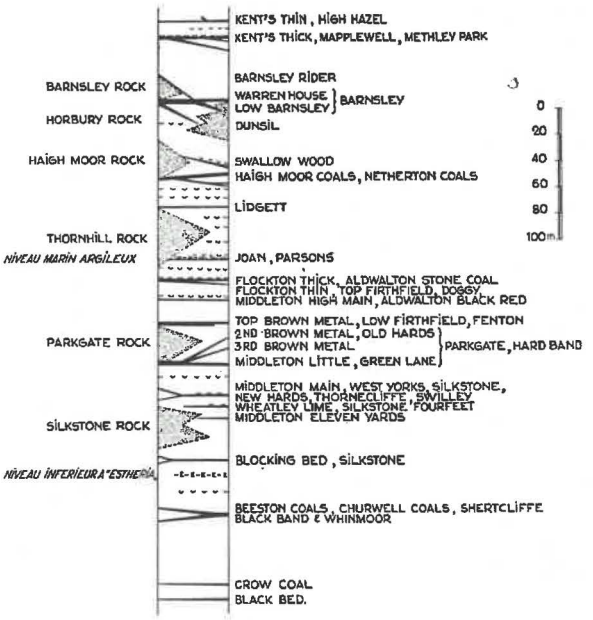
Beeston ou de Whinmoor et l'horizon de Meltonfields ou de Wath Wood. Nous avons indiqué, à la figure 2, les différents noms de chaque veine en usage dans les différentes régions du bassin.

La puissance des veines et les conditions d'exploitation d'une même veine varient considérablement latéralement.

Certaines veines apparaissent ou disparaissent ou sont interrompues par des zones stériles. Plusieurs d'entre elles se dédoublent ou s'effilochent complètement. Les variations dans les veines sont particulièrement importantes aux environs d'une ligne est-ouest allant de Barnsley à Askern.



2a. — Faisceau au-dessus de la couche « Kents Thin ».



2b. — Faisceau compris entre les couches « Kents Thin » et « Black bed ».

Fig. 2. — Echelle stratigraphique du bassin du Yorkshire.

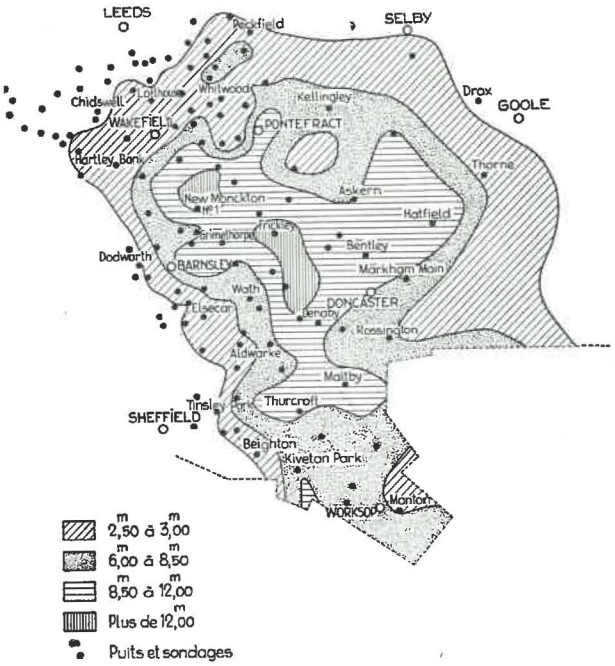


Fig. 3. — Carte indiquant l'épaisseur de charbon exploitable. Les couches de moins de 60 centimètres sont exclues.

Le gisement s'appauvrit en général du centre vers la périphérie. Vers l'ouest, l'appauvrissement est lié à la diminution d'épaisseur des formations houillères dans cette direction. Aux environs de Barnsley, le Houiller comprend 18 m de charbon en veines de plus de 0,60 m d'épaisseur. On observe aussi une diminution vers l'est. Même dans la région centrale, la densité de gisement n'est que de 2 %.

Types de charbon.

En général, les veines inférieures contiennent du charbon à coke, tandis que les veines supérieures — telles que les veines de High Hazel et de Shafton — donnent du charbon à longue flamme à forte teneur en matières volatiles et non cokéfiables. Certaines veines accusent des variations latérales quant à leurs propriétés cokéfiantes; la couche Barnsley par exemple donne du bon charbon à coke au nord de Sheffield, mais perd ce caractère au sud (fig. 4). Toutes les autres veines varient plus ou moins de la même façon.

Le bassin contient beaucoup de bon charbon à coke et intervient d'une façon importante dans l'approvisionnement de ce combustible.

La teneur en cendres des charbons est faible : 97 % de la production actuelle ont une teneur inférieure à 8 % et 80 % une teneur inférieure à 5 %.

La teneur en soufre est égale à la moyenne de celle des charbons extraits en Grande-Bretagne; 60 % de la production renferment moins de 1,5 % de soufre.

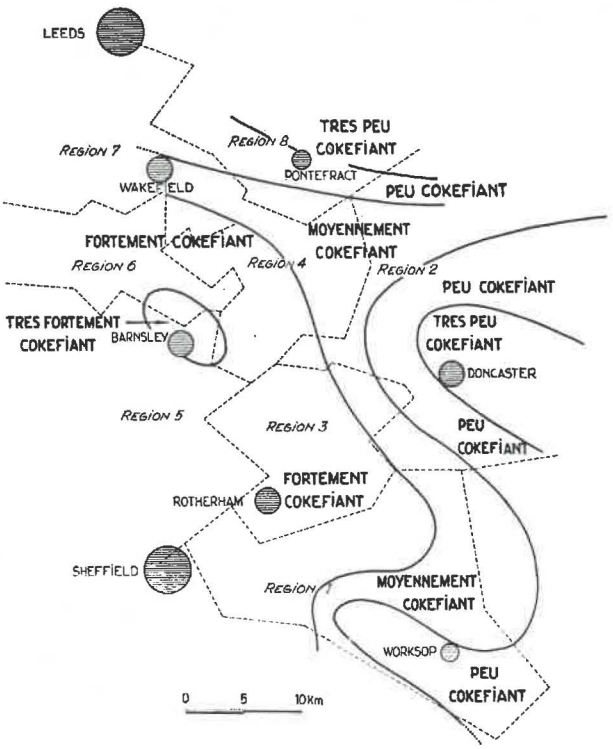


Fig. 4. — Variation du pouvoir cokéfiant des couches dans la division « North Eastern ».

Drainage des eaux en surface.

Le niveau de la nappe aquifère est très bas dans la région à l'est et au nord-est de Doncaster. Les affaissements miniers donnent lieu à des tra-

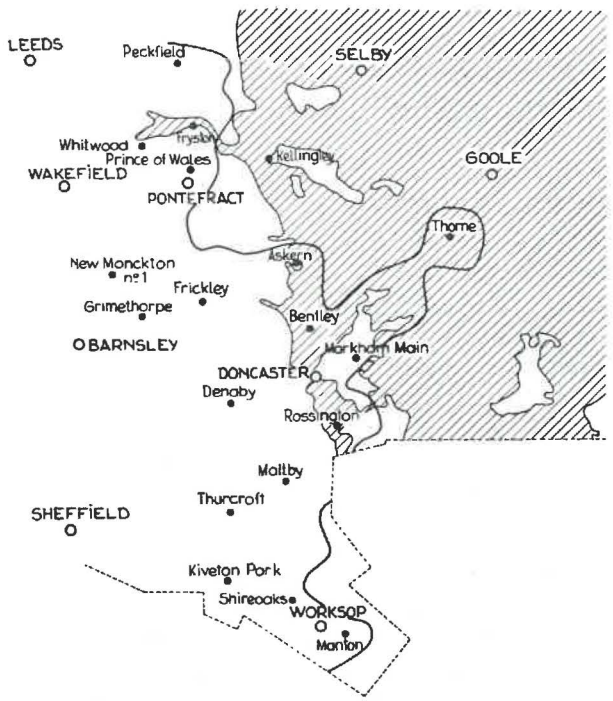


Fig. 5. — Plan indiquant les régions où des travaux miniers risquent d'amener un problème de drainage des eaux.

vaux importants de drainage et d'exhaussement des digues, pour éviter l'inondation de vastes régions (fig. 5).

Travaux de reconnaissance.

Depuis la nationalisation, de nombreux sondages ont été entrepris, aussi bien à partir de la surface que des travaux du fond, pour déterminer l'extension du gisement, soit vers l'est dans une région mal connue, soit en dessous des travaux existants.

L'importance des charbonnages et la production annuelle de la Division.

En dehors des petites mines qui travaillent sous licence du N.C.B. et qui ont produit 0,23 million de tonnes de charbon en 1954, et les chantiers à ciel ouvert, qui ont produit 1,56 million de tonnes dans la même année, la Division comporte 112 charbonnages qui ont produit 45,5 millions de tonnes nettes de charbon en 1954. La production par homme et par poste était de 1,37 tonne (ou 73,2 hommes/poste par 100 tonnes). La production de 1954 a dépassé de 5,1 millions de tonnes la production de 1948; à cette époque, le rendement par homme et poste était de 1,21 tonne soit 83,1 hommes/poste par 100 tonnes.

Le tableau I montre l'importance des différents charbonnages de la Division.

Production de 1954 en t	*Nombre de charbonnages*
Plus de 1 million	1
1 million à 900 000	4
9 à 800 000	5
8 à 700 000	5
7 à 600 000	10
6 à 500 000	14
5 à 400 000	13
4 à 300 000	14
3 à 200 000	16
2 à 100 000	18
Moins de 100 000	12

Modernisation.

Les mines existantes permettent d'atteindre des réserves considérables. C'est pourquoi, il n'y a qu'une seule nouvelle mine en projet dans un proche avenir. Celle-ci sera située près de Pontefract et sera conçue pour une production journalière de 6 000 tonnes. On commencera l'exploitation par la veine la plus profonde (la veine Beeston) qui est située à 680 m de profondeur. Cette façon de travailler est justifiée par la nécessité d'augmenter la production de charbon à coke. Le puits d'extraction sera équipé de deux skips de 15 tonnes avec contrepoids; le puits de service (pour le personnel et les pierres) aura deux cages avec contrepoids. Le diamètre des deux puits sera de 7,30 m. Les machines d'extraction seront placées au-dessus des puits.

On envisage des travaux de modernisation dans presque toutes les mines de la Division (soit 112), mais pour 37 d'entre elles on évalue à 1/4 de million de livres sterling la dépense globale. La plupart de ces grands travaux concernent la réorganisation des transports généraux, des recettes, des accrochages et des triages-lavoirs.

Pour les transports du fond, on envisage le développement de l'emploi des locomotives et de berlines de grande capacité. Fin 1954, il y avait 2 268 berlines en service dont la capacité variait de 1 1/2 à 6 tonnes. Parmi celles-ci, il y a lieu de citer 500 berlines de 3 3/4 tonnes et 280 berlines de 6 tonnes. La Division utilisait 185 locomotives Diesel, dont une de 200 ch pesant 30 t, et 7 locomotives à accumulateurs. On a l'intention d'installer des locomotives à trolley dans une mine de la Division.

Vingt et un puits sont équipés d'une extraction par skip.

En surface, on développe l'électrification des installations et la construction d'ateliers et de magasins centraux par région (area).

Préparation du charbon.

	Grande-Bretagne	*North-Eastern Division*
	%	%
Préparation mécanique par procédé humide . .	50,7	62,2
Préparation mécanique par procédé sec	5,1	3,7
Triage à main	25,2	21,0
Non préparé	19,0	13,1
	100,0	100,0

Dans la North-Eastern Division, la proportion de charbons préparés mécaniquement est supérieure à la moyenne de la Grande-Bretagne. Cette Division produisant principalement du charbon à coke, celui-ci doit être préparé. Le charbon non préparé comporte principalement des fines sèches utilisées dans les centrales électriques.

Le procédé humide le plus employé est celui du type Baum (jusque 150 mm).

Il y a actuellement en service dans la Division 8 installations de lavage à liquide dense :

7 sont du type Barvoys avec comme medium les schistes de flottation

1 est du type Chance avec comme medium du sable.

Il y a en construction 3 lavoirs à liquide dense qui emploieront la magnétite comme medium :

1 du type Nelson Davies
1 du type Drewboy
1 du type Tromp.

Les triages à main ont tendance à disparaître au profit du lavage à liquide dense (qui sépare aussi les gros mats des gros brillants) et des lavoirs Baum traitant des grains plus gros.

La flottation est aussi largement répandue pour le traitement des fines. Les installations en service dans la Division comportent :

61 lavoirs du type Baum
11 lavoirs à bac
14 lavoirs à couloir (Rhéolaveur et Hoyois)
33 lavoirs à flottation (dont 27 construits depuis 1947).

La mécanisation de l'abatage dans la North-Eastern Division.

Au cours des dernières années, l'emploi des chargeuses mécaniques en taille s'est fortement développé. La production traitée par ces engins s'est élevée à environ 4 millions de tonnes en 1954.

Les machines en service comprennent :

28 abatteuses-chargeuses Meco-Moore
19 convoyeurs blindés portant des haveuses
10 abatteuses-chargeuses Anderton Shearer
2 abatteuses Gloster Getter
1 rabot Löbbe.

Dans les veines les plus minces, nous avons plusieurs installations qui emploient des chargeuses à palettes fixées à la chaîne de havage ou des chargeuses à palettes du type Huwood.

LE DEVELOPPEMENT DU BASSIN « EAST MIDLANDS »

Conférence de W. H. SAMSON

Directeur de la Production du Bassin.

Cette conférence expose le développement des deux bassins houillers formant la Division East Midlands du National Coal Board.

Bassin du Nord-Derbyshire et du Nottinghamshire.

Ce bassin est limité (fig. 1) :

a) au nord, par une ligne arbitraire limitant les deux divisions East Midlands et North Eastern,
b) à l'ouest, par des affleurements de la base du Houiller,
c) à l'est, la limite est inconnue; le Houiller s'ennoie et est recouvert d'abord par des formations permiennes qui sont recouvertes à leur tour par des formations plus récentes (fig. 1bis),
d) au sud, la partie inférieure du Houiller est recouverte d'une faible épaisseur de Permien. La houille n'affleure plus au sud de Nottingham.

A l'est, le gisement a été recoupé par des sondages forés les uns dans le but de rechercher du pétrole et les autres de délimiter le bassin houiller. A Spital, à 12 miles au nord de Lincoln, et à Stixwould, 14 miles au S-E de Lincoln, cinq couches ont été reconnues à une profondeur de 1 300 à 1 500 m. Au sud de Sproxton, 9 miles au S-W de Grantham, quatre couches minces ont été recoupées à la profondeur de 600 à 700 m.

Toutes les connaissances actuelles indiquent que le Permien et les roches supérieures s'épaississent vers l'est et que, dans cette direction, le fonçage des puits sera plus coûteux et plus difficile à cause d'une épaisseur toujours croissante de terrains aquifères du faisceau « Bunter ».

De 1946 à 1952 des réserves suffisantes ont été reconnues pour justifier la création d'une nouvelle mine au S-E de Nottingham. Plus au nord, dans la vallée de la Trent, les recherches furent plus décevantes.

Au N-E de Farnsfield, l'anticlinal bien connu de Eakring a doté la région d'une réserve intéressante de pétrole, mais a donné lieu à l'érosion d'une partie importante du gisement houiller. La première couche qui passe la zone anticlinale sans érosion est la « Low Main ».

Plus au nord, un nouveau puits est en fonçage à Bevercotes. Encore plus au nord (au nord de Retford), des sondages ont démontré l'existence de couches exploitables.

A Gringley, un sondage de recherche pour le pétrole a rencontré des couches exploitables à 1 000 m de profondeur, mais l'épaisseur des terrains de recouvrement est approximativement de 650 m.

Il existe certainement d'autres réserves en profondeur. A l'est et S-E de Nottingham, on constate des intrusions de plus en plus nombreuses de roches ignées dans le terrain houiller.

Sud-Derbyshire et Leicestershire.

Le bassin de Leicestershire est limité à l'est par la faille Thringstone; de nombreux sondages ont été effectués et les réserves sont bien reconnues.

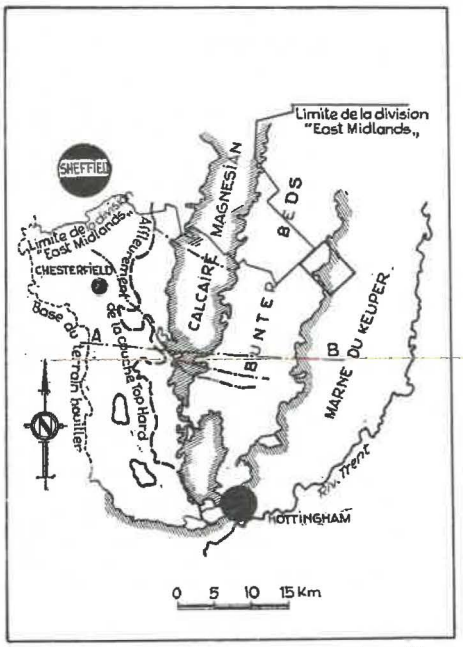


Fig. 1. — Limites des gisements et des affleurements des différents faisceaux dans le Nottinghamshire et le Nord Derbyshire.

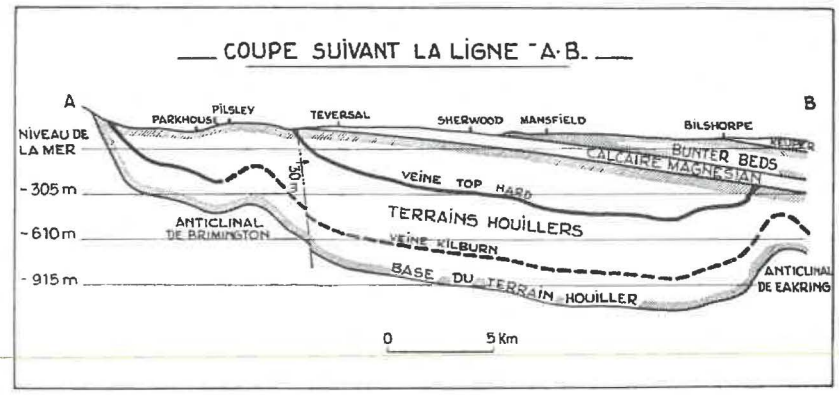


Fig. 1bis. — Coupe suivant la ligne AB de la figure 1.

L'axe principal du bassin du sud du Derbyshire est parallèle à celui du Leicestershire, et le bassin est limité à l'est par la faille Boothrope, parallèle à la faille Thringstone. Le Houiller plonge sous le Trias vers l'ouest; il y a de nombreuses failles, quelques-unes importantes, mais des réserves exploitables de charbon ont été reconnues par les sondages de Flint Mill et Warren Hill justifiant la création d'un grand siège et peut-être de deux. Le projet est poussé activement. Il est fort possible que le gisement houiller de ce bassin se raccorde vers l'ouest à celui du Nord-Staffordshire. D'autres sondages ont aussi prouvé une extension du bassin au sud de Donisthorpe.

Production.

Le tableau I indique l'augmentation de production par rapport à 1946 pour le bassin des East Midlands et pour l'ensemble des autres bassins.

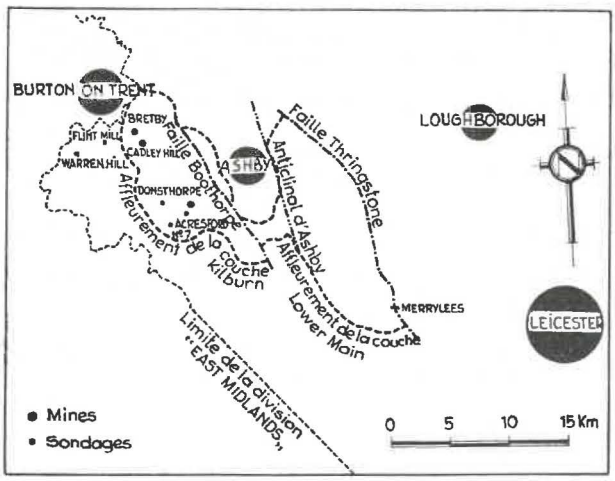


Fig. 2. — Bassin du Derbyshire et du Leicestershire.

Tableau I

Augmentation de production par rapport à 1946.

Année	*Bassin East Midlands*		*Autres bassins*	
	t	%	*t*	%
1947	1.999.000	6,11	4.706.000	3,20
1948	4.506.000	13,78	12.419.000	8,46
1949	6.355.000	19,44	16.506.000	11,21
1950	7.372.000	22,55	16.956.000	11,52
1951	10.275.000	31,42	21.200.000	14,31
1952	11.355.000	34,73	21.529.000	14,61
1953	11.756.000	35,95	20.269.000	13,77
1954	12.873.000	39,37	20.892.000	14,20

Plan de production.

En octobre 1950, l'ouvrage « Plan for Coal » publié par le National Coal Board indique les prévisions de production jusqu'en 1965.

Ce plan a été établi d'après les statistiques fournies par les bassins et pour une consommation de 240 millions de tonnes par an durant la période 1960-1965.

La production du bassin East Midlands sera de 47,5 millions de tonnes par an, soit :

Bassin du Nord-Derbyshire, bassin du Nottinghamshire : 40,5 millions de tonnes;

Bassin du Sud-Derbyshire et Leicestershire : 7 millions de tonnes.

Ce plan est constamment remis à jour suivant les demandes et les modifications techniques. On prévoit déjà que les demandes pour la période 1960-1965 seront au moins de 260 millions de tonnes, soit 20 millions de tonnes de plus que ce qui avait été prévu.

Pour les deux bassins des East-Midlands, la production serait de 43,5 et 8,3, soit 51,8 millions de tonnes au total.

Le Sud-Derbyshire et le Leicestershire réalisent actuellement, en 1954, une production de 7,94 millions de tonnes, soit seulement 360.000 t de moins que ce qui est prévu pour 1960-1965.

Avec la production prévue de 43,5 millions de tonnes, les réserves exploitables du Nord-Derbyshire et du Nottinghamshire sont suffisantes pour 110 ans; dans le Sud-Derbyshire et le Leicestershire, les réserves sont de 75 ans avec une production annuelle de 8,3 millions de tonnes.

Pour assurer cette production, la création de nouvelles mines sera nécessaire.

Le fonçage le plus récent est celui de Calverton, prévu pour une production de 1,25 million de tonnes par an et qui sera terminé en 1958; un autre fonçage est en cours à Bevercotes et les installations de jour à Cotgrave; la production prévue pour chacune de ces mines est de 1,25 million de tonnes.

On fonce un troisième puits à la mine de Rufford pour exploiter les couches inférieures et procurer une production supplémentaire de 1 million de tonnes; d'autres projets pourront être établis au fur et à mesure des reconnaissances, aussi bien à l'est qu'à l'ouest du bassin.

En résumé, le tableau II donne les prévisions en ce qui concerne la production dans les nouvelles mines.

Tableau II

Mines	*Production en millions de tonnes*	*Date prévue de mise en production complète*
Calverton	1,25	1958
Bevercotes	1,25	1965
Rufford	1	1960
Cotgrave	1,25	1968
South Burton on Trent	2	—

La production supplémentaire de ces mines sera donc de 6,75 millions de tonnes.

Le tableau III montre ce qui a déjà été réalisé pendant les huit années de nationalisation.

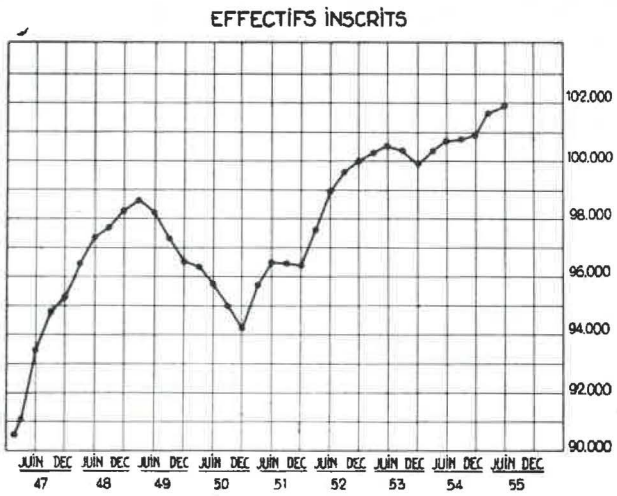


Fig. 3. — Evolution des effectifs inscrits dans la division « East Midlands ».

Les effectifs inscrits sont comptés à la fin de chaque période.

Pour estimer ces chiffres à leur juste valeur, il faut remarquer que :

1) l'augmentation de production pendant cette période de huit ans (12.873.000 t) est équivalente à la production de onze grandes mines modernes;
2) avec la même production par ouvrier qu'en 1946, il aurait fallu 30.900 ouvriers de plus pour atteindre la production de 1954.

Pour étudier les économies de main-d'œuvre réalisées, le tableau IV indique le nombre de postes aux 1.000 tonnes par catégorie.

Tableau IV

Postes aux 1.000 t de production.

	1947	*1er semestre 1955*	*Diminution*
Total général	643	540	143
Total fond	479	419	60
Abatage	238	214	24
Autres travaux	241	206	35
Total jour	164	121	43

Tableau III.

Bassin des East-Midlands.

		1946	*1954*	*1955 1er semestre*
Production marchande totale	t	32.697.321	45.570.410	23.759.831
Rendement taille	kg	4.144	4.725	4.753
Rendement d'ensemble	kg	1.487	1.858	1.861
Effectifs inscrits		90.633	101.262	101.802
Production par ouvrier par an	t	358,5	449,9	—

Dans tous les cas, la diminution fut plus importante pendant les premières années de la période par suite de petites concentrations ou réorganisations faciles du début qui ont donné des résultats rapides. Ces petites améliorations sont maintenant terminées et il reste à réaliser les projets importants et onéreux.

Le tableau IV montre clairement que les progrès les moins spectaculaires furent ceux réalisés au front de taille et c'est là qu'il reste le plus à faire. De plus, en 1947, il y avait peu de tailles de réserve par suite du manque de main-d'œuvre pendant la guerre, tandis que maintenant on a de nombreuses tailles de réserve permettant de maintenir la production en cas d'incidents dans les tailles productrices. La mise en train de ces tailles a augmenté les travaux préparatoires, aussi il faut s'attendre à une diminution du poste « Autres travaux ».

Pendant cette période, il y a eu une réduction du personnel nécessaire au transport par suite du remplacement des roulages par câbles par des convoyeurs à courroie, de la réduction des points de chargement, de la réorganisation des accrochages et de la mécanisation des points de chargement. Actuellement, le charbon arrive souvent jusqu'au puits par convoyeurs, ou même est extrait par convoyeurs installés dans des fendues.

Pendant les dernières années, le nombre de postes aux 1.000 t de production pour les transports souterrains a augmenté légèrement par suite des précautions prises pour éviter les incendies des courroies de convoyeurs et pour réduire le dépôt de poussières; mais l'emploi de courroies ininflammables et l'introduction de convoyeurs à traction par câble (il y en a actuellement cinq en service dans le bassin) réduisent le nombre de points de transfert et diminueront la main-d'œuvre employée.

Les conditions géologiques qui existent dans la division des East-Midlands ne se prêtent pas au transport par locomotives; de plus, il n'est pas possible de trouver des galeries avec une pente convenable pour le transport par locomotives dans les anciennes mines.

Cependant l'usage des locomotives se développe; il y en a 104 dans la Division. Elles sont principalement utilisées pour le transport des hommes et du matériel et pour de courts transports entre un point de chargement central et le puits. Cependant exceptionnellement, dans certaines mines les transports principaux sont assurés par locomotives.

La main-d'œuvre employée à l'entretien des galeries continue à décroître par suite de la concentration des tailles, de leur mécanisation, de l'emploi de convoyeurs principaux, de l'utilisation de cintres métalliques et de l'introduction de nouvelles techniques. En six ans, pour 1.000 t de production, le nombre de postes a été réduit de 37 à 27, c'est-à-dire 29 %.

Le tableau V indique le nombre de postes aux 1.000 t pour ces catégories.

Tableau V

Postes aux 1.000 tonnes.

	1er semestre 1949	*1er semestre 1955*	*Diminution*
Transports souterrains	116,5	107,5	9
Entretien des galeries	38	27,5	10,5
Développement et travaux spéciaux	26	22	4,0
			Augmentation
Autres travaux du fond	43	48,5	5,5

Pendant la période d'accroissement de personnel, on constate une augmentation de l'indice des travaux improductifs par suite du nombre croissant d'apprentis. En 4 1/2 ans, le personnel total est passé de 94.250 à 101.850 unités, soit une augmentation de 7.600 ou 8,1 %.

En ce qui concerne les travaux de surface, il y a eu une diminution du nombre de postes aux 1.000 t dans les cinq catégories de travailleurs du jour (tableau VI).

Tableau VI

Postes aux 1.000 tonnes.

	1er semestre 1949	*1er semestre 1953*	*Diminution*
Entretien	39	31,5	7,5
Préparation du charbon	31	21,5	9,5
Extraction et recettes	22	15,5	6,5
Energie	14,5	10	4,5
Autres travaux du jour	48	43	5

Le personnel à l'entretien a diminué régulièrement jusqu'en juin 1951 par suite de l'installation du matériel électrique et mécanique, il s'est stabilisé à cette date et a même augmenté légèrement jusqu'en juin 1953; une légère baisse s'est alors produite, mais actuellement il paraît stabilisé.

La diminution régulière du personnel à la préparation du charbon est la conséquence des nouvelles installations et du remplacement des triages à main par des lavoirs; cette diminution doit continuer au fur et à mesure que de nouvelles installations seront mises en service.

Le personnel à l'extraction et aux recettes a diminué constamment pendant ces six ans par suite de la réorganisation des recettes de nombreux puits équipées d'engins de manutention mécanique, de la mise en service de skips dans plusieurs mines et de l'augmentation de la production.

Le remplacement de l'air comprimé par l'électricité, l'installation de foyers mécaniques dans quelques chaudières, la fermeture de quelques autres par suite de l'électrification de l'extraction, l'achat d'énergie électrique au réseau général sont les principaux facteurs qui ont fait diminuer la main-d'œuvre au chapitre énergie. Les progrès les plus importants ont été réalisés dans les transports souterrains et en surface.

Mécanisation en taille.

Le tableau VII indique la quantité de charbon chargé mécaniquement en taille.

Tableau VII

Chargement mécanique en taille.

Années	*East-Midlands*		*Grande-Bretagne*	
	tonnes	*% de la production totale*	*tonnes*	*% de la production totale*
1947	2.742.571	7,77	5.070.00	2,74
1948	3.490.117	10,15	5.510.000	2,81
1949	3.790.000	9,73	6.620.000	3,29
1950	4.250.000	10,64	7.853.140	3,86
1951	4.570.000	10,65	8.730.900	4,17
1952	5.447.287	12,41	10.029.000	4,71
1953	6.405.697	13,57	12.794.927	5,51
1954	6.803.142	14,09	16.174.100	6,82
1955	8.000.000	17,5		

De plus, la totalité du charbon extrait dans le bassin est pratiquement abattue et transportée mécaniquement.

Les améliorations apportées comportent essentiellement l'augmentation du chargement mécanique, l'amélioration des engins d'abatage, l'introduction de matériel mécanique pour le remblayage, et l'amélioration des techniques au chantier.

Bien que la puissance moyenne des couches exploitées dans les East-Midlands ait peu changé durant les huit dernières années (elle est actuellement de 116 cm), l'exploitation des meilleures couches et leur remplacement par des veines à conditions plus difficiles ont eu un effet préjudiciable sur le rendement taille. En particulier, les meilleures parties de la fameuse couche Top Hard ont été exploitées et la production est maintenant obtenue à partir de couches dans lesquelles les conditions physiques sont plus difficiles.

De nombreuses chargeuses ont été essayées et sont utilisées, notamment la Meco Moore, la trepanner, la rouilleuse Anderton. Le tableau VIII indique les quantités chargées dans le bassin par les différentes machines employées pendant les cinq semaines se terminant le 2 juillet 1955.

La plus grande partie du charbon chargé mécaniquement provient de couches de plus de 90 cm d'épaisseur, pour lesquelles des chargeuses mécaniques, avec des conditions de toit et de mur normales, augmentent sensiblement le rendement taille. Pour augmenter le rendement des couches de moins de 50 cm, on cherche à mettre au point des machines adaptées à ces couches.

Le tableau IX donne les résultats obtenus dans des veines minces.

Tableau VIII

Type de machines	*Tonnage marchand t*	*Rendement taille t*
Meco-Moore - Type haut	98.210	6,55
Meco-Moore - Type bas	375.048	5,95
Meco-Moore - Total	473.258	6,07
A.B. Palettes Lambton	7.695	5,85
M. & C. Strippers Rabots automoteurs Samson	11.969	8,95
Gloster Getters	54.765	5,49
A.B. Trepanners	16.759	6,23
Charrues à charbon	27.287	5,19
Chargeuses Huwood	16.657	4,66
Anderton Shearers (Haveuses à tambour Anderton)	26.114	6,40
Dosco Miners	16.403	9,69
Total longwall sans Meco-Moore	177.649	5,94
Mineurs continus Joy	6.943	27,63
Chargeuses Joy	7.024	9,70
Tarière	177	6,81
Duckbills	407	7,98
Total chambres et piliers	14.551	13,83
Total chargement mécanique	665.458	6,11

Tableau IX

Résultats pour cinq semaines se terminant le 2 juillet 1955	*Puissance de la couche* cm	*Production marchande* t	*Rendement (production marchande)* t
Gloster Getter	86	13.261	4,46
Rabot Löbbe	86	7.251	5,24
Palettes Lambton	76	7.695	5,85
Rabot Löbbe	84	2.826	4,01

Les rabots Löbbe ont donné d'excellents résultats dans quelques tailles, mais par suite de la nature des couches il ne faut pas s'attendre à un grand développement de ce matériel dans le bassin. Il faut remarquer ici que l'infusion d'eau au massif a, non seulement réduit la formation de poussières, mais dans quelques cas permis l'emploi de rabots à charbon et d'autres chargeuses alors que ces machines fonctionnaient mal sans infusion d'eau.

Actuellement, on cherche à accélérer le développement de nouvelles machines. Des convoyeurs blindés flexibles de différents types sont installés en nombre croissant et, au 30 juin 1955, il y en avait déjà 114 dans le bassin.

Avec un convoyeur blindé flexible, la tendance est d'avoir deux postes d'abatage par jour et quelquefois trois, bien que ce ne soit pas recommandé.

Pour éviter la mise en place d'épis de remblai, on cherche à faire du foudroyage avec une ligne de piles et un système de rallonges continues supportées par des étançons coulissants.

Le remblayage des extrémités de la taille par des moyens mécaniques a fait de rapides progrès ces trois dernières années. Il y a maintenant 116 installations de scrapers en service et de nombreuses autres doivent être installées (remblayage des pierres de bosseyement).

Des progrès considérables ont été faits pour les étançons coulissants, particulièrement les étançons hydrauliques dont 110.000 sont en service dans le bassin. Une installation de piles hydrauliques marchantes donne satisfaction dans une longue taille mécanisée.

Il y a 226 chargeuses en galeries en service dans le bassin.

Transport.

L'adoption de convoyeurs à courroie pour remplacer des traînages par câble offre de grands avantages et des économies substantielles de main-d'œuvre peuvent être ainsi réalisées. L'avantage de ce système dans une mine ancienne est qu'il peut être établi dans des galeries existantes et qu'on peut l'utiliser avec presque n'importe quelle pente. Le seul cas où un traînage par câble peut être conservé est lorsque le transport se fait d'un point à un autre sans points intermédiaires.

Lors de la création d'une nouvelle mine, les galeries peuvent être creusées avec une pente permettant l'emploi de locomotives; celles-ci peuvent être plus avantageuses que le convoyeur, surtout si l'on tient compte du transport du matériel vers les fronts.

Cette question du transport du matériel et du personnel, lorsque le charbon est transporté par convoyeur, oblige à maintenir en état une autre galerie, ce qui peut faire perdre presque tous les avantages gagnés par les convoyeurs.

De grands progrès ont été réalisés pour les stations de chargement; un groupe a pu diminuer le personnel employé aux points de chargement de 50 % en cinq ans, économisant ainsi 195 hommes. Il est actuellement admis que l'on peut construire des stations de chargement d'au moins 1.500 t par poste, fonctionnant avec seulement deux hommes.

On a l'intention de réétudier tous les points de chargement qui demandent plus de deux hommes.

Souvent, même si l'on envisage une réorganisation complète, l'installation de petits équipements aux recettes peut être rapidement rentable, fréquemment au bout de quelques mois.

Il en est de même aux recettes du jour où l'on peut installer facilement des encageurs, réduire le circuit des berlines, etc.; l'encagement à main ne devrait plus exister dans aucune mine.

Jusqu'à maintenant, on s'était peu soucié du transport des fournitures aussi bien au jour qu'au fond. A présent une manutention mécanique est installée en surface et les parcs de matériel sont conçus pour faciliter cette manutention.

Principales réorganisations, reconstructions et développements.

Pour terminer ce tour d'horizon des développements effectués dans le bassin, il reste à indiquer les principaux projets.

Actuellement, il y a 21 projets de mines principales, coûtant chacune plus de 250.000 livres, outre les huit projets déjà terminés. 16 millions de livres ont été déjà dépensés pour ces 29 projets et la dépense prévue s'élève à 34,3 millions de livres. Trois autres projets de même importance ont été étudiés et l'on attend l'approbation du National Coal Board.

En plus des 29 projets ci-dessus, 19 autres coûtant chacun entre 100.000 et 250.000 livres sont en cours; la dépense totale est estimée à 2.603.000 livres et on a déjà dépensé 665.650 livres.

La dépense afférente aux 21 et 19 projets repris ci-dessus au cours du premier semestre 1955 se monte à 1.618.000 livres.

Les projets concernant le bien-être des mineurs, les douches, ainsi que les projets relatifs à la car-

bonisation, ne sont pas compris dans les chiffres ci-dessus.

Les postes effectués pour les projets ci-dessus sont donnés à la figure 4. On remarquera qu'il y a eu une augmentation massive de la main-d'œuvre employée aux nouveaux travaux à partir du début de 1954, ce qui a naturellement diminué la production marchande ainsi que le rendement. Nous espérons profiter ultérieurement du bénéfice de ces projets qui occupent actuellement un nombreux personnel. Heureusement, la main-d'œuvre continue d'augmenter dans le bassin.



Fig. 4. — Evolution du nombre de postes effectués pour la réalisation des travaux d'investissement.

Les succès obtenus dans le bassin des East-Midlands ont été rendus possibles grâce aux bonnes relations qui existent entre le personnel et la direction et au fait qu'il n'y a eu aucune difficulté dans l'introduction des nouvelles machines et des nouvelles techniques. Le personnel a toujours collaboré avec la direction et nous espérons que les nouveaux projets permettront d'améliorer les conditions de travail et de réduire le dur travail manuel.

RECENTS DEVELOPPEMENTS EN MATIERE DE SOUTENEMENT

Conférence par W. J. ADCOCK

Ingénieur du contrôle du toit à l'East-Midlands Division.

Introduction.

La mécanisation croissante des opérations en taille et l'introduction du convoyeur blindé dans les charbonnages britanniques ont rendu nécessaire l'emploi d'étançons coulissants. Sur le Continent, ce sont surtout des étançons mécaniques, le coulissement étant contrôlé par le frottement. En Angleterre, ce sont surtout les étançons hydrauliques qui se sont développés.

Pour qu'un projet de mécanisation donne le meilleur rendement, il faut que le soutènement puisse être avancé rapidement et avec peu de personnel.

Il n'y a guère eu de nouveauté dans le soutènement des galeries, mais le boulonnage du toit se répand rapidement en Grande-Bretagne.

L'étançon hydraulique « Dowty ».

Le premier étançon hydraulique fut réalisé par la firme Dowty. En 1945, un ingénieur de cette Société, spécialisé dans la fabrication des trains d'atterrissage pour avions, eut l'idée d'appliquer ce principe au contrôle du toit dans les mines. Deux étançons expérimentaux furent fabriqués et essayés en taille, au charbonnage de Ramcroft, en janvier 1946.

Après différents essais, des résultats satisfaisants furent obtenus et, vers la fin de l'année 1947, on a commandé des étançons en quantité.

Description de l'étançon (1).

L'étançon est construit de façon que, s'il a coulissé complètement avant sa reprise (il est alors devenu rigide), il puisse porter une charge d'environ 60 tonnes sans être endommagé.

Les premiers étançons essayés étaient tous pourvus d'une soupape de sûreté qui s'ouvrait sous une charge de 15 tonnes. Les étançons n'avaient pas de tubes protecteurs, ce qui les exposait davantage à être endommagés.

Après de nombreux essais au fond, on a réglé la soupape d'échappement pour qu'elle s'ouvre sous une charge de 20 tonnes. La force portante initiale est de 5 tonnes. En même temps, tous les étançons ont été pourvus de tubes protecteurs résistants.

Utilisations des étançons.

L'emploi des étançons Dowty s'est répandu grâce à leur facilité de pose et de dépose avec sécu-

(1) La description détaillée de cet étançon a été donnée dans le numéro spécial des « *Annales des Mines de Belgique* » de février 1951, pages 59 et 60. Le nouveau modèle (l'étançon Monarch) a été décrit dans le Bulletin Technique « Mines », Inichar, n° 40, 15 mai 1954.

rité. La charge portante initiale, élevée et régulière, assure un contrôle efficace du toit.

Avec des étançons Dowty, on a constitué des piles hydrauliques en mettant trois étançons dans chaque pile; ces étançons sont fixés aux sommets de deux tôles triangulaires, placées l'une au toit et l'autre au mur. Cet essai n'a pas été complètement satisfaisant car il fallait relâcher les étançons séparément.

On emploie aussi les étançons hydrauliques avec des têtes spéciales dans lesquelles peuvent glisser des rallonges; comme rallonges, on emploie des poutres métalliques de 3,2 m de longueur, 9 cm de hauteur et 9 cm de largeur, avec les ailes renforcées. On place trois étançons sous chaque poutrelle; l'avancement de la poutrelle dure environ une minute.

D'après les essais effectués, les avantages de ce système sont les suivants :

a) sécurité accrue;
b) un soutènement en porte-à-faux plus puissant est assuré, puisqu'il n'y a pas de « charnières » qui constituent le point faible dans les systèmes continentaux;
c) une fois que les étançons ont été posés, on ne les déplace pas jusqu'au moment de leur dépose à l'arrière;
d) un contrôle du toit plus efficace est possible, parce que les étançons continuent à porter la charge pendant l'avancement de la rallonge;
e) une fois la rallonge posée, elle reste en place contre le toit; il n'y a pas de matériel de réserve en dépôt sur le mur et les allées derrière le convoyeur sont libres;
f) on peut avancer les étançons très rapidement, de sorte que la pose des étançons n'est plus un frein.

Dans un autre charbonnage, on a incorporé des étançons Dowty dans un système de soutènement en portique (Goal Post) qui forme un cadre. Chaque cadre comporte deux étançons portant et reposant sur des poutres spéciales. La Société Dowty et le National Coal Board collaborent à l'étude de la progression mécanique de ce soutènement.

Derniers développements.

Le dernier étançon fabriqué par Dowty est l'étançon hydraulique « Monarch » qui a une force portante de 20 tonnes et remplace le PA. 2700, qui est en service depuis longtemps (2).

Cet étançon est pourvu d'une pompe à deux étages, qui permet de déployer complètement l'étançon avec vingt coups de manivelle; la force portante initiale obtenue de cette façon est d'environ 15 tonnes. Le nouvel étançon a été conçu

(2) L'étançon Monarch a été décrit dans le Bulletin Technique « Mines », Inichar, n° 40, 15 mai 1954, et « Mines » Inichar, n° 50, mars 1956.

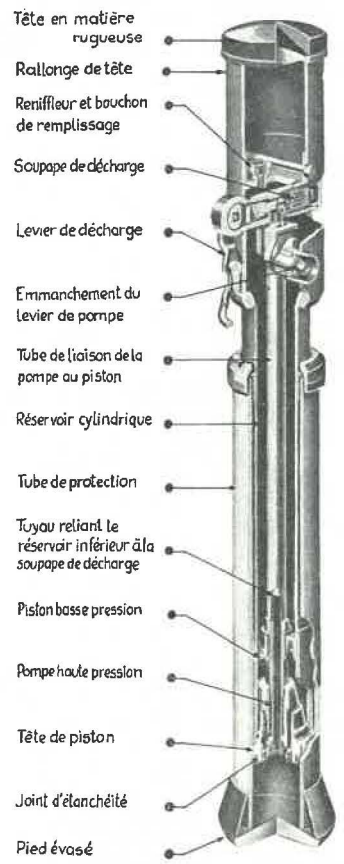


Fig. 1. — Etançon Dowty type « Monarch ». On remarque la rallonge adaptée sur la tête de l'étançon.

de façon que tous les éléments qui le constituent soient complètement protégés. Dans le cas extrême où l'étançon coulisse complètement avant d'être retiré, il peut supporter une charge de 80 tonnes. 250 de ces étançons sont à l'essai.

L'étançon « Monarch », dans sa forme définitive, est maintenant en cours de fabrication, il possède une force portante de 10 tonnes; on atteint cette charge avec huit coups de manivelle. La soupape d'échappement peut être réglée à volonté; en outre, le coût de l'entretien de cet étançon serait très réduit.

En 1952, la Société Dowty a fabriqué plusieurs prototypes d'un étançon hydraulique avec une force portante de 40 tonnes (3). Ces étançons prototypes ont été essayés en taille, au charbonnage de Thoresby, avec de bons résultats. Plus tard, on a équipé une taille entière d'étançons de ce type, à titre d'essai, dans la West Midlands Division. Nous développons ce système en ce moment.

Il comporte une pompe à main à deux étages, qui permet d'atteindre une force portante initiale élevée de 20 tonnes. Une fois cette charge atteinte, l'étançon peut supporter un effort croissant du toit, jusqu'à 40 tonnes, charge sous laquelle l'étançon commence à coulisser. La soupape

(3) Cet étançon a été décrit dans le Bulletin Technique « Mines », Inichar, n° 40, 15 mai 1954.

d'échappement modifiée a été incorporée dans cet étançon, de sorte que la dépose peut se faire rapidement.

Outre ces nouveaux étançons, on s'est efforcé de développer un système de soutènement satisfaisant pour la ligne de cassage au foudroyage et on a construit une pile hydraulique avec une force portante de 80 tonnes (4). Cette pile est pourvue de deux plaques, l'une à la tête et l'autre au pied de la pile; la surface de chaque plaque est de 0,37 m^2. La semelle de la pile est courbée à l'avant comme l'avant d'un traîneau, de sorte qu'elle peut glisser sans difficulté sur un mur irrégulier. Cette pile est pourvue d'une pompe à main à deux étages qui permet facilement la mise en charge de la pile, soit une force portante de 20 tonnes. Si la pile coulisse complètement, elle peut résister à une charge de 150 tonnes, mais la course de coulissement assurée par le système hydraulique est si grande que ceci se produit très rarement.

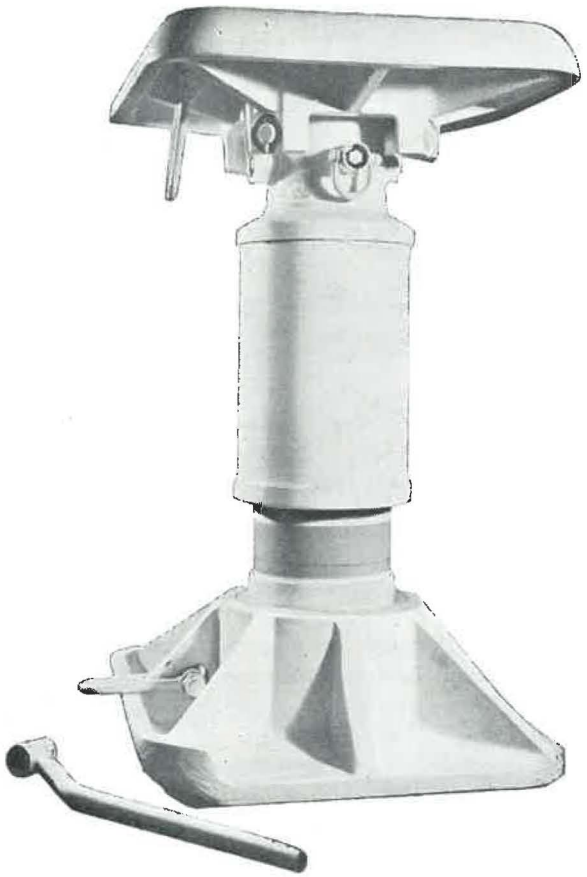


Fig. 2. — Pile hydraulique Dowty de 80 tonnes.

Une trentaine de ces piles ont été en service à la mine Ormonde, dans la taille où travaille l'abatteuse dite « Trépanneur » (Trepanner), et les essais ont donné des résultats très satisfaisants. Elles ont été retirées pour subir quelques modifications et seront ensuite installées dans les tailles où travaille une abatteuse « Anderton Shearer », à la mine de Moorgreen.

La Société Dowty a également développé un soutènement marchant qui opère de façon autonome au moyen de la pression hydraulique; quelques prototypes ont été mis à l'essai dans un autre charbonnage. Ce système comprend deux unités différentes qui sont posées en alternant dans une taille. Ces deux éléments sont :

1) le « soutènement définitif » qui comporte trois étançons, et
2) le « soutènement provisoire » qui comporte deux étançons.

Dans leur construction et dans leur opération, les deux unités sont presque identiques (5).

(4) Nous avons indiqué les caractéristiques de cette pile hydraulique dans le Bulletin Technique « Mines », Inichar, n° 40, 15 mai 1954.

(5) Ce soutènement a été décrit en détail dans le Bulletin Technique « Mines », Inichar, n°50, mars 1956, p. 1010/1011.

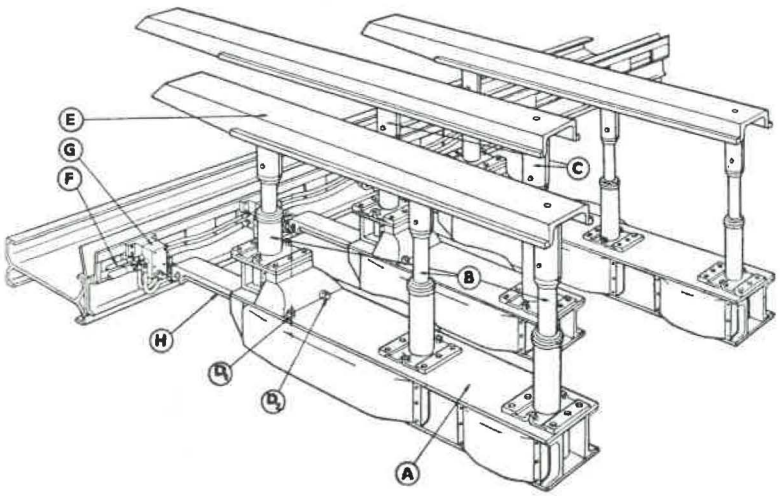


Fig. 3. — Représentation schématique du soutènement marchant Dowty.

Pendant que l'abatteuse avance le long du front, exposant ainsi le toit, les soutènements provisoires sont avancés pour soutenir le toit derrière la machine. Les résultats obtenus ont été si satisfaisants que l'on a commandé une installation complète qui va être mise en service dans une taille où travaille un Trépanneur.

Parmi les autres appareils hydrauliques fabriqués par la Société Dowty, les types mentionnés ci-dessous ont un intérêt particulier :

a) Dynamomètre pour mesurer la pénétration dans le mur.

Cet appareil a été conçu à partir de l'étançon hydraulique; il comporte une pompe spéciale et, avec des semelles de différentes grandeurs, on peut l'employer pour mesurer la résistance du mur et du toit (6).

b) Dispositif d'épreuve de l'étançon (7).

Deux types de dispositifs d'épreuves sont disponibles pour contrôler les étançons Dowty :
— Le type normal employé dans les ateliers pour le contrôle courant des étançons réparés.
— Le dispositif portatif, qui peut être transporté par un seul homme, est employé pour contrôler le comportement des étançons dans la taille.

c) Dispositif pour redresser les rallonges (7).

Ces appareils ont trouvé une large application dans les bassins britanniques. Ils permettent de redresser les rallonges déformées dans la mine.

Le dispositif de 13 tonnes peut redresser les rallonges pesant jusqu'à 19,4 kg/m.

Le dispositif de 25 tonnes peut redresser les rallonges pesant jusqu'à 29,7 kg/m.

Système hydraulique de soutènement à progression mécanique « Seaman » (8).

En 1950, la Société Gullick à Wigan a mis au point, à la demande du National Coal Board, un étançon hydraulique qui emploie de l'eau à la place de l'huile pour transmettre la pression hydraulique. L'étançon comporte deux cylindres en acier qui coulissent l'un dans l'autre; le cylindre inférieur — dit « de pression » — a un diamètre extérieur de 90 mm et un diamètre intérieur de 73 mm, tandis que l'autre cylindre a un diamètre extérieur de 73 mm et un diamètre intérieur de 51 mm. Au bout inférieur de ce cylindre coulissant se trouve un « bouchon » en cuir; au bout supérieur se trouvent la soupape d'échappement et

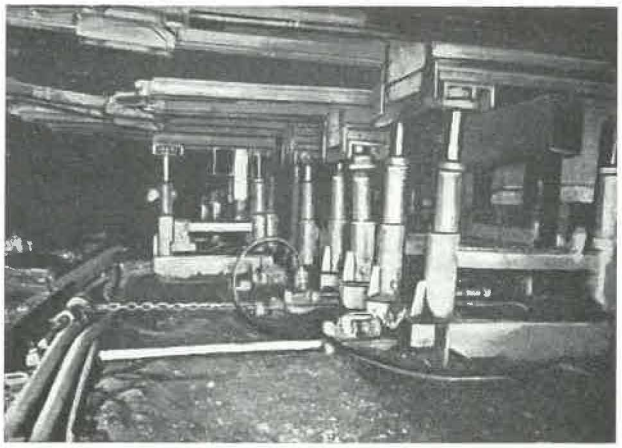


Fig. 4. — Soutènement marchant type « Seaman Gullick ».

un mécanisme de déclenchement. L'alimentation en eau nécessaire pour assurer la marche de l'étançon se fait au moyen d'un tuyau à haute pression qui a un diamètre intérieur de 8,5 mm; l'eau pénètre dans l'étançon sous pression par un raccord rapide. La pression nécessaire est fournie par une pompe électrique qui a une puissance de 5 ch et une capacité de 11,5 à 13,5 litres par minute; cette pompe est installée dans la voie. La force portante initiale des étançons employés dans ce système est contrôlée par le réglage de la soupape d'échappement de la pompe principale de sorte que l'élément « humain » ne joue aucun rôle dans la pose de l'étançon.

Les premiers essais au fond de ces étançons « à l'eau » ont été pratiqués au charbonnage de Thoresby; certaines modifications ont été apportées aux étançons après ce premier essai. Par ce moyen, on a pu améliorer et son comportement et sa facilité de manutention.

Pendant toute la période d'essai, on a maintenu une force portante initiale de 8,5 tonnes, les étançons coulissant toujours sous une charge de 30 tonnes; le comportement général de ces quelques prototypes a indiqué les possibilités nombreuses de ce genre de soutènement.

Avec quatre de ces étançons, on a fabriqué une pile d'une force portante initiale de 24 t, le coulissement commençait à 120 tonnes. Cette pile est à l'essai, on lui a adjoint un cylindre hydraulique d'avancement. Les quatre étançons sont reliés entre eux et il y a une soupape de contrôle unique, ce qui assure une mise sous pression et un relâchement simultané des quatre étançons.

Actuellement, il y a environ 130 de ces piles en service dans la taille où travaille le Trépanneur, taille de 255 m de longueur. Le temps moyen mis pour avancer une pile est de 0,9 minute, l'avancement est de 0,68 m. A titre de comparaison, pour avancer deux étançons hydrauliques et une rallonge, il faut 6,86 min et, pour un étançon à tête à coins avec rallonge, 4,45 min.

(6) Voir description détaillée dans « Les journées des épontes et du soutènement organisées par Inichar les 2 et 3 juin 1955 ». *Annales des Mines de Belgique*, juillet 1955, p. 640/664.

(7) Voir Bulletin Technique « Mines », Inichar, n° 40, 15 mai 1954, p. 799/800.

(8) Voir Bulletin Technique « Mines », Inichar, n° 50, p. 1009/1010.

Dans le système employé au charbonnage d'Ormonde, l'eau qui échappe des cylindres d'avancement et des étançons des piles coule librement dans la taille. Lorsque le mur est dur, ceci a peu d'importance mais, afin de pouvoir étendre la mécanisation dans des veines où le mur est moins bon, on a modifié un certain nombre de piles de façon à former un circuit fermé, de sorte que toute l'eau qui échappe est refoulée dans un réservoir se trouvant dans la voie.

La Société Gullick a également conçu un étançon hydraulique à tête spéciale dans laquelle glisse la rallonge au lieu de la tête à coin employée dans le système Dowty; on a ici une tête semblable qui porte, à la place du coin, un petit cylindre hydraulique qui soulève ou baisse la rallonge. Un grand nombre de ces étançons à tête spéciale sont à l'essai actuellement.

Système de soutènement « Bolton » (9).

Ce système ressemble au système Seaman, en ce que la pression nécessaire aux opérations du système est fournie par une pompe située, avec le moteur qui l'actionne, dans la voie; des tuyaux d'alimentation relient la pompe à chaque unité du système de soutènement. Néanmoins, il en diffère par le fait que le fluide utilisé dans ce système est l'huile.

Chaque unité de soutènement comporte deux étançons hydrauliques qui sont reliés par un cylindre hydraulique à double action. Lorsqu'on veut avancer les étançons, on augmente la pression dans l'étançon arrière ainsi qu'à l'avant du cylindre et, en même temps, on relâche l'étançon avant. Par ce moyen, on amène l'étançon arrière en contact intime avec le toit et la charge sur l'étançon avant est réduite à 5 tonnes. L'étançon avant est alors poussé dans sa nouvelle position; dès qu'il y est, on augmente la pression dans cet étançon et on réduit la pression dans l'étançon arrière; le reste de l'opération se poursuit en sens inverse, ce qui amène l'étançon arrière dans sa nouvelle position avancée. L'étançon arrière de chaque unité est incliné légèrement vers l'arrière de sorte que l'effort exercé par le toit, quand il se baisse, aide le mouvement d'avancement.

Les essais préliminaires dans la mine sont maintenant terminés et nous avons commandé une installation complète pour une taille.

L'étançon hydraulique « Dobson » (10).

Le dernier type d'étançon hydraulique mis sur le marché est l'étançon hydraulique Dobson; après quelques difficultés initiales, la production commerciale de cet appareil est en train.

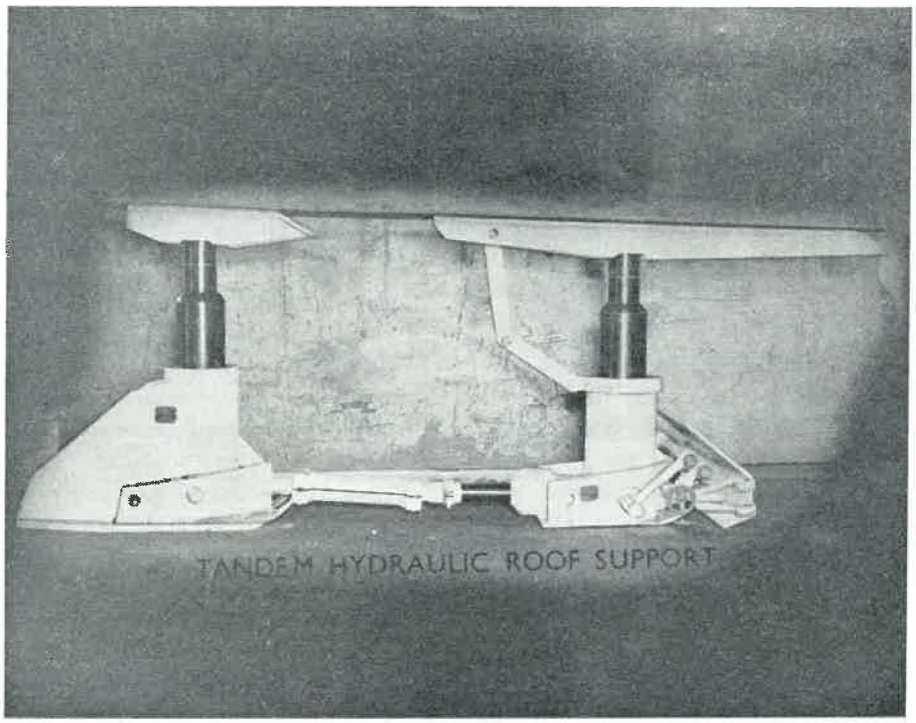


Fig. 5. — Soutènement marchant Bolton pour couches d'ouverture moyenne.

C'est un vérin hydraulique autonome avec une pompe. L'étançon est conçu pour commencer à coulisser sous une charge de 25 tonnes; il est possible de lui donner une force portante initiale de

(9) Voir description très détaillée dans le Bulletin Technique « Mines », Inichar, nº 40, p. 793/796.

(10) Voir description très détaillée dans le Bulletin Technique « Mines », Inichar, nº 50, p. 1007/1008.

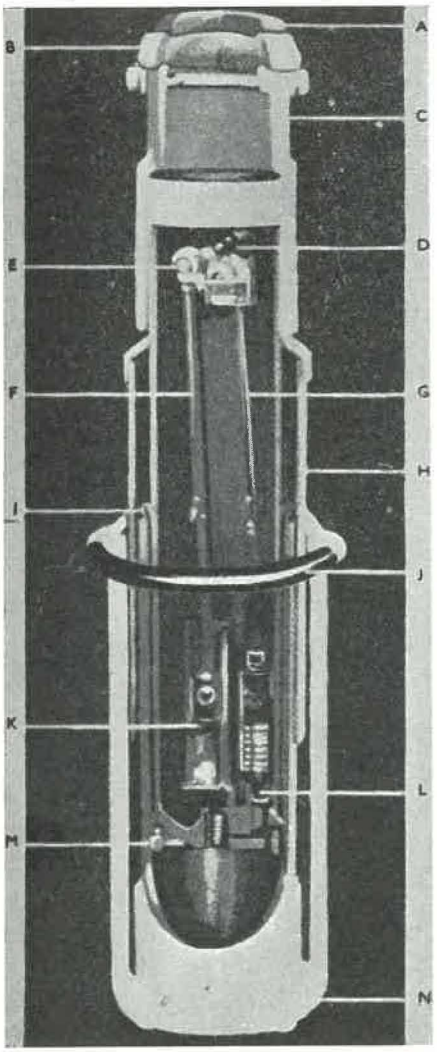


Fig. 6. — Coupe montrant le dispositif interne de l'étançon « Dobson ».

6 tonnes et, si on le veut, on peut porter cette charge à 10-15 tonnes, avec très peu d'effort supplémentaire. On relâche l'étançon au moyen d'un sylvester que l'on attache à la manivelle de la pompe; quand on tire sur la chaîne, la manivelle tourne et l'étançon s'abaisse assez rapidement sous l'effet de son propre poids.

Cet étançon existe en deux grandeurs, 56/81 cm et 81/127 cm; on peut lui ajouter une rallonge amovible attachée à la tête au moyen de boulons.

Actuellement, il y a environ 7.000 étançons Dobson en service dans la East Midlands Division, soit pour soutenir une taille entière, soit pour soutenir les niches et les bosseyements.

Prototypes de piles hydrauliques.

Toutes les piles hydrauliques mentionnées jusqu'ici sont contrôlées par une pompe dans l'étançon même ou par une pompe placée dans la voie; dans le dernier cas, la pompe est reliée à tous les étançons au moyen d'un flexible à haute pression.

Un directeur de mines a mis au point une pile hydraulique dans laquelle on utilise la charge d'eau de la conduite d'incendie ou des conduites installées dans le puits; en conséquence, la force portante initiale de la pile est fonction de la pression de l'eau dans la taille où la pile est mise en service.

Quelques-unes de ces piles ont été mises à l'essai en taille au charbonnage de Desford; les chiffres approximatifs ci-dessous indiquent les résultats obtenus.

La pression d'eau disponible est de 21,3 kg/cm^2. Le cylindre de pression a une surface de 645 cm^2, de sorte que la force portante initiale obtenue se situe entre 13 et 14 tonnes.

La pile comporte seulement deux cylindres, coulissant l'un dans l'autre. Le cylindre supérieur porte à son bout inférieur un « bouchon ». Dans le prototype de cette pile, on emploie une pièce de courroie en « V ». La mise sous charge en taille est très simple. Un tuyau blindé relie la pile à la conduite d'eau de la taille. L'eau passe dans le cylindre par une soupape à sens unique et pousse le cylindre supérieur contre le toit. La construction de cette pile est si simple que l'on peut la réparer dans la taille même. Nous avons fait construire une vingtaine de ces piles, qui ont été mises à l'essai dans la mine, et jusqu'à ce jour elles ont donné des résultats assez satisfaisants.

Soutènement en voie.

Au cours des dernières années, il n'y a pas eu de développements importants en matière de soutènement en voie. Néanmoins, on emploie de plus en plus le boulonnage du toit pour soutenir les voies en roche et en couche; dans cette division, nous avons boulonné 10 à 12.000 m de voie. Les boulons qu'on emploie normalement sont de deux types : le boulon à tige fendue et à coin, et le boulon à coquille. De plus, la société britannique Bayliss, Jones and Bayliss, fabrique un boulon intéressant qui possède les meilleures caractéristiques de ces deux types. Ce boulon, dit « à manchon et coins », est posé hydrauliquement et donne un ancrage positif dans presque toutes les roches. La construction de ce boulon constitue un grand pas en avant, parce qu'il permet la pose rapide des boulons dans des endroits où l'air comprimé n'est pas disponible.

Conclusion.

En conclusion, les résultats obtenus avec tous les appareils mentionnés dans ce court résumé ont été très encourageants; on poursuit le développement de chacun de ces types de soutènement. Nous avons constaté que chacun de ces dispositifs nous donne une courbe caractéristique rectiligne, qui indique que la pleine force portante est atteinte très rapidement; en effet, la charge sous laquelle l'étançon coulisse a été obtenue après un affaissement de 6 millimètres.

VISITE A LA MINE FRICKLEY

L'ABATTEUSE-CHARGEUSE A DISQUES ANDERTON

La mine Frickley est située approximativement à 7 miles au nord-ouest de Doncaster, dans la North Eastern Division, Area n° 4. Les puits ont été foncés en 1903 jusqu'à la profondeur de 600 mètres. Ils ont un diamètre utile de 7 mètres. Le puits I ou d'entrée d'air est utilisé seul à l'extraction du charbon; le puits II ou de retour d'air sert au transport du personnel et du matériel. Les deux puits sont équipés d'un guidage par câbles. Les machines d'extraction sont à tambour et actionnées à la vapeur. Les câbles d'extraction sont du type « clos ».

Chantier visité.

Le chantier visité est ouvert dans la veine « Dunsil » à 600 mètres de profondeur (fig. 1). Les caractéristiques sont les suivantes :

ouverture et puissance de la veine : 1,27 m;
pendage faible ou nul;
toit et mur durs et réguliers;
charbon apparemment dur;
longueur de la taille : 180 m.

L'abattage est réalisé par un « Anderton Disc shearer » ou haveuse intégrale à disques verticaux, de construction Anderson Boyes (fig. 2).

L'abatteuse-chargeuse est une haveuse ordinaire modifiée. Le constructeur a remplacé le bras de havage horizontal par une boîte de vitesse et un arbre horizontal portant un rotor équipé de 5 disques, armés chacun de 8 pics de havage. Le diamètre hors pics des disques est d'environ 1 mètre. La vitesse de rotation des disques est de 70 tours/minute et la vitesse périphérique est de 220 tours/minute. La machine attaque la veine par brèche frontale (fig. 3). L'arbre horizontal portant le rotor n'est pas perpendiculaire au front de taille; dans le type actuel, il fait un angle de 7 1/2° alors qu'initialement cet angle était de 15°.

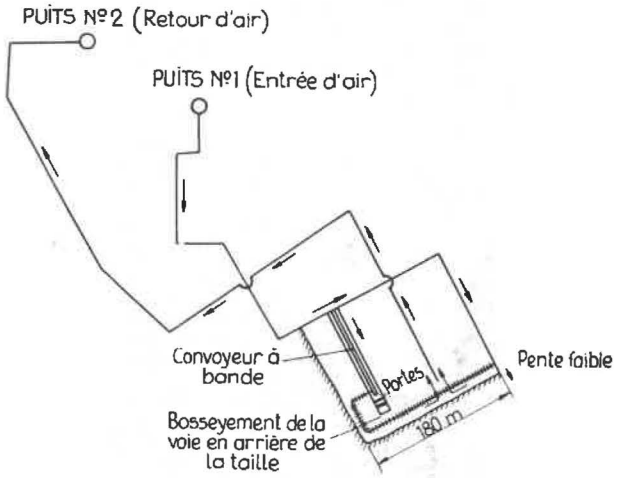


Fig. 1. — Plan schématique situant le chantier visité par rapport aux puits.

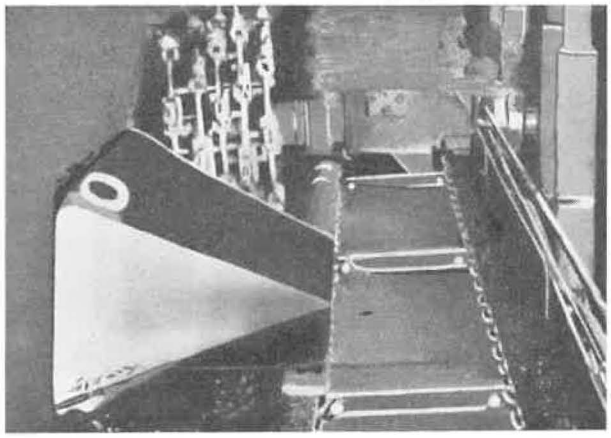


Fig. 2. — Anderton disc shearer avec charrue de chargement.

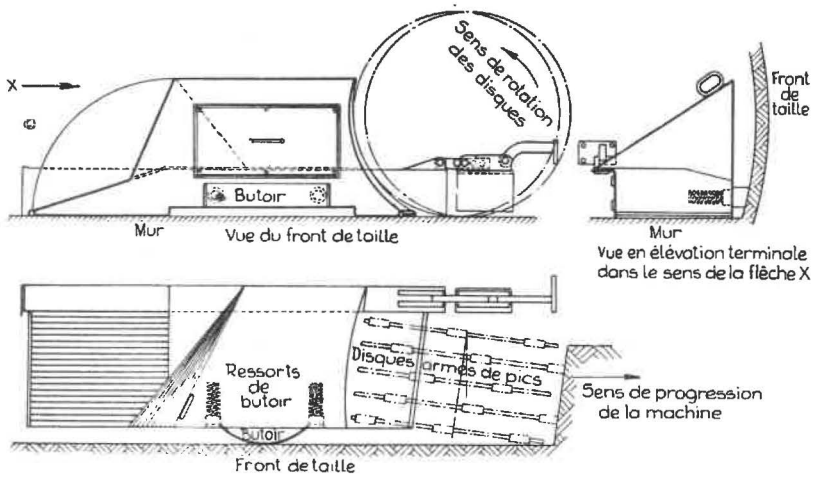


Fig. 3. — Détail de la charrue et du mode d'attaque de la veine par les disques armés de pics.

La machine circule sur un convoyeur blindé et se hale sur un câble tendu le long du convoyeur d'un bout à l'autre de la taille. La profondeur utile de coupe à chaque passe est de 0,45 m. La vitesse de havage maximum peut atteindre 2,40 m/min avec un moteur de 60 ch (on la fait varier entre 1 m et 2,40 m). La vitesse à vide peut atteindre 25 m/min. La machine hale un soc de chargement pendant la phase de havage (en montant) et

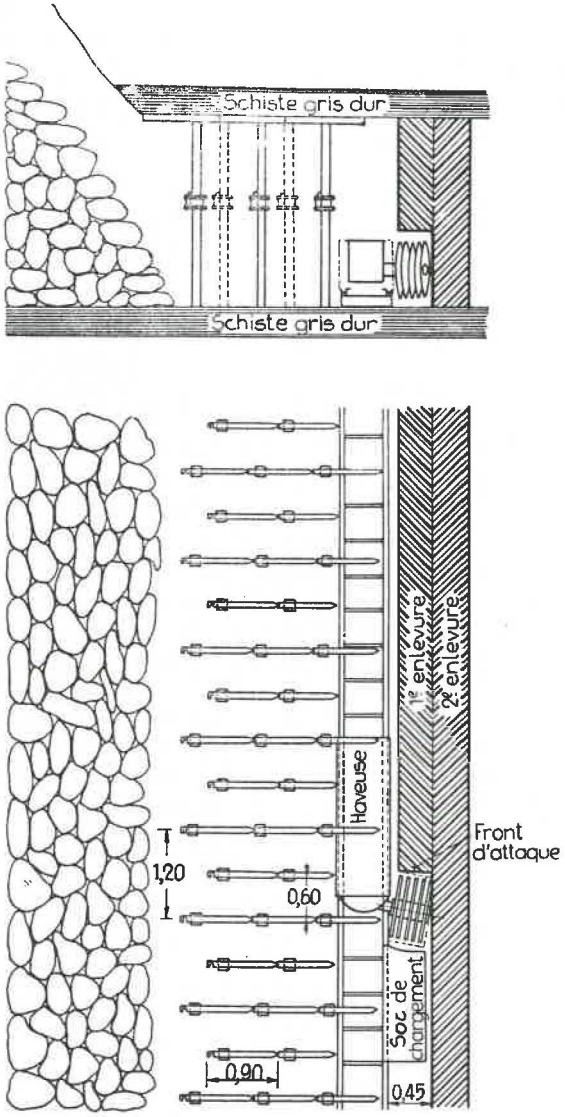


Fig. 4. — Schéma de l'architecture du soutènement et des enlevures prises en un poste par la machine.

le refoule devant elle pendant la marche descendante (fig. 2 et 3).

La planche de charbon au mur, située sous le bord supérieur du convoyeur, est découpée par les pics du rotor et chargée par le soc.

Le sillon de charbon au toit, de 25 cm d'épaisseur, non coupé par les disques, se détache facilement et, s'il ne tombe pas à la première passe, il tombe à la suivante et se trouve alors au-dessus du convoyeur blindé.

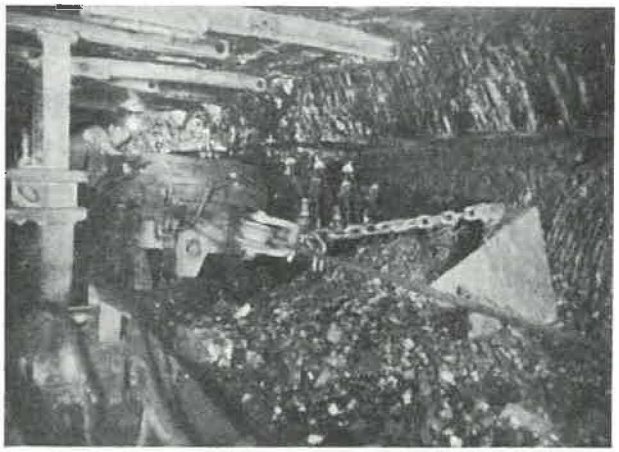


Fig. 5. — Anderton disc shearer en activité dans le chantier.

Au besoin, un ouvrier favorise la chute à l'aide d'un pic; le tir de mines n'est que rarement requis. Il s'agit donc d'une abatteuse-chargeuse intégrale d'un type fort simple et peu encombrant.

Le soutènement est réalisé avec des étançons G.H.H. (longueur déployée 1,4 m) et des bêles articulées G.H.H. de 0,90 m. La distance entre files homologues est 1,2 m, soit 60 cm entre files voisines. Le boisage est effectué en quinconce pour pouvoir riper le convoyeur et boiser après chaque passe de 0,45 m. La taille est foudroyée sans épis de remblai (fig. 4). Le toit est sain. Malgré quelques coupes apparentes, la convergence paraît limitée et le foudroyage en général vient bien. Mais on tire dès qu'il prend du retard. Les dames de remblai de tête et de pied en bordure des voies sont très soignées.

Ripage du convoyeur.

Le ripage du convoyeur est assuré par des pousseurs hydrauliques alimentés en eau sous pression additionnée d'une faible quantité d'huile envoyée par deux petites pompes situées dans les voies de tête et de pied du chantier. Ces pompes (du genre

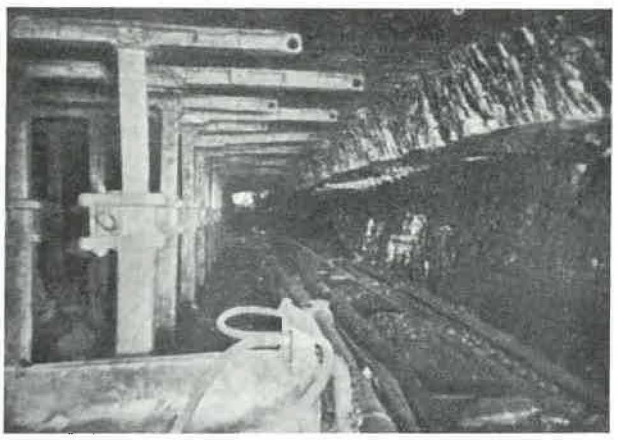


Fig. 6. — Ripage du convoyeur après passage de la haveuse dans les deux sens (après les phases d'abatage et de nettoyage).

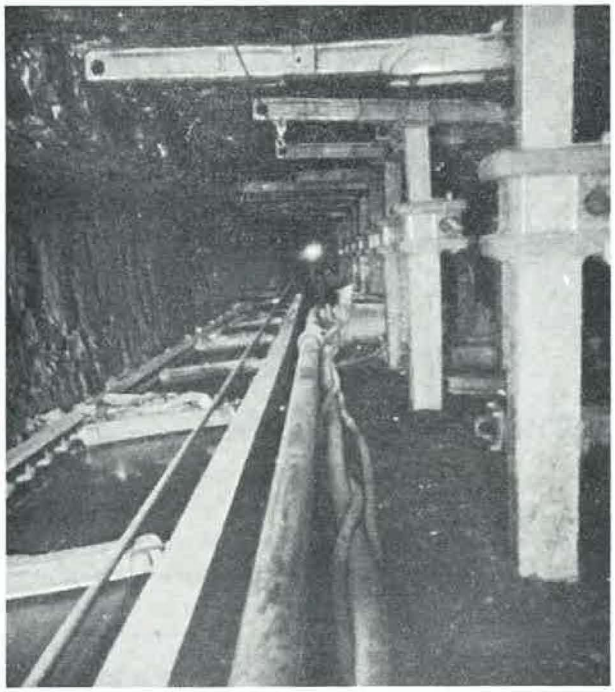


Fig. 7. — Front de taille prêt au havage (les derniers étançons le long du convoyeur n'ont pas encore été posés).

pompe Seaman Gullick) sont actionnées par de petits moteurs électriques de 5 ch. Ces pousseurs hydrauliques sont peu encombrants, mais l'eau d'échappement s'écoule sur le mur de la couche.

Personnel et résultats.

La machine fait normalement deux enlevures de 0,45 m, soit 0,90 m par poste (fig. 4). Depuis le premier novembre 1955, l'abattage se fait aux trois postes, ce qui permet de produire 900 tonnes par jour.

A chaque poste le personnel en taille comprend :

2 haveurs;

4 hommes pour le creusement des niches (ils utilisent des haveuses longwall) ;

16 hommes en taille pour le ripage du convoyeur, la pose et la dépose des étançons;

1 boutefeu au cas où il est nécessaire de miner en veine ou dans le toit pour provoquer le foudroyage.

Il faut ajouter 20 hommes (7 + 7 + 6) par jour pour le creusement des galeries et l'érection des murs de remblai, soit au total 90 hommes par jour pour une production nette de 900 tonnes.

Pendant toute la période où la taille n'a été attelée qu'à deux postes (60 hommes au total), la production hebdomadaire (avec 5 jours et parfois 5 1/2 de travail) a oscillé régulièrement aux environs de 3 100 à 3 200 t, ce qui correspond à un rendement taille de 16 tonnes environ, et un rendement taille et voies de 10 à 11 tonnes (fig. 5, 6 et 7).

Sécurité et hygiène.

La machine est équipée de pulvérisateurs qui arrosent les disques et le soc de chargement. Aucun homme ne travaille dans la partie soutenue par des bêles en porte-à-faux. La machine d'abattage travaille par enlevures étroites. On évite ainsi les larges porte-à-faux et le soutènement est rapidement posé après chaque enlevure de 45 cm.

Cet engin s'applique bien au charbon dur, aux tailles à toit court et à mur tendre. Il est susceptible d'une large extension et la division des East Midlands en avait 72 en commande pour l'année 1956.

Creusement des galeries.

L'exploitation de la taille ayant lieu aux trois postes, pour permettre le coupage de la voie sans entraver le travail de la taille, on a adopté la disposition donnée à la figure 8 pour le transport du charbon. Le convoyeur de taille est prolongé jusqu'au fond de la basse taille et le charbon est ramené à l'arrière par les deux convoyeurs à raclettes C_1 et C_2 sur la bande transporteuse *b*. Quand la taille a progressé de 20 à 25 m, on laisse une allée ouverte dans les remblais de la basse taille, on raccourcit le convoyeur C_1 et on place C_2 dans la nouvelle allée ainsi préparée.

Le soutènement de la voie est constitué de cintres métalliques en I, soit totalement rigides, soit faiblement coulissants (30 cm seulement). Le soutènement rigide est fortement déformé et même le soutènement coulissant laisse à désirer, car la marge de 30 cm est trop faible pour une veine de 1,25 m d'ouverture. Ce manque de coulissement du soutènement ne permet pas de profiter pleinement des avantages reconnus du bosseyement en arrière des fronts. La mine envisage d'essayer des cintres « Toussaint-Heintzmann » ou « Glockenprofil ».

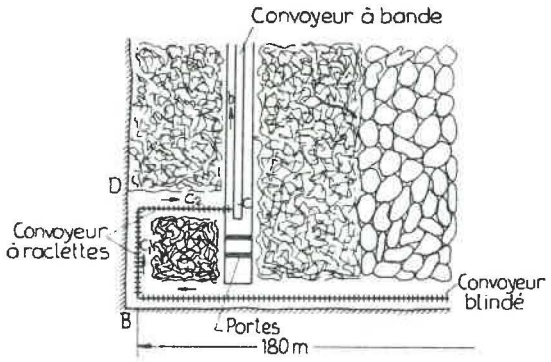


Fig. 8. — Détail du bosseyement en arrière des fronts.

VISITE A LA MINE ORMONDE

LE TREPANNER ANDERSON BOYES ET LE SOUTENEMENT MARCHANT SEAMAN GULLICK

La mine Ormonde est située dans la East Midlands Division, Area n° 5, près de la ville d'Heanor dans le Comté du Derbyshire, à 10 miles à l'ouest de Nottingham.

Elle comprend deux puits de 4,50 m de diamètre, foncés en 1906 jusqu'à la veine « Kilburn » à la profondeur de 350 m.

L'échelle stratigraphique (fig. 1) montre les couches recoupées par le puits.

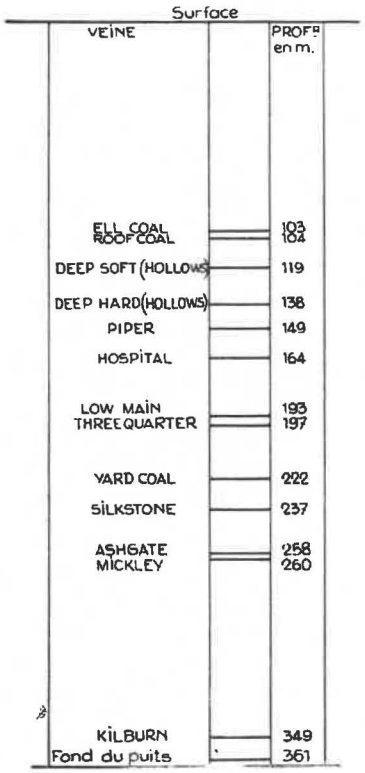


Fig. 1. — Echelle stratigraphique — Coupe à travers le puits sud à la mine Ormonde.

Les couches actuellement en exploitation et les tonnages produits par chacune d'elles ou prévus pour les années futures sont :

Veines	*Tonnes*			
	1955	*1956*	*1957*	*1958*
Piper	150	700	900	900
Low Main	1000	150	—	200
Silkstone	300	—	—	—
Mickley	600	1200	1200	1000
	2050	2050	2100	2100

Personnel inscrit : 1 059 hommes.

taille	*autres ouvriers du fond*	*surface*	*total*
434	371	254	1059

Rendements obtenus en 1955 :

taille	*fond total*	*surface*	*total (fond + surface)*
5,5 t	2,6 t	6,8 t	1,89 t

L'extraction se fait à deux postes temporairement au puits n° 2.

Avant la nationalisation, la société exploitant la mine Ormonde avait l'intention de l'arrêter et de concentrer la production à la mine voisine de Denby Hall.

Depuis la nationalisation, la politique est changée et la mine Ormonde dispose d'un nouveau champ d'exploitation, ce qui a nécessité un programme de modernisation. Ce programme prévoit :

1) La construction d'un lavoir à liquide dense de 250 t/h;

2) La réorganisation de la recette de surface et l'installation d'une machine d'extraction électrique de 900 ch;

3) La mise hors service des chaudières et l'accroissement de l'approvisionnement en électricité;

4) La construction de bains douches, cantines, etc.;

5) L'aménagement d'un nouvel accrochage au fond avec un silo d'emmagasinage et des transbordeurs.

Tous ces travaux étaient à peu près terminés au moment de la visite de la Commission.

Exploitation.

L'abattage du charbon est fortement mécanisé (1). Pendant l'année 1955, il y avait trois abatteuses-chargeuses en service :

1 Trepanner
1 Meco-Moore

(1) A noter que la Division qui extrait 40 millions de tonnes par an a commandé 13 trepanners pour 1956 (le constructeur ne peut en fournir davantage) et 72 disc-shearers.

1 Anderton shearer (haveuses à disques verticaux)
qui ont fourni près de 50 % de la production totale de la mine.

Le haut degré de mécanisation de l'abattage et du chargement est dû en grande partie au succès du trepanner.

Les premiers essais avec le trepanner ont été effectués en 1951 avec une machine à une seule tête coupante. Devant l'efficacité du système, on a construit une machine symétrique et, pour faciliter les essais, on a choisi une taille où les conditions de mur et de toit étaient particulièrement favorables.

Le trepanner a exploité avec succès la sixième taille dans la couche « Low Main » de 1,07 m d'ouverture et de puissance située à la profondeur de 220 m. Le charbon est très propre et se décolle facilement du toit. Les plans de clivage font un angle de 20° par rapport au front de taille. Le toit et le mur sont très bons. Le toit est psammitique et le mur est constitué d'un solide banc dur. On constate un peu de soufflage en taille après le week-end. La taille a 255 m de longueur. Les voies de tête et de pied sont distantes de 240 m d'axe en axe et on prend une basse-taille de 15 m.

Le trepanner travaille sur un front de 220 m, ce qui correspond à 86 % de la longueur totale de la taille.

Description de l'engin.

Le trepanner est une machine d'abattage et de chargement mécaniques, qui travaille par enlevures montantes relativement étroites de 70 à 75 centimètres utiles.

La machine est symétrique, il n'y a donc pas de perte de temps après chaque enlevure ni par suite de retournement de la machine, ni par un retour à vide improductif.

Vu la faible largeur de la machine, les niches à creuser aux extrémités de la taille sont étroites et faciles à faire avec un personnel réduit.

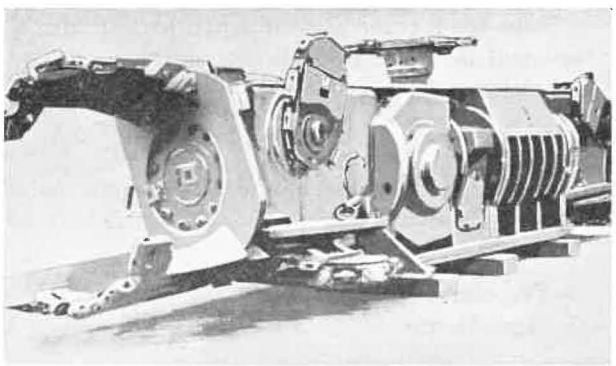


Fig. 2. — Vue générale du trepanner symétrique à deux têtes. On remarque le bras de havage horizontal pour la présaignée, les deux bras rouilleurs et le disque de havage au toit.

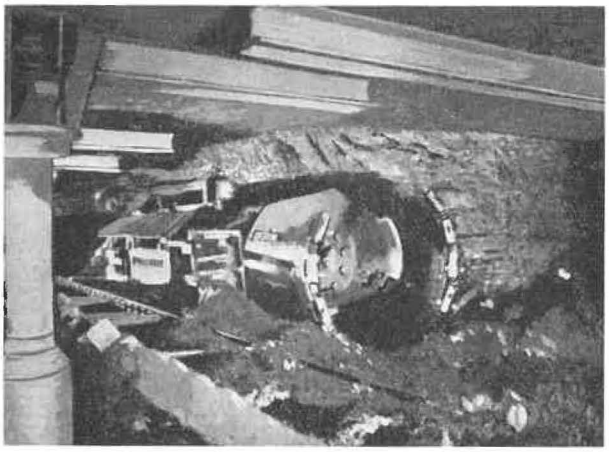


Fig. 3. — Trepanner en action dans la couche « Low Main ».

La machine attaque le massif au moyen d'une tête coupante composée de deux bras incurvés disposés en forme de pinces, à l'avant d'un plateau support (fig. 2). A l'avant, les bras portent chacun huit pics qui creusent une saignée cylindrique et découpent une carotte de charbon dont le débitage est achevé par des pics de broyage fixés sur le plateau vertical.

Le charbon abattu est brassé par le mouvement des bras et déversé latéralement sur le convoyeur à raclettes blindé qui dessert toute la taille.

Les têtes d'abattage ont un diamètre de 0,90 m environ (ce qui donne une largeur utile d'enlevure de 70 cm environ).

Un petit bras rouilleur est monté sur la paroi côté front de l'engin et tranche le sillon de toit à l'arrière. Sa hauteur de coupe peut être réglée hydrauliquement.

Si le charbon colle au toit, on utilise un disque de havage au toit monté au centre de la machine et qui sert dans les deux sens de marche. Si le sillon du toit est épais et si le charbon se décolle bien, on peut remplacer le disque de havage par un champignon armé de pics. Le corps de la machine est couvert sur toute sa longueur d'une forte tôle inclinée vers le convoyeur. Le charbon abattu par le disque de havage glisse ainsi immédiatement dans le convoyeur (fig. 3).

Pour préparer le charbon en avant de l'allée d'abattage et pour former un mur égal facilitant le déplacement du trepanner dans l'allée suivante, la machine est de plus équipée d'un bras de havage horizontal au mur. Ce bras fait une saignée de profondeur égale à celle d'une enlevure utile (environ 0,65 m). Les havrits sortant de cette saignée sont chargés sur le convoyeur par des palettes fixées au dos du plateau vertical portant les bras d'attaque (visible sur la fig. 2).

Quand on hale la machine, il est possible de mettre le bras de havage horizontal à l'abri en le

ramenant par pivotement sous la tête du trepanner.

La machine traîne à l'arrière un petit soc de chargement qui ramasse les fines restantes ou les blocs tombés de la paroi. Ce petit soc est déplacé et retourné quand la machine atteint une des extrémités de la taille; il sert donc dans les deux sens de marche.

L'engin est de construction entièrement symétrique : il possède deux têtes d'attaque travaillant alternativement — deux bras de havage horizontaux — deux bras rouilleurs — un disque de havage au toit. Il est commandé par un moteur électrique de 70 ch. La machine est équipée d'un levier de marche , d'un levier de renversement de marche et d'un bouton poussoir de sécurité assurant un arrêt instantané en cas de nécessité.

L'engin se hale sur une solide chaîne tendue d'un bout à l'autre de la taille le long du convoyeur blindé et solidement ancrée aux deux extrémités. Le pas de la chaîne est de 46 mm et les maillons de 12,5 mm de diamètre sont en acier spécial. On constate un allongement de la chaîne d'environ 75 cm pour 220 m de taille. Pour maintenir un engrènement correct du pignon, il faut soulever la chaîne sur tout l'ensemble de la taille. Pour l'empêcher de coller au mur, il faut exercer un effort de traction de 1 800 kg. Afin d'obtenir cet effort et pour supprimer les inconvénients de l'allongement, on a fixé les extrémités de la chaîne à des poussoirs hydrauliques portés par les têtes motrices du transporteur. Ces poussoirs sont alimentés par la pompe servant au fonctionnement des piles et des pousseurs du convoyeur.

Le pignon denté qui engrène avec la chaîne est entraîné par un moteur hydraulique. La chaîne résiste à un effort de traction de 15 à 20 t. Le halage continu a fait gagner 42 min par allée par rapport au halage discontinu avec câble.

Pour être à bonne portée du machiniste qui se déplace derrière le convoyeur dans les allées boisées, les commandes sont disposées dans un robuste pont arqué en forme d'auvent fixé en porte-à-faux au centre de la machine et qui enjambe le convoyeur (fig. 4). Ce pont supporte également le câble électrique souple alimentant le moteur du trepanner et le protège de toute dégradation (fig. 5). Les blocs de charbon de dimensions raisonnables passent sous le pont, tandis que les gros blocs sont écrasés entre le pont et les raclettes.

La machine a une longueur totale de 4,50 m et peut travailler dans une couche ayant 1 m de hauteur minimum. La vitesse de coupe peut atteindre 2,40 m/min. La vitesse moyenne atteinte au cours d'une longue période d'essai, y compris 31 % de temps d'arrêt, s'est élevée à 1,30 m/min.

L'alimentation du trepanner se fait à l'aide de deux câbles partant l'un de la voie de base, l'autre de la voie de tête. On change de câble au milieu

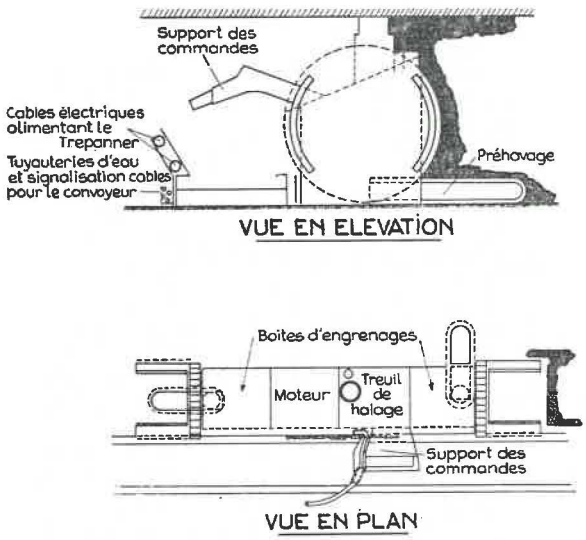


Fig. 4. — Coupe schématique montrant la position de la machine, le bras de préhavage, le convoyeur, les tuyauteries et les câbles.

de la taille. Un homme s'occupe de la boucle mobile du câble. On espère cependant trouver un dispositif protégeant suffisamment le câble pour éviter la présence d'un homme.

Le soutènement.

Vu la rapidité de progression du trepanner, il était indispensable de trouver un soutènement dont le rythme de pose et de dépose fut adapté à l'avancement rapide de l'engin d'abattage. Il était donc tout indiqué d'y essayer le soutènement marchant du type « Seaman Gullick » qui paraissait le mieux au point à ce moment.

Ce soutènement est constitué de piles hydrauliques. Ces piles sont toutes reliées à une canalisation d'eau sous pression qui parcourt toute la taille et qui est reliée en tête et au pied à deux pompes à piston Gullick, installées dans les galeries. Ces pompes commandées par un moteur de 5 ch

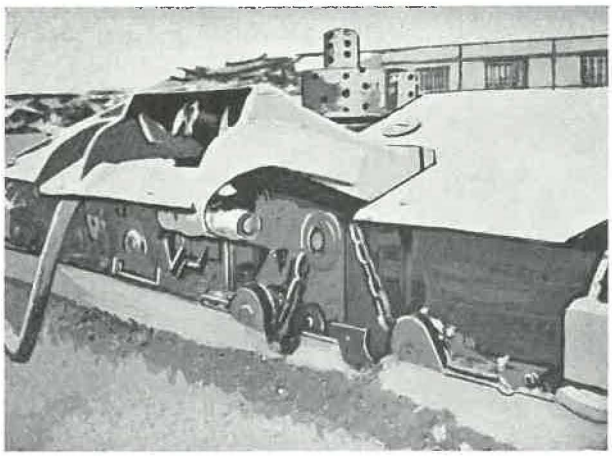


Fig. 5. — Le support des commandes a la forme d'un pont arqué qui enjambe le convoyeur et protège le câble électrique d'alimentation contre toute dégradation.

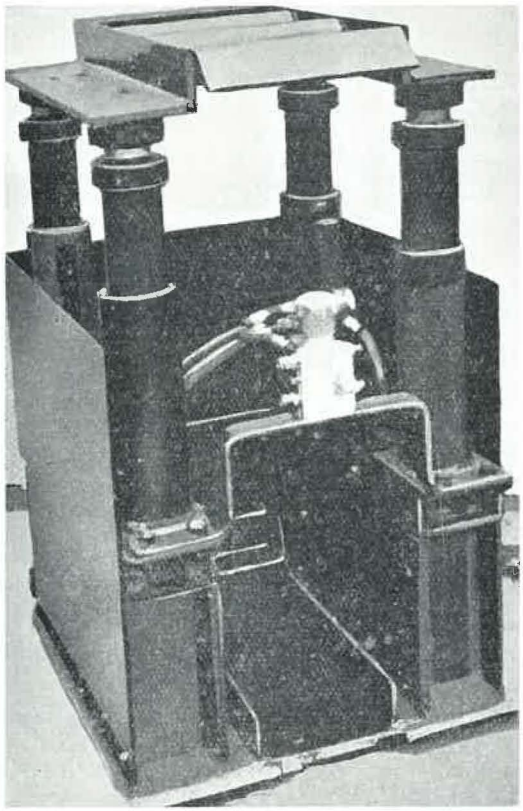


Fig. 6. — Vue intérieure de la pile marchante « Seaman Gullick » et des vannes de commande.

débitent ensemble 18 litres/minute sous une pression de 53 kg/cm². Le fluide utilisé est un mélange d'eau et d'huile soluble en très faible quantité, pour éviter la corrosion des fûts et des soupapes.

Les pompes puisent l'eau dans des cuves alimentées par la canalisation d'eau prévue pour la lutte contre l'incendie.

L'alimentation des piles et des pousseurs hydrauliques est assurée par des flexibles de 9,5 mm de diamètre.

La pile est constituée de quatre étançons hydrauliques assemblés sur un châssis rigide. La base de cette pile est formée d'une plaque solide, relevée à l'avant et à l'arrière en forme de patin (fig. 6). Les fûts inférieurs des quatre étançons formant une pile sont raccordés entre eux par des tuyauteries; il n'y en a donc qu'un qui est muni d'un robinet d'admission et d'une soupape d'échappement, ce qui simplifie considérablement la construction et les manœuvres. Cette disposition assure toujours une portance uniforme des quatre éléments.

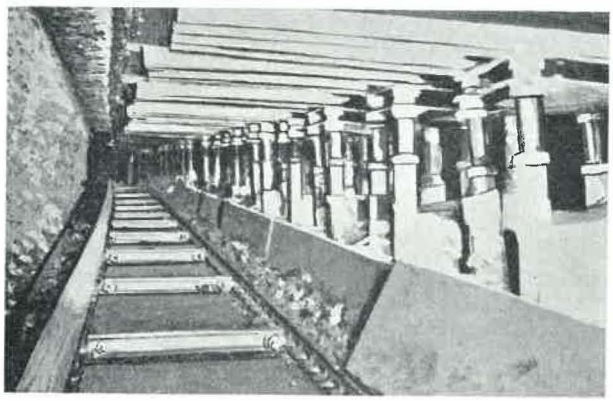


Fig. 7. — Vue de la taille équipée de piles marchantes du type « Seaman Gullick ».

Les quatre étançons sont coiffés de deux bêles parallèles, disposées perpendiculairement au front de taille et qui présentent un porte-à-faux de 1,20 m environ. Ces longues bêles permettent de laisser un passage libre et protégé entre la pile et le convoyeur et de soutenir le toit au-dessus du convoyeur (fig. 7).

Une pile sur quatre ou cinq est équipée d'un cylindre hydraulique horizontal à double effet, qui permet de pousser le convoyeur et de faire progresser la pile mécaniquement. La course du piston est de 0,70 m environ. Le cylindre horizontal est muni de quatre robinets (deux sur chaque face) assurant l'admission ou l'échappement de l'eau sur chacune des faces.

Les autres piles sont équipées d'un cylindre horizontal à simple effet fixé au convoyeur blindé, il assure le halage de la pile vers l'avant.

Une pile coûte 170 livres sterling environ.

Dans cette installation, l'eau qui s'échappe des étançons lors de la décharge de la pile, s'écoule librement dans la taille. Quand le mur est solide, ceci ne présente pas d'inconvénient, mais quand le mur est mou, l'eau peut altérer considérablement la qualité de la roche. On envisage de relier toutes les piles par une tuyauterie et de ramener l'eau d'échappement dans un réservoir placé dans la voie.

Il y a actuellement 130 piles en service dans la taille qui occupent un front de 165 m (soit 1,25 m à 1,30 m d'axe en axe).

La manœuvre complète de déplacement d'une pile dure une minute environ. Il est remarquable que le porte-à-faux des chapeaux métalliques provoque, au desserrage, un coulissement plus accentué des étançons côté front que côté remblai. Le ripage se fait alors sans difficulté, même s'il y a une bosse dans le toit.

L'ensemble paraît robuste et bien adapté aux travaux miniers. Les « maladies d'enfance » de ces piles n'auraient — au dire des ouvriers en taille — jamais réduit la production du chantier.

Le soutènement est complété par quelques étançons Dowty à large chapeau, placés entre les piles (fig. 8). Le foudroyage se fait bien, mais avec une ou deux allées de retard dans certaines zones le jour de la visite de la Commission.

Le ripage du convoyeur se fait à 9 ou 10 m derrière le trepanner; ce travail est assuré par deux hommes. Le déplacement des piles et des étançons Dowty est assuré par trois hommes. Ceux-ci suivent sans difficulté la progression rapide de l'engin d'abattage, qui peut atteindre 2,40 m par minute.

Les niches ou avant-tailles sont soutenues au moyen d'étançons hydrauliques Dowty à plateaux

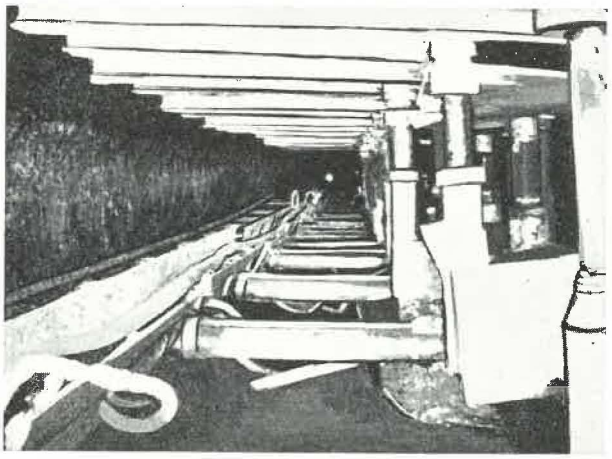


Fig. 8. — Architecture du soutènement. Actuellement le soutènement de la taille est renforcé par une file d'étançons hydrauliques Dowty disposés le long du convoyeur (entre le convoyeur et les piles). Ces étançons ne sont pas visibles sur la photographie.

spéciaux dans lesquels on passe des bêles glissantes. La machine étant étroite, il est facile d'adapter le soutènement au ripage de l'ensemble convoyeur et trepanner; il faut cependant prévoir des pousseurs hydrauliques plus puissants.

L'ensemble de l'opération de ripage de la machine dure environ 1/2 heure.

Matériel.

Le matériel utilisé en taille comporte :

1 trepanner;
2 haveuses pour les avant-tailles et les extrémités;
1 transporteur blindé;
1 convoyeur répartiteur;
39 pousseurs hydrauliques.

Tous ces engins utilisent l'énergie électrique ou hydraulique, elle-même fournie sur place par des pompes actionnées par moteurs électriques. Le courant à 3 300 V est transformé en courant à 550 V aux entrées du chantier par deux transformateurs de 150 et 200 kVA (fig. 9).

L'appareillage de la tête de taille comporte six coffrets, dont un en réserve.

Les cinq coffrets en service sont utilisés pour :
la haveuse de l'avant-taille de tête;
la pompe Seaman-Gullick pour les piles et les pousseurs;
le compresseur pour les essais de boulonnage du toit en galerie;
la perforatrice électrique pour la foration des trous en charbon;
le trepanner dans la moitié supérieure de la taille.

L'appareillage du pied de taille comporte au total 10 coffrets répartis en deux séries.

4 coffrets dont 1 de réserve pour l'alimentation des trois moteurs de 50 à 60 ch du convoyeur à raclettes blindé de la taille. Ces coffrets sont disposés de façon à assurer le démarrage en séquence des trois moteurs à partir d'une unité maîtresse de commande et ils sont enclenchés de telle façon que l'ouverture d'un démarreur coupe le courant dans les deux autres; des interrupteurs sélecteurs dans chacun des coffrets permettent de faire marcher chaque moteur individuellement quand c'est nécessaire.

6 coffrets dont 1 de réserve alimentent :
la haveuse de l'avant-taille;
la perforatrice pour le bosseyement et pour la foration des trous en charbon;
la pompe Seaman-Gullick;
le trepanner dans la moitié inférieure de la taille (câble souple à cinq conducteurs);
le convoyeur répartiteur.

L'ensemble du matériel équipant la taille a une valeur globale de 45 000 livres.

Résultats.

Le tableau 1 donne la répartition du personnel de la taille aux différents postes.

Le tableau 2 donne les résultats obtenus en novembre 1954.

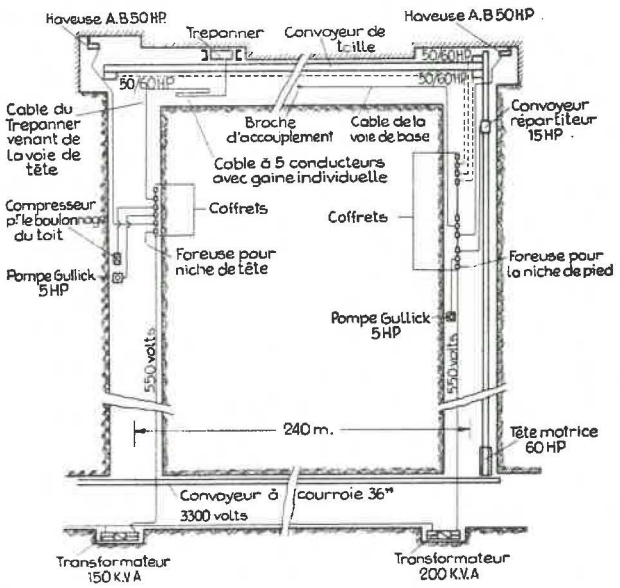


Fig. 9. — Schéma de l'ensemble de l'appareillage électrique du chantier pour l'alimentation de tous les engins.

TABLEAU 1.

Travail	*Poste du jour*	*Poste de l'après-midi*	*Poste de nuit*	*Total*
Conduite de la machine	1	1	—	2
Avancement des bêles glissantes	2	2	—	4
Ripage du convoyeur	2	2	—	4
Pose et dépose des étançons	3	3	—	6
Avancement des piles	3	3	—	6
Surveillance du câble électrique	1	1	—	2
Total de l'équipe de la machine	12	12	—	24
Extrémité et avant-taille de tête	3	3	—	6
Extrémité et avant-taille de pied	4	4	—	8
Machiniste du convoyeur	2	2	—	4
Boutefeux	1	1	—	2
Coupeurs de galeries	—	—	9	9
Total des ouvriers en taille	22	22	9	53
Ajusteurs	1	1	1	3
Porions	1	1	1	3
Total des « autres »	2	2	2	6
Total général	24	24	11	59

TABLEAU 2.

Détail		*Performances réelles pour les quatre semaines terminées le 27-11-54*	*Meilleures performances hebdomadaires. Semaine terminée le 27-11-54*
Longueur totale abattue et chargée	m	17 000	5 000
Avancement total de la taille	m	47,80	14,20
Puissance de la veine		1,09	1,09
Nombre de postes de travail de la machine		44	11
Production nette	t	15 475	4 786
Nombre de postes effectués (y compris les heures supplémentaires)		1 275	332
Longueur abattue par poste de travail de la machine	m	385	468
Avancement de la taille	m	1,09	1,30
Production nette	t	352	435
Rendement en charbon net pour la taille	t	12,2	14,4
Frais de main-d'œuvre par tonne		5 s. 1.5 d	4 s 4.7 d

Le tableau 3 donne les performances escomptées.

TABLEAU 3.

Longueur de front de taille abattue et chargée	m	6 150
Avancement total de la taille	m	18
Nombre de postes de travail de la machine		11
Production nette	t	5 600
Nombre de postes effectués		328
Longueur moyenne abattue par poste de travail	m	560
Production nette moyenne	t	510
Rendement (charbon net)	t	19
Prix de revient de la main-d'œuvre par tonne		3 s 7.5 d

Le rendement de la taille est de 11 à 12 tonnes; il faut remarquer que le déblocage général n'est pas suffisant pour absorber la production de pointe du trepanner, ce qui donne lieu à des arrêts fréquents du convoyeur de taille et de la machine d'abattage.

Au point de vue granulométrie, les produits sont comparables à ceux obtenus avec les autres machines d'abattage (Meco-Moore) dans d'autres tailles de la même couche.

L'ensemble trepanner, convoyeur blindé et piles marchantes est particulièrement impressionnant et spectaculaire. Déjà dans sa forme actuelle, cet ensemble a franchi le stade des essais préliminaires et peut être considéré comme utilisable dans des tailles dont le toit est suffisamment cohérent pour ne pas se fragmenter lors du desserrage d'une pile.

Soutènement en galeries.

La première partie de la galerie de tête est revêtue de cadres cintrés rigides (en deux pièces). Ces cadres sont complètement déformés et tordus et ont pénétré profondément dans le mur malgré la faible profondeur (250 m). Vers les fronts, ce soutènement rigide a été remplacé par des piles de bois bourrées de pierres édifiées de part et d'autre de la voie et les dalles de toit et de mur renforcées par boulonnage. Ce soutènement élastique s'affaisse en harmonie avec le toit qui conserve toute sa cohésion grâce au boulonnage. La tenue de la section boulonnée était très bonne et les désordres dus à l'emploi d'un soutènement rigide ont complètement disparu.

Aménagement des recettes de la surface et du fond.

Avant la modernisation, l'extraction était assurée par les deux puits fonctionnant pendant un poste. Les berlines avaient une capacité de 850 litres; les cages avaient deux paliers de deux berlines chacun, soit une charge utile de 3 400 kg par trait.

Le temps de décagement était long par rapport à la durée du trait (vu la faible profondeur d'extraction) et les manœuvres aux recettes du fond et de la surface occupaient au total 49 personnes aux deux puits.

Actuellement, les cages sont à un seul palier d'une berline dont la capacité est de 3 1/4 tonnes. L'écartement des voies a été maintenu à 675 mm à cause des dimensions du puits.

Les manœuvres d'encagement et de décagement ont été fortement écourtées, ce qui a permis d'augmenter le nombre de traits à l'heure (80) et de porter la capacité d'extraction à 260 t/h. La durée totale d'un trait, manœuvre comprise, n'est plus que de 45 secondes.

Les circuits de berlines du fond et de la surface ont été considérablement simplifiés.

Le circuit de surface comporte simplement deux transbordeurs et une voie parallèle au puits équipée d'un culbuteur (fig. 10).

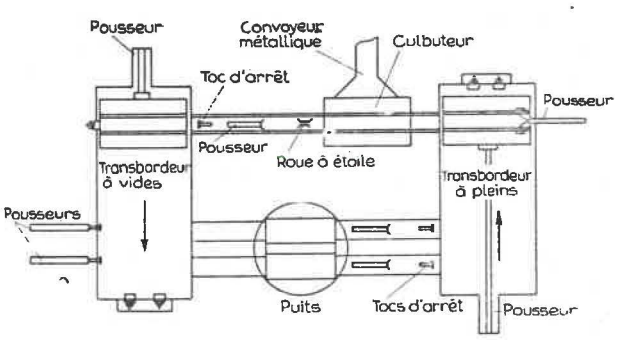


Fig. 10. — Circuit des berlines en surface.

Quand une cage arrive en surface, un pousseur placé au delà du transbordeur à vides pousse la vide dans la cage. La pleine sort de la cage et vient prendre place sur le transbordeur à pleines.

Les deux transbordeurs se déplacent simultanément vers la voie du culbuteur. Un pousseur envoie la pleine vers le culbuteur qui du même coup envoie la berline, qui vient d'être vidée, sur le culbuteur à vides.

Les deux transbordeurs sont de nouveau déplacés simultanément et ramenés en face de la cage qui va arriver en surface (donc alternativement devant l'une ou l'autre cage).

Le circuit des berlines du fond est identique à celui de la surface, mais sur la voie parallèle au puits, le culbuteur est remplacé par un point de chargement (fig. 11). Pendant le remplissage, la berline occupe successivement deux positions de façon à assurer un chargement correct.

Il y a au total 6 berlines :

2 dans le circuit du fond;
2 dans les cages;
2 dans le circuit de surface.

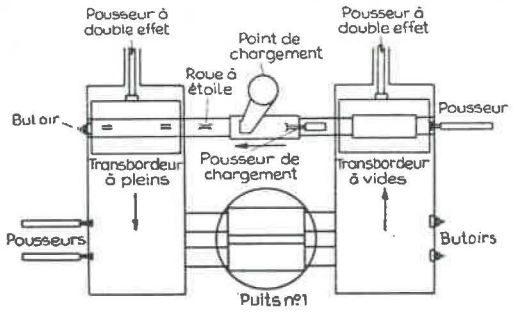


Fig. 11. — Circuit des berlines au fond.

Toutes les opérations sont commandées mécaniquement suivant une séquence parfaitement réglée :

le décagement;
le mouvement des transbordeurs;
le culbutage en surface ou le chargement au fond.

Un seul homme à chaque recette, placé dans une cabine bien aménagée, surveille et commande l'ensemble des opérations.

Toutes les manutentions au fond et à la surface sont assurées par deux hommes contre 49 précédemment.

Dans un but de sécurité, tous les appareils des deux circuits peuvent être actionnés à l'aide de vannes pneumatiques placées à proximité de chacun des appareils.

A la recette du fond, le charbon est amené par convoyeur à courroie à 25 m au-dessus de l'accrochage et déversé dans un silo constitué par un burquin de 25 m de hauteur et 4,50 m de diamètre, équipé d'un descenseur en spirale de 1,50 m de diamètre.

Au point de chargement, le charbon est amené en berline par un distributeur vibrant « Sherwin » de la firme Fraser et Chalmers.

VISITE DES ATELIERS ET MAGASINS CENTRAUX DE L'AREA N° 1

(East Midlands Division)

Le souci d'approvisionnements moins onéreux (réduction des stocks), plus cohérents (standardisation nécessaire), de réparations plus rapides et mieux faites (personnel hautement qualifié, parc de machines-outils plus important, etc.) de suppression des doubles-emplois (ateliers mal utilisés) a conduit l'Area n° 1 (dont la production est de 40 000 t/j, un peu plus que celle du Bassin de Campine) à concentrer ses services d'atelier et de magasins dans l'installation centrale de Duckmanton qui dessert ainsi vingt mines. Chacune de ces mines ne conserve plus qu'un personnel réduit d'entretien ou d'intervention en première urgence, et le stockage de certains matériels (par exemple : bois, cintres métalliques, rails).

Outre les réparations et l'entretien courant, l'atelier central peut aussi construire certains matériels et équipements plus rapidement et parfois moins cher que les fabricants. Il est placé près des magasins et du garage central de l'Area dont il peut utiliser à tout moment les moyens de transport (camions en particulier).

L'atelier central est situé à Duckmanton, à 8 km au sud de Chesterfield, environ au centre du groupe et à moins de 15 km de la mine la plus éloignée.

L'atelier a été conçu et construit après la nationalisation. Il a été mis en service au mois d'août 1951 (fig. 1). Il couvre une superficie d'environ 8 000 m² (100 × 80 m), divisée en quatre travées de 100 × 20 m de largeur, dont une avec étage.

L'atelier comprend trois départements principaux et deux auxiliaires.

1°) *Mécanique générale* (fig. 2).

Ce département s'occupe de l'entretien et de la réparation des :

pompes
haveuses
treuils
convoyeurs
têtes motrices
locomotives
bulldozers (pour les mises à terril)
machines diverses.

Les haveuses défilent dans l'atelier à raison de 4 par semaine — on s'équipe pour en traiter 6. Après remontage, les machines sont envoyées au banc d'essai pendant 4 à 5 heures, puis sont entreposées au magasin.

2°) *Forge — soutènement — travail de la tôle.*

Ce département s'occupe en particulier de reforger et recharger les outils (pics de haveuses, taillants de foreuses), les coussinets à antifriction.

Il traite 10 000 pics de haveuses par semaine et 9 000 taillants de fleurets.

Il révise et entretient les étançons hydrauliques.

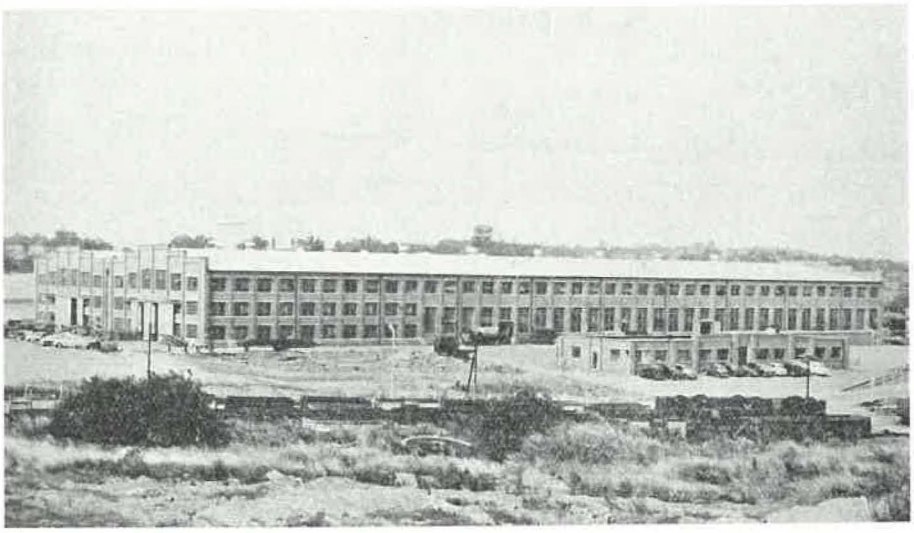


Fig. 1. — Vue d'ensemble de l'atelier central.

Il traite environ 120 étançons par jour — Après réparation, les étançons sont essayés à la presse et doivent coulisser sous une charge de 20 tonnes. Il y a environ 30 000 étançons en service dans l'Area. Ces étançons passent à l'atelier en moyenne une fois par an. Le coût des réparations s'élève donc à 280 F belges par an, par étançon (fig. 3).



Fig. 2. — Vue de la section de mécanique générale (démontage et entretien des engins du fond).

3°) *Electricité.*

Ce département s'occupe des rebobinages, de la réparation des câbles souples, de la réparation et de l'entretien des coffrets de chantier, des contacteurs, des exploseurs, des perforatrices, des moteurs, etc. (fig. 4).

L'atelier traite mensuellement :

26 contacteurs,
70 moteurs dont 20 sont rebobinés,
70 à 80 perforatrices électriques,
100 exploseurs.

Les défauts non apparents des câbles sont décelés au moyen d'un appareillage approprié. Les câ-

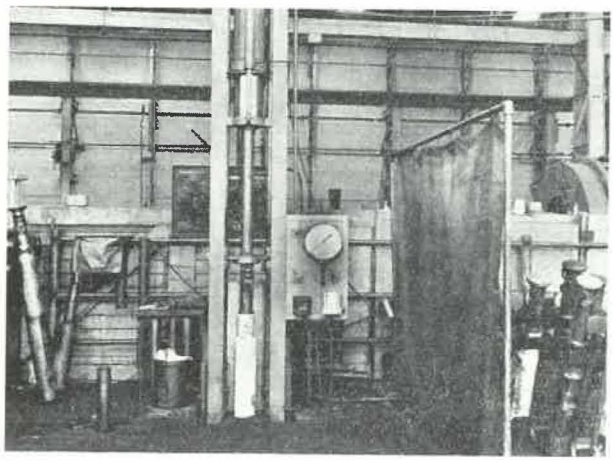


Fig. 3. — Atelier de réparation et de contrôle des étançons hydrauliques Dowty.

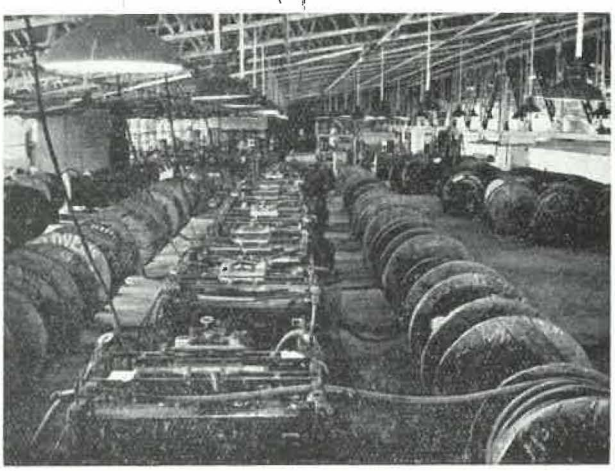
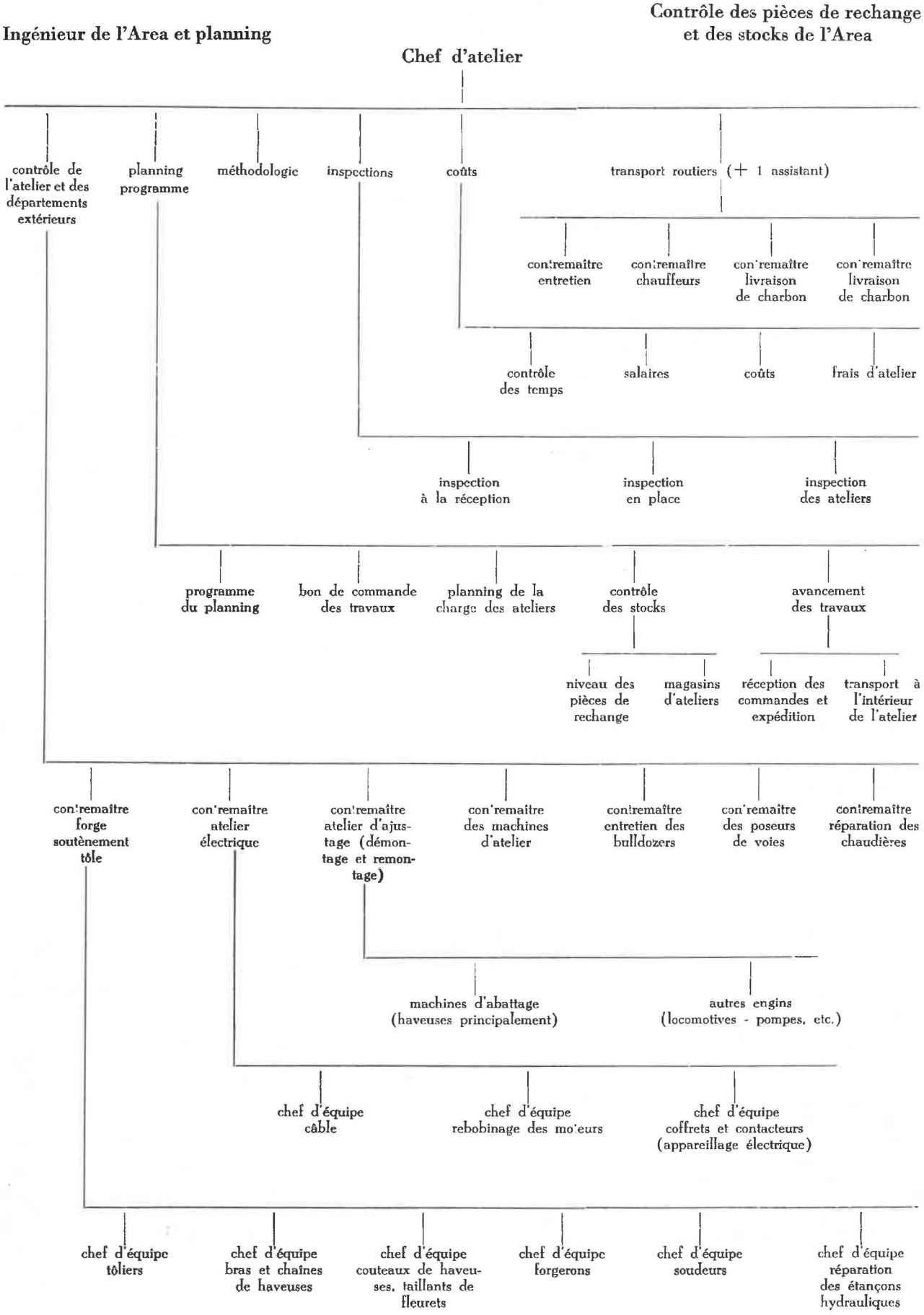


Fig. 4. — Vue générale de la section d'entretien des câbles électriques.

TABLEAU I.


Ingénieur de l'Area et planning
Contrôle des pièces de rechange et des stocks de l'Area
Chef d'atelier
contrôle de l'atelier et des départements extérieurs
planning programme
méthodologie
inspections
coûts
transport routiers (+ 1 assistant)
contremaître entretien
contremaître chauffeurs
contremaître livraison de charbon
contremaître livraison de charbon
contrôle des temps
salaires
coûts
frais d'atelier
inspection à la réception
inspection en place
inspection des ateliers
programme du planning
bon de commande des travaux
planning de la charge des ateliers
contrôle des stocks
avancement des travaux
niveau des pièces de rechange
magasins d'ateliers
réception des commandes et expédition
transport à l'intérieur de l'atelier
contremaître forge soutènement tôle
contremaître atelier électrique
contremaître atelier d'ajustage (démontage et remontage)
contremaître des machines d'atelier
contremaître entretien des bulldozers
contremaître des poseurs de voies
contremaître réparation des chaudières
machines d'abattage (haveuses principalement)
autres engins (locomotives - pompes, etc.)
chef d'équipe câble
chef d'équipe rebobinage des moteurs
chef d'équipe coffrets et contacteurs (appareillage électrique)
chef d'équipe tôliers
chef d'équipe bras et chaînes de haveuses
chef d'équipe couteaux de haveuses, taillants de fleurets
chef d'équipe forgerons
chef d'équipe soudeurs
chef d'équipe réparation des étançons hydrauliques

bles passent à la section de vulcanisation, puis sont à nouveau inspectés et testés avant de rentrer au magasin.

L'atelier traite 120 câbles par semaine.

4°) *Métallurgie.*

Un petit département de métallurgie étudie les pièces avariées mettant en jeu la sécurité du personnel (métallographie, examen radioscopique, magnétique, etc.) et cherche à en améliorer la spécification.

5°) *Travaux extérieurs.*

Enfin, l'atelier central organise le travail d'une centaine d'ouvriers travaillant à l'extérieur (spécialistes des chaudières, cantonniers de voies ferrées, conducteurs de bulldozers, peintres, monteurs, électriciens), non compris des ouvriers affectés aux travaux urgents (dimanche et jours fériés) et aux gros incidents; ces ouvriers peuvent être délégués dans les diverses mines.

Organisation et contrôle.

L'organigramme de l'atelier est donné au tableau I.

Il comporte les six sections suivantes :

1) surveillance du personnel et des travaux d'atelier;
2) planning;
3) méthodes;
4) inspection;
5) coûts;
6) transports routiers.

L'effectif total de l'atelier central (transports exclus) représente 405 hommes qui sont sous la conduite de 7 contremaîtres. Ceux-ci ont à leur tour plusieurs chefs d'équipe sous leurs ordres, suivant l'importance du département qu'ils surveillent.

La répartition du personnel suivant les ateliers est la suivante :

atelier forge et soutènement	87
atelier électrique	88
atelier de démontage et de montage (mécanique générale)	110
atelier des machines outils	36
atelier d'entretien des bulldozers	24
pose et entretien des voies de chemin de fer	34
atelier de réparation des chaudières	12
	391
autres (personnel dans les magasins, peintres, etc.)	14
total :	405

Planning.

La mine établit un bon de réquisition pour un travail déterminé. Ce bon est examiné par le bureau de planning qui décide si le travail est possible et économiquement réalisable par l'atelier. Après approbation, le bon de réquisition reçoit un numéro d'ordre et une fiche de base est établie avec les renseignements suivants :

1) un ordre de travail pour le contremaître de l'atelier pour le début du démontage — Pour faciliter le travail, on utilise des couleurs différentes par atelier;
2) une carte sur laquelle figurera la progression du travail (progress card);
3) une estimation du temps que durera chacune des opérations;
4) une carte des coûts.

Chaque engin est démonté et les pièces nettoyées. Le rapport d'inspection est alors complété et retourné au département du « Planning ». Un « Planning Master » détermine les pièces encore bonnes et commande (par bons) au magasin les pièces de rechange nécessaires.

On a constaté que certaines parties d'un équipement standard nécessitent fréquemment des réparations. Dans un but de simplification et d'économie, celles-ci sont fournies en tas à l'atelier.

Le Planning Master établit les documents suivants :

1) une carte de travail donnant les détails des travaux qui doivent être exécutés pour chaque opération individuelle,
2) une feuille de route indiquant le trajet à suivre et la progression du travail dans les différents départements,
3) une copie de la progression du travail établi par le Planning Master,
4) une enveloppe qui accompagne l'engin dans sa progression dans l'atelier et qui contient les plans et la carte de route.

La carte de travail est placée au bureau du contremaître, tandis que la carte de route et l'enveloppe accompagnent l'engin dans l'atelier. A la fin du travail, on indique sur celle-ci le département suivant vers lequel l'engin doit être dirigé.

Méthodologie.

Pour standardiser la récupération de rechange, chaque problème associé est soumis au département Méthode qui fait les plans nécessaires et donne la méthode de récupération. Au cas où il s'agit d'équipement antigrisouteux, des méthodes spéciales sont soumises pour approbation à l'ingénieur en chef de la division.

Inspection.

Huit inspecteurs sont employés à l'atelier, y compris le chef inspecteur qui est directement responsable vis-à-vis du chef d'atelier.

Le département est responsable des inspections aux points suivants :

1) inspection des pièces de machine après démontage et nettoyage,
2) inspections intermédiaire et finale quand des pièces ont été récupérées ou fabriquées,
3) inspection intermédiaire lors de l'assemblage d'une machine ou partie importante de machine,
4) inspection finale et essais au banc d'épreuve après assemblage.

Magasins d'atelier.

Il est apparu nécessaire de créer un magasin d'atelier pour avoir un stock des pièces les plus fréquemment utilisées.

Cette section est contrôlée par un chef magasinier rattaché au département du planning; il est responsable des stocks minimums et de l'établissement des demandes pour le réapprovisionnement. Les demandes de pièces sont complétées par le département du planning.

Les demandes de pièces sont prénumérotées sur la réquisition et sur la souche. Toutes les demandes pour un même engin sont agrafées et passent chez le magasinier. Celui-ci retient les demandes qu'il peut satisfaire. Celles-ci sont pourvues d'un cachet rouge et envoyées au département des coûts.

Mouvements (Progress).

Les activités de ce département sont :

1) établir l'accusé de réception de tous les engins entrant à l'atelier;
2) établir la charge des ateliers d'après le programme dressé par le département du planning. Les sections de ce département sont responsables du transport des engins d'un département à l'autre à l'intérieur de l'atelier et veillent à pourvoir les ateliers en pièces de rechange en temps opportun. Ces manutentions s'effectuent d'après la carte de route établie par le département du planning;
3) tenir à jour la copie du département du planning pour la progression de l'engin dans l'atelier d'après les cartes de travail;
4) tenir à jour la copie de la progression de l'ensemble des travaux;
5) établir un procès-verbal périodique de la position de l'engin d'après la date exigée pour la finition;
6) quand un travail est achevé, la copie de la carte de progression est envoyée au département des coûts. Le département veille à ce que l'engin réparé soit stocké en magasin ou soit renvoyé à la mine avec le certificat d'essai approprié.

Coûts.

Les coûts sont établis séparément pour chaque travail et établis suivant les quatre rubriques :

1) main-d'œuvre;
2) matériel;
3) dépenses directes;
4) frais généraux (amortissements).

Chaque ouvrier remplit une carte de travail pour chaque opération effectuée chaque jour. A la fin du poste de travail, les ouvriers remettent leur carte au bureau d'étude des temps où elles sont récapitulées et vérifiées. Les indications suivantes sont en possession du contrôleur des temps :

1) unités de temps,
2) temps supplémentaire,
3) salaires correspondant au temps de travail,
4) le numéro d'ordre du travail.

Ces cartes sont triées à ce bureau suivant le numéro de l'atelier et le numéro d'ordre du travail et envoyées au département des coûts. Celui-ci retient les cartes pendant une semaine et totalise les temps pour chaque travail. Les dépenses en salaires sont alors portées sur les cartes de travail, ainsi que les dépenses en matériel provenant des magasins.

Les dépenses directes comprennent les sommes payées à des firmes étrangères pour l'exécution de travaux impossibles à réaliser ou qui ne peuvent être réalisés économiquement à l'atelier. Ces travaux sont récapitulés chaque mois et portés directement sur les bons de réquisition de différents travaux (fig. 5).

Les frais généraux et amortissements diffèrent d'une section à l'autre de l'atelier afin d'obtenir des coûts plus réels qui pourront être comparés



Fig. 5. — Vue de la section « Machines outils ».

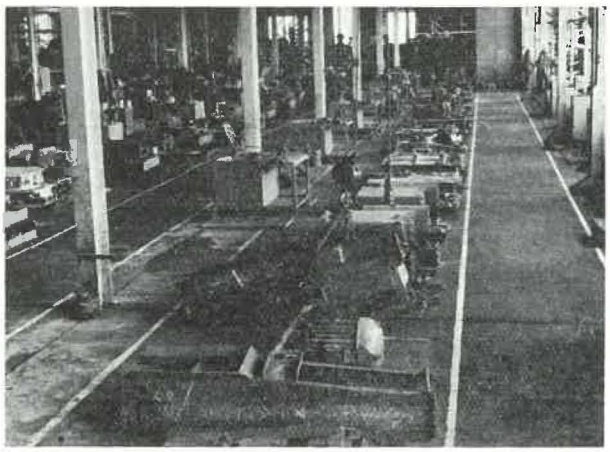


Fig. 6. — Vue de la section « entretien des engins de tailles ».

avec ceux de firmes étrangères. C'est ainsi par exemple que, par rapport aux frais de main-d'œuvre, les frais généraux s'élèvent à :

213 % pour l'atelier des machines,
89 % pour l'atelier de démontage et montage,
143 % pour l'atelier électrique,
112 % pour l'atelier, forge, tôles, soutènement.

A la fin du mois, toutes les cartes de travail sont retriées par mine et par travail et un extrait des coûts et des charges est envoyé au directeur de chacune des mines.

Pour les besoins du planning, les ateliers sont divisés en 38 rubriques opérationnelles différentes et le temps estimé pour chaque opération est porté sur chaque bon de réquisition. Pour avoir une bonne idée de la charge de l'atelier, il est indispensable de réajuster continuellement le planning pour tenir compte des différences entre les temps estimés et les temps réels.

Chaque mois, on établit un document donnant les coûts de chacun des travaux types effectués par l'atelier et, pour faciliter les comparaisons, on reporte sur ce document les coûts du mois précédent et ceux de l'année précédente. Ceci permet de déceler et de rechercher les causes de fluctuation dans les coûts.

Il semble bien qu'à l'usage une telle formule se soit révélée économique, même si les mines ne lui trouvent pas toujours la souplesse désirable. Mais la concentration est un art difficile et un atelier central à cette échelle vaut ce que vaut son chef, qui doit rester en contact assez proche avec les exploitants pour comprendre l'urgence de leurs demandes et ne pas les juger seulement en fonction du seul prix de revient atelier.

VISITE CHEZ LES CONSTRUCTEURS DE MATERIEL MINIER

Au cours des visites chez les constructeurs de matériel minier, nous avons eu l'occasion de voir :

1) à la firme Dowty, le nouveau prototype de soutènement marchant construit par cette firme. Ce dispositif a été décrit en détail dans le Bulletin technique « Mines » n° 50, mars 1956, p. 1010 et 1011, de l'Institut National de l'Industrie Charbonnière;

2) à la firme Markham, une machine remplissant la double fonction du concasseur et de la remblayeuse pneumatique destinée à permettre le transport pneumatique vers les remblais des pierres de bosseyement des voies (principalement des voies de pied de taille). Il s'agit d'une remblayeuse cellulaire du genre Beien ou Brieden, dont les bords des cloisons des cellules sont solidement renforcés pour assurer le concassage des pierres entre la cellule et le bâti de la machine.

Un prototype de remblayeuse Markham de ce genre est à l'essai dans un charbonnage belge.

Conférence Internationale sur le développement de la technologie chimique dans l'industrie charbonnière et les industries connexes

Stoke Orchard (Cheltenham), juin 1956

COMPTE RENDU par INICHAR (Suite et fin) (*)

L'ETUDE DES GOUDRONS OBTENUS DANS LA CARBONISATION EN FLUIDISE

par G. H. WATSON et A. FOWLER WILLIAMS

(Coal Research Establishment, N.C.B.)

I. — INTRODUCTION

La pollution de l'atmosphère par la fumée provenant des feux de charbon est une question de grave préoccupation nationale. Une des causes les plus sérieures de cette pollution est la combustion de charbon bitumineux dans les foyers domestiques à grille ouverte. C'est pourquoi le National Coal Board effectue des recherches en vue d'augmenter la fourniture de combustibles solides réactifs et sans fumée pour l'utilisation domestique. L'objectif principal est d'élaborer des méthodes économiques de traitement des charbons peu houillifiés, non cokéfiants, à forte teneur en matières volatiles, qui sont plus aisément disponibles et ne conviennent pas pour la production de coke ou d'autres combustibles sans fumée par les procédés actuellement pratiqués.

Un stade essentiel, dans tout procédé de production de combustible sans fumée, est l'élimination totale ou partielle des matières volatiles du charbon utilisé. Une façon favorable d'aborder ce problème est la carbonisation du charbon à basse température en lit fluidisé. Cette technique offre l'avantage d'un transfert thermique et massique élevé, de la facilité de manutention des produits solides et d'un débit très élevé par unité de volume de réaction, avec les économies qui en découlent dans les dépenses de capital, de main-d'œuvre et d'énergie.

Au Coal Research Establishment du National Coal Board, on a commencé, en carbonisant quelques charbons des Midlands, une étude sur les possibilités de la carbonisation en lit fluidisé, dans un petit carboniseur de deux pouces (5 cm), de charbons à forte teneur en matières volatiles. Les expériences furent faites, en premier lieu, pour étudier le comportement des charbons et le fonctionnement de l'installation. La quantité de goudron provenant de n'importe quel essai individuel était trop faible pour un examen détaillé et nous dûmes nous contenter de déterminer la nature générale des échantillons. Il ne fut possible de mesurer que la teneur totale en phénols, bases et produits neutres. On fit cette mesure en dissolvant le goudron dans le benzène, en séparant par filtration les matières insolubles dans le benzène et en extrayant de la partie soluble les phénols et les bases par lavage par l'alcali et l'acide dilués — mode opératoire rendu nécessaire par la viscosité élevée du goudron.

Quelques analyses typiques sont indiquées au Tableau I.

Les expériences de carbonisation montrèrent qu'on pouvait attendre de la carbonisation en fluidisé, à basse température, de charbon à teneur élevée en matières volatiles, un rendement très élevé en goudron. Le goudron aurait une teneur élevée en phénols (20 à 25 %), mais, comme on le constata ultérieurement, contiendrait une forte proportion de produits à point d'ébullition élevé.

Il était clair que, si la carbonisation en fluidisé devait être finalement pratiquée sur une large

(*) Les première et deuxième parties de cet article ont paru dans les numéros de novembre 1956 et janvier 1957.

TABLEAU I.

Analyse du goudron obtenu au carboniscur à lit fluidisé de 2 pouces de diamètre.

Charbon de Binley — Fluidisation à l'azote.
% en poids sur goudron sec, tel quel.

Température moyenne de carbonisation (° C)	*Densité du goudron sec 15,5/15,5° C*	*Charbon entraîné plus carbone libre (%)*	*Goudron insoluble dans le benzène (%)*	*Acides du goudron (%)*	*Bases (%)*	*Huile neutre (%)*	*Résidus goudronneux * (%)*
500	1,090	0,8	5,2	25,5	2,2	54,5	11,8
600	1,090	0,5	7,8	26,3	1,7	54,5	9,2
650	1,087	0,7	4,4	27,3	1,9	60,5	5,2

* Ces composés ne sont pas des éléments constitutifs du goudron mais sont produits au cours des extractions, principalement au cours de celle à la soude caustique.

échelle, on produirait de très grandes quantités de goudron, pour lesquelles il faudrait trouver les moyens d'utilisation les plus avantageux. En fait, la stabilité économique du procédé peut être influencée de façon critique par l'établissement d'un débouché satisfaisant et permanent pour les sous-produits.

On supposait que les goudrons produits par la carbonisation en fluidisé de charbons peu houillifiés à teneur élevée en matières volatiles seraient, à de nombreux points de vue, d'un caractère nouveau, et qu'il faudrait un abondant travail de recherche pour trouver les méthodes les plus avantageuses de traitement de ces goudrons. Le premier stade était une étude approfondie de la nature du goudron. Ceci exigeait beaucoup plus de produit que ce dont on avait pu disposer jusqu'ici. Obtenir cette quantité de produit en une seule marche n'aurait été possible qu'avec des appareils de carbonisation plus grands que le carboniseur de deux pouces utilisé, et, bien que l'on ait préparé des plans pour la construction d'un tel appareillage, il n'a pas été construit. C'est pourquoi l'on fit successivement un certain nombre de marches avec un charbon caractéristique et dans des conditions de carbonisation typiques, dans le seul but d'obtenir du goudron pour l'examiner. Bien que l'on ait consacré vingt marches à cet objectif, la quantité totale de goudron recueillie fut seulement d'environ 2 kg, chaque marche ne produisant qu'environ 100 g de goudron.

Le but du travail était de déterminer les principaux composés chimiques présents dans le goudron, autant que possible tel qu'il était produit dans le carboniseur. Cette précision est importante, car on savait que le goudron était labile et sujet à des modifications si on le soumettait à la chaleur. On ne put évidemment faire un examen complet; le goudron était un mélange beaucoup trop complexe et la quantité disponible était beaucoup trop petite. Cette dernière restriction imposa aussi des limitations à la technique adoptée dans certaines parties de l'étude. On espérait toutefois que le travail donnerait un aperçu de la nature du goudron et ferait ressortir les principales difficultés qui pouvaient être rencontrées dans tout examen ultérieur, en bref, le travail fournirait une base pour des études plus amples dans l'avenir.

II. — PARTIE EXPERIMENTALE

A) Matière première.

Le charbon carbonisé pour produire les 2 kg de goudron à étudier provenait de la veine de 9 pieds de Binley, numéro de code de houillification 902, teneur en matières volatiles 42 % (sur sec sans cendres). Les conditions de la carbonisation étaient les suivantes : température : 650° C; agent de fluidisation : vapeur; durée moyenne de séjour dans le réacteur : 20 min.

Le rendement en goudron obtenu pendant ces marches représentait environ 110 litres par tonne de charbon introduite dans le carboniseur. Un fait doit cependant être noté : le système de condensation et de collecte du goudron raccordé à l'unité de carbonisation n'était pas parfaitement au point, et une proportion appréciable du goudron fut perdue. En considération de cette perte, on souligne que la répartition des constituants indi-

quée dans ce travail a trait au goudron tel qu'il était collecté et peut n'être pas nécessairement représentative de la répartition des constituants dans le goudron produit. Néanmoins, on estima que cela ne devait pas diminuer la valeur des informations relatives à la nature du goudron recueilli.

On recueillit avec le goudron une quantité de liquide aqueux équivalent à environ 390 litres par tonne de charbon carbonisé. C'est là un rendement très élevé, mais une grande partie de l'eau provenait de la vapeur utilisée pour la fluidisation. Ce liquide est intéressant en raison des phénols qu'il contient; on l'examine plus loin dans ce rapport en liaison avec les phénols contenus dans le goudron.

Avant de commencer l'étude principale, on examina, par une distillation Engler ordinaire, un petit échantillon du goudron. Il y avait des indices marqués de cracking à une température de passage d'environ 300° C. On mesura la teneur en phénols et en bases dans les fractions du distillat par lavage à l'alcali et à l'acide dilués. Les résultats sont indiqués au tableau II. Il est à noter que le goudron était, par nature, à point d'ébullition élevé et que la naphtaline était absente dans la fraction distillant dans l'intervalle de 210 à 230° C.

B) Séparation en types chimiques principaux.

On sépara d'abord le goudron en ses trois groupes principaux : phénols, bases et produits neutres. On utilisa à cet effet la technique élaborée pour l'analyse des petits échantillons de goudron dont on a parlé plus haut. Cette technique est esquissée schématiquement dans la figure 1. En résumé, on dissolvait le goudron dans le benzène et éliminait la fraction insoluble dans le benzène. La fraction insoluble était ensuite séparée par l'alcool en goudron et charbon entraîné (environ 11 %, rapportés au goudron anhydre). La solution benzénique était lavée à l'alcali minéral, pour séparer de l'huile neutre les acides et les bases. Les rendements sont indiqués dans le tableau III. La teneur du goudron en charbon était plus élevée que celle que l'on avait observée dans les petits échantillons antérieurs (cf. tableau I).

Pendant la séparation, 12 % du goudron furent convertis en résidus insolubles, principalement pendant l'extraction à la soude caustique. Ni ces résidus ni la fraction insoluble dans le benzène ne furent examinés de plus près.

Les études des acides et du produit neutre sont décrites successivement ci-après. Les bases se révélèrent comme ayant des points d'ébullition éle-

TABLEAU II.

Distillation ordinaire du goudron brut.

Vitesse de distillation : 2 cm³ par minute.

Intervalles de distillation (° C)	*Poids spécifique approxim.*	*Aspect après 4 heures à 15,5° C*	*% en poids (sur goudron sec exempt de charbon)*	*Extraction à NaOH 10 %*		*Extraction à H_2SO_4 10 %*		*Densité de la fraction neutre 20° C D_4*
				% de la fraction (en poids)	*% en poids (sur goudron sec exempt de charbon)*	*% de la fraction (en poids)*	*% en poids (sur goudron sec exempt de charbon)*	
108-210	0,90	huile jaune	2,2	36,6	0,8	3,1	0,07	—
210-230	0,93	huile jaune-vert	3,9	46,4	1,8	5,1	0,2	0,91
230-270	1,0	huile brun-vert	10,7	53,0	5,7	3,2	0,3	0,94
270-300	1,0	huile brun-rouge	17,9	35,8	6,4	3,5	0,6	0,98
> 300	1,0	huile cireuse brun-rouge	21,4	27,0	5,8	3,2	0,7	0,99
Résidu		Coke de brai	35,2 (charbon exclus)					
Perte à la distillation			8,7 *					

* Cette perte est vraisemblablement due aux gaz non condensés produits durant la période de cracking.

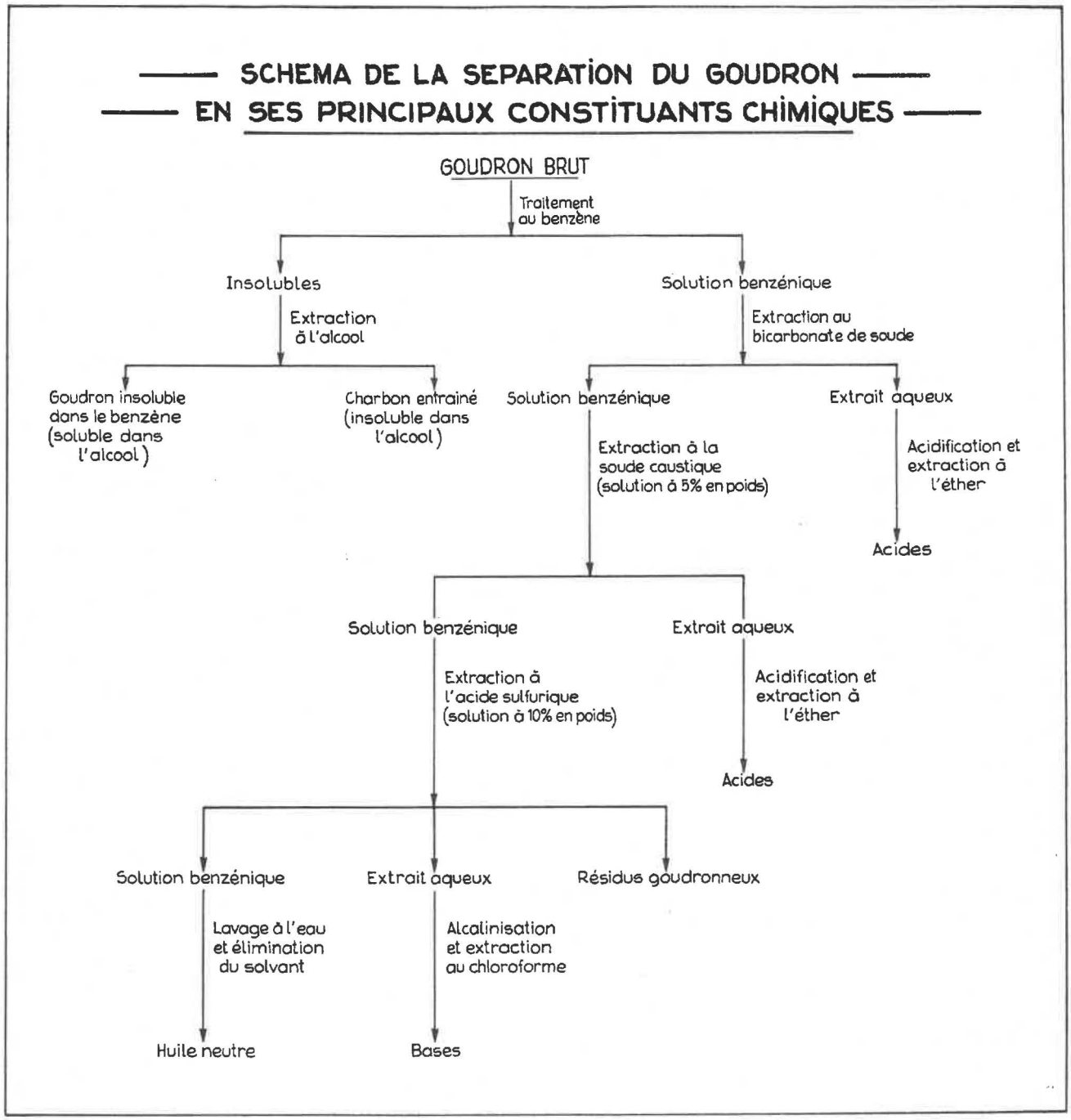


Fig. 1.

vés, mais, en raison de la faible quantité disponible et de leur complexité probable, ne furent pas examinées de plus près.

C) Examens des acides du goudron (phénols).

Les acides extraits du goudron par la solution de bicarbonate et par la solution de soude caustique furent examinés séparément par les méthodes habituelles. En résumé, on distilla sous vide les mélanges pour éliminer les constituants générateurs de brai, et on les fractionna ensuite en coupes de faible volume. On montra, par des essais chimiques, que les fractions distillant aux températures les plus basses contenaient du phénol, des crésols et des xylénols, et l'on détermina à partir des indices d'hydroxyle les quantités présentes de ces corps. Les résultats sont indiqués au tableau IV. Dans ce tableau, on voit que moins du quart des acides du goudron était constitué par les phénols à bas point d'ébullition, et que la quantité d'acide phénique était très faible. Malgré cela, le rendement total en crésols et xylénols distillant en dessous de 220° C, rapporté à la quantité de char-

TABLEAU III.

Séparation du goudron brut en ses principaux constituants chimiques.

Constituants	*% en poids sur goudron tel quel*	*% en poids sur goudron exempt de charbon*
Charbon entrainé	11,2	—
Goudron insoluble dans le benzène	12,0	13,5
Acides extraits par la solution de bicarbonate de soude	2,2	2,5
Acides non extraits par le bicarbonate de soude, extraits par la solution de soude caustique	15,4	17,3
Bases	2,7	3,0
Huile neutre	40,4	45,5
Résidus goudronneux	10,8	12,2
Perte opératoire	5,3	—

TABLEAU IV.

Composition de la fraction acide du goudron.

Constituants	*% en poids sur fraction extraite au bicarbonate*	*% en poids sur fraction extraite à la soude caustique*	*% en poids (approximatif) sur goudron exempt de charbon*			*Rendement rapporté au charbon carbonisé (kg/t mét.)*
			de l'extrait au bicarbonate	*de l'extrait à la soude caustique*	*Total des phénols du goudron*	
Phénol	1,3	1,2	0,03	0,22	0,2	0,22
Ortho-Cresol	4,9	7,2	0,12	1,25	2,4	2,59
Meta-Cresol + Para-Cresol		6,1		1,05		
Xylenols	4,4	3,7	0,11	0,64	0,8	0,85
Phénols supérieurs à températures d'ébullition < 220° C (propyl phénols, methyl ethyl phénols, etc...)		4,6		0,80	0,8	0,85
Alkylphénols à températures d'ébullition élevées	9,4	8,8	0,24	1,54	1,8	1,92
Pyrocatéchine	33,8		0,85		0,8	0,85
Diphénols non identifiés	3,8		0,10		0,1	0,09
Acides de goudron à températures d'ébullition élevées (résine distillée rouge et translucide)		24,4		4,23	4,2	0,45
Résidus de distillation non examinés (acides de goudron à températures d'ébullition élevées)	42,4	44,0	1,07	7,65	8,8	9,48
Totaux	100,0	100,0	2,52	17,38	19,9	17,30

bon carbonisée, était plus élevé que celui obtenu à partir du goudron de four à coke.

Il est opportun de parler ici du liquide aqueux qui accompagnait le goudron. La matière organique en fut extraite par l'éther et séparée, par l'alcali et l'acide, en substances acides, basiques et neutres. La fraction acide fut analysée d'une façon semblable à celle déjà décrite pour les acides

TABLEAU V.

Examen des acides dans la liqueur.

Constituants	*% en poids sur liqueur telle quelle*	*Rendement rapporté au charbon carbonisé (kg/tonne métrique)*
Acides		
Acides carboxyliques aliphatiques (type acide propionique)	0,10	0,40
Phénol	0,12	0,45
Cresols	0,20	0,76
Xylenols	0,03	0,09
Pyrocatéchine	0,42	1,61
Huile contenant du pyrocatéchine	0,18	0,71
Résidu non distillé et non examiné	0,55	2,14
Total des Acides :	1,60	6,16
Bases	0,005	0,02
Huile neutre	0,02	0,07

provenant du goudron. Les résultats sont donnés au tableau V. Ce tableau montre qu'environ un cinquième des acides du liquide aqueux était constitué de monophénols à bas point d'ébullition, et environ un tiers d'un diphénol, la pyrocatéchine.

Un point intéressant est le rendement relativement élevé en pyrocatéchine extraite du goudron par la solution de bicarbonate de sodium. Rapportée au charbon carbonisé , la quantité de pyrocatéchine extraite du goudron était à peu près la moitié de celle obtenue à partir du liquide aqueux.

On devrait aussi noter que les phénols contenus dans le liquide aqueux représentent une proportion appréciable de la quantité totale de phénols produite pendant la carbonisation.

D) Huile neutre.

La première étape dans l'examen de l'huile neutre fut de la séparer en petites fractions. Ceci fut fait en deux stades. On utilisa la chromatographie pour diviser l'huile principalement suivant le type moléculaire. Les fractions chromatographiées obtenues furent ensuite simplifiées par distillation fractionnée.

Le schéma de l'étude est représenté à la figure 2 qui donne les numéros de référence et les rendements des différentes fractions recueillies.

L'huile fut soumise à extraction par le pétrole léger et la solution fut chromatographiée sur une colonne d'alumine (activation du degré II d'après la mesure par l'essai au colorant de Brockman et Schodder) (5). La colonne fut utilisée successivement avec du pétrole léger, du benzène, du chloroforme et de l'alcool. Le solvant fut chassé des fractions de l'éluat par chauffage dans un courant lent d'azote exempt d'oxygène. Les fractions initiales de l'éluat donné par le pétrole léger furent cireuses; le reste donna naissance à des huiles fluides fluorescentes. Les autres fractions sortant de la colonne d'alumine s'échelonnaient depuis des huiles fluides jusqu'à des gommes translucides brun rougeâtre et, finalement, un goudron noir. La cire fut rechromatographiée sur gel de silice, en utilisant du pétrole léger comme solvant de développement. Les huiles fluorescentes furent réunies et également rechromatographiées sur gel de silice en utilisant, comme développeurs, du pétrole léger et ensuite de l'alcool. On sépara de cette colonne une quantité supplémentaire de cire blanche qui fut suivie par des huiles fluides de couleur claire, des huiles visqueuses de couleur foncée furent rechromatographiées sur une colonne d'alumine de degré I (5), en utilisant, comme développeurs, du pétrole léger, du benzène et de l'alcool. Les gommes rougeâtres ne furent pas rechromatographiées.

Après examen (tel qu'il est décrit ci-après), les fractions exemptes de solvant furent réunies et soumises à distillation fractionnée (en utilisant des colonnes à garnissage de 8 ou 12 plateaux), principalement en fonction de leurs propriétés physiques et de la quantité d'échantillon dont on disposait. Les fractions de distillat furent examinées de la même façon que les fractions chromatographiées d'où elles provenaient.

Les fractions provenant tant de la chromatographie que de la distillation furent examinées avec

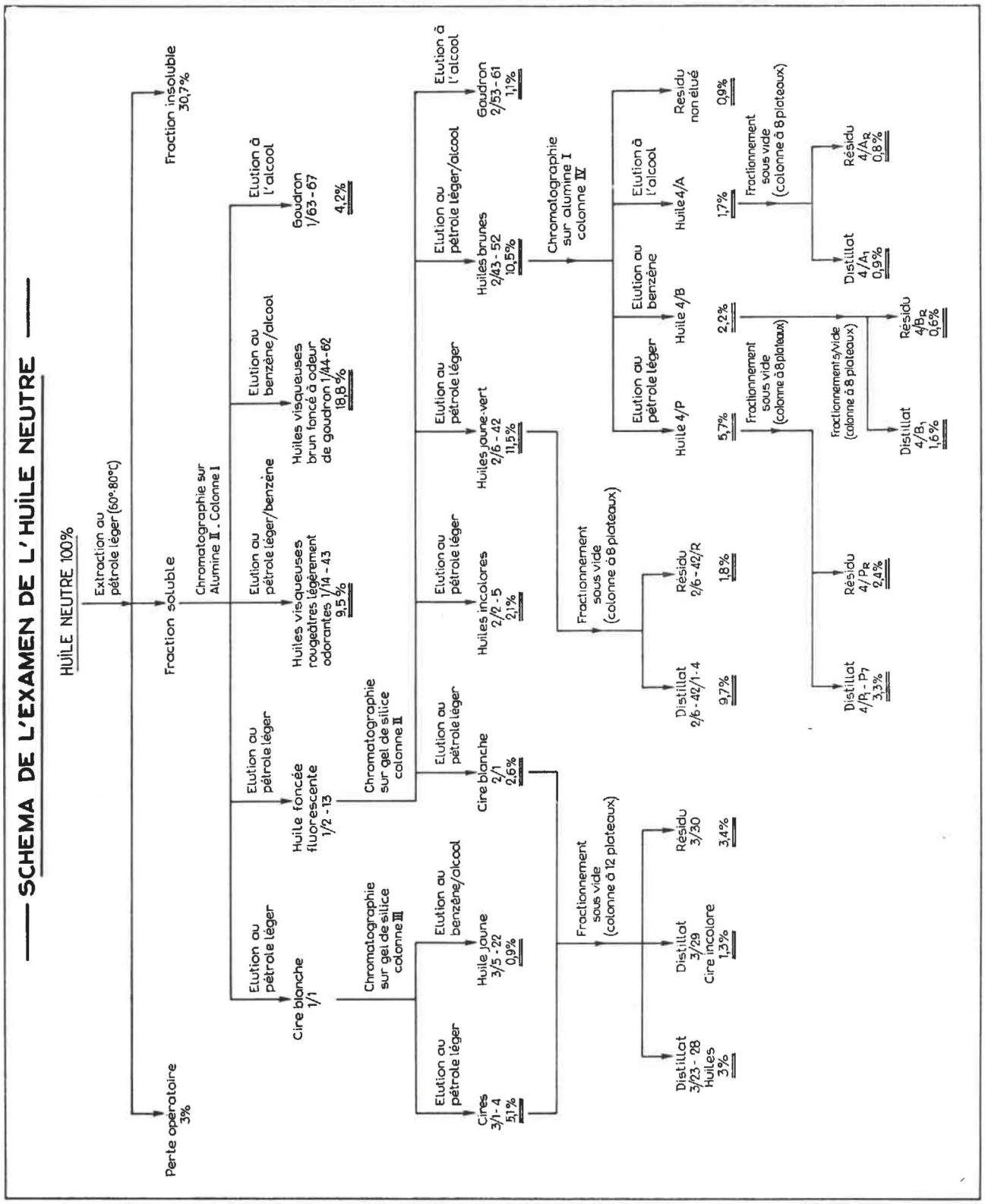


Fig. 2.

un spectrophotomètre à ultra-violet Hilger « Uvispek » et un spectromètre infra-rouge à double faisceau Grubb-Parsons muni d'un prisme de sel gemme. Les renseignements que l'on cherchait à obtenir par l'examen spectroscopique comprenaient : a) la présence ou l'absence de substances aromatiques, b) la dimension des noyaux aromatiques, s'ils étaient présents, c) le rapport des groupes aromatiques CH aux groupes non aromatiques CH, d) la présence et le type des groupes contenant de l'oxygène.

TABLEAU VI.

Chromatographie de l'huile neutre.

Référence des fractions				% cumulés rapportés à 100 g d'huile neutre	Analyse élémentaire (% en poids)			Poids moléculaire	Indice de réfraction $n_D^{20°C}$	Densité $D_4^{20°C}$	Dispersion spécifique	Nombre moyen d'anneaux par molécule	Pourcentage moyen des anneaux en poids	Répartition des fractions de distillation (% en poids)			
Alumine II Colonne I	Gel de silice Colonne II	Gel de Silice Colonne III	Alumine Colonne IV		C	H	O (par diff.)							jusque 250° C	de 250 à 300° C	de 300 à 350° C	au-dessus de 350° C
		3/1			83,6	13,5	2,9	325	1,4551	0,834	97	2,0 N*	42 N*				
1/1		3/2						290	1,4561	0,826	103		33				
		3/3						290	1,4571	0,825	102		29				
		3/5		5,1				—									
		3/5 à 22		6,0				—									
	2/1			8,6	85,1	13,7	1,2	335	1,4571	0,835	95	2,0 N	40 N	9,0	10,0	17,0	64,0
1/2	2/2-5			10,7										31,0	11,0	18,0	40,0
à	2/6			11,6	83,8	11,0	5,2	355	1,490			1,4 A*	27,6 A*				
1/13	2/7-32			19,9													
	2/33-36			20,9	86,5	8,4	5,1	271	1,5768 à 1,5898			2,5 A	55,2				
	2/37-38			21,4													
	2/39-42			22,2	87,0	7,6	5,4	270	1,6028 à 1,6089			2,7 A	60,0	20,9	21,8	14,8	42,5
			4/P	27,9	87,9	7,8	4,3	340						3,5	5,3	36,8	54,4
	2/43-52		4/B	30,1	87,0	7,05	5,95	340									
			4/A	31,8	79,6	8,6	11,80	400									
	Résidus			33,8													
1/14-17				34,8	85,9	8,2	5,9	280									
1/18-43				43,3										7,4	4,2	4,2	84,2
1/44				43,6	84,5	8,0	7,5	320									
1/45-61				54,8													
1/62				62,1	78,6	8,3	13,1	385						3,2	12,7	7,4	76,7
1/63-67				66,3													
Résidu non chromatographié				97,0													94,0
Perte opératoire				100,0													

* N. Anneaux naphténiques. A. Anneaux aromatiques.

Pour faciliter et étendre l'obtention de renseignements par la spectroscopie, on fit usage, là où c'était possible, de corrélations qui ont été proposées entre l'indice de réfraction, le poids spécifique, le poids moléculaire et la structure des hydrocarbures. Ces corrélations sont la corrélation graphique entre la réfraction spécifique, le poids moléculaire et le pourcentage de carbone dans les anneaux naphténiques, que van Nes et van Westen (1) ont compilée pour les hydrocarbures saturés, et la corrélation décrite par Hersh et ses collaborateurs (2) pour les systèmes aromatiques annulaires condensés (alkylbenzènes, alkylnaphtalènes, etc...), qui met en rapport l'indice de réfraction, le poids moléculaire, le nombre d'anneaux aromatiques par molécule et la proportion des anneaux en poids.

Des indications sont données à titre d'exemple aux tableaux VI, VII, VIII et IX.

TABLEAU VII.

Distillation fractionnée des fractions cireuses (Réf. 3/1-4 + 2/1).

Référence de la fraction	*Aspect à température ambiante*	*Rendement en % de la fraction mère (% en poids)*	*Intervalles des températures de distillation calculées pour 760 mm Hg (° C)*	*Indice de réfraction des distillats*		*Poids moléculaires*	*Nombre approx. d'atomes de C dans des paraffines de mêmes températures de distillation*
				à 40° C	*à 20° C*		
3/1		2,7	155-239	1,4318	1,4351		C_9 - C_{14}
3/2	huile brun clair	5,5	239-245	1,4345	1,4405	200	
3/3	huile incolore	5,1	245-280	1,4373	1,4428	225	C_{14} - C_{16}
3/4	huile incolore	11,3	280-305	1,4402	1,4462	270	C_{16} - C_{18}
3/5	huile brune	8,1	305-320	1,4445	1,4501	285	C_{18} - C_{19}
3/6	huile jaune pale	6,4	320-340	1,4473	1,4523	310	C_{19} - C_{20}
3/7	cire incolore	16,8	340-380	1,4500	—	310	C_{20} - C_{23}
3/8	cire brun foncé (résidu)	44,1	> 380			390	

TABLEAU VIII.

Distillation fractionnée de l'éluat au pétrole léger, du gel de silice (Réf. 2/6 — 42).

Référence de la fraction	*Aspect*	*Intervalles des températures d'ébullition calculées pour 760 mm Hg (°C)*	*Rendement en % de la fraction mère (% en poids)*	*Indice de réfraction n_D 20° C*	*Densité D_4 20° C*	*Dispersion spécifique*	*Analyse élémentaire (% en poids)*			*Poids moléculaire*	*Nombre moyen d'anneaux aromatiques*	*Proportion d'anneaux aromatiques (% en poids)*
							C	*H*	*O (par diff.)*			
2/6-42/1	Huile jaune-brun	20,8	175-245	1,5633	0,983	219	86,2	7,85	5,95	165	1,7	69
2/6-42/2	id.	22,2	254-307	1,5782	1,001	231	87,2	8,15	4,65	190	2,0	67
2/6-42/3	id.	22,4	307-380	1,5814	1,016	224	87,5	8,55	3,95	220	2,2	62
2/6-42/4	id.	19,1	380-420	1,567	1,011	178	87,5	9,70	2,80	300	2,4	49
2/6-42/R	Résidu (brai)	15,5 (par diff.)	> 420									

On peut calculer, à partir de l'intervalle de distillation des fractions chromatographiées indiquées au tableau VI, qu'environ 70 % de l'huile neutre distillent au-dessus de 350° C.

Il fut possible de répartir en gros en quelques groupes les fractions en fonction du pouvoir relatif de rétention des colonnes chromatographiques. Ces groupes sont donnés dans le tableau X et discutés plus loin plus en détail dans l'ordre dans lequel ils furent élués des colonnes.

TABLEAU X.

Propriétés des fractions chromatographiées de l'huile neutre.

Nature de la fraction	*% en poids de l'huile*	*Observations faites sur la fraction*
Cire (éluée du gel de silice et de l'alumine II au moyen de pétrole léger)	7,7	Absence d'anneaux aromatiques. Est constituée principalement de paraffines et de cycloparaffines. Au moins 40% paraissent constitués de paraffines dans lesquelles le nombre d'atomes de carbone, par molécule, varie largement (la paraffine $C_{29}H_{60}$ a été obtenue par recristallisation). Il est possible que des naphtènes dicycliques ou leurs homologues soient aussi présents.
Fraction intermédiaire (huile incolore éluée du gel de silice au moyen de pétrole léger)	2,1	Cette fraction n'a pas été examinée en détail. Elle contient vraisemblablement des structures paraffiniques et aromatiques qui pourraient être séparées par une chromatographie ultérieure.
Hydrocarbures huileux : (élués du gel de silice au moyen de pétrole léger)	11,5	Est principalement constituée de naphtalènes alkylés. Des hydrocarbures aromatiques à un et à 3 anneaux sont aussi présents ainsi qu'une petite quantité de non saturés de type oléfinique. Quelques groupements CO (peut-être une structure quinonique) peuvent être présents mais leur quantité dans chacune des fractions décroît avec l'augmentation de leur température d'ébullition.
(élués de l'alumine I au moyen de pétrole léger)	5,7	Au moins 80 % de cette fraction paraissent constitués de naphtalènes alkylés et d'hydrocarbures aromatiques contenant 3 ou 4 anneaux et peut-être davantage. Des structures aromatiques reliées par des groupements CO peuvent aussi être présentes dans les composés à température d'ébullition inférieure à 320° C.
(élués de l'alumine I au moyen de benzène)	2,2	Prédominance d'hydrocarbures aromatiques contenant 3 anneaux par molécule. Quelques groupements CO sont présents.
Composés à haute teneur en oxygène (élués de l'alumine I au moyen d'alcool)	1,7	Contient des structures aromatiques — principalement des anneaux benzeniques et naphtaleniques — avec groupements CO et OH également présents.
(huiles visqueuses brun-rougeâtre ou gommes éluées de l'alumine II au moyen de mélanges chloroforme-alcool)	28,3	Structures aromatiques et groupements CO (aldéhyde, quinones ou cétones) présents dans toute la fraction. La teneur croissante en oxygène observée au fur et à mesure que les fractions sortent de la colonne chromatographique (de 5,9 % en poids dans le premier % élué jusqu'à 13,1 % en poids dans les derniers 7,3 %) peut, en partie, être attribuée à un accroissement du nombre de groupements CO et aussi à la présence de groupements OH (phénols empêchés ou alcools ou les deux) dans les dernières fractions. Pas de non-saturation oléfinique.
Résidus non examinés	37,8	Groupements hydroxyles (OH) présents dans la fraction insoluble dans le pétrole léger (30,7 % en poids).
Pertes opératoires	3,0	

TABLEAU IX.

Distillation fractionnée des éluats de l'alumine I (Réf. 4/P, 4/B, 4/A).

Référence de la fraction	Rendement en % de la fraction mère (% en poids)	Intervalles des températures d'ébullition calculées pour 760 mm Hg (°C)	Indice de réfraction n_D 20° C	Densité D_4 20° C	Dispersion spécifique	Analyse élémentaire (% en poids) C	H	O (par diff.)	Poids moléculaire	Nombre moyen d'anneaux aromatiques	Proportion d'anneaux aromatiques (% en poids)
$4/P_1$	2,2	199-237	1,5485			81,5	8,10	10,4	160		
$4/P_2$	3,8	237-279	1,581			85,2	7,25	7,55	220		
$4/P_3$	3,2	279-307	1,604			87,5	7,10	5,40	220		
$4/P_4$	11,0	307-322	1,617	1,069	266	87,7	7,00	5,30	200		
$4/P_5$	19,0	322-336	1,631	1,075	263	89,0	7,30	3,70	215	2,6	73,7
$4/P_6$	7,4	336-359	1,636			88,6	7,55	3,85	210		
$4/P_7$	10,2	359-407	1,637	1,080	290	88,4	7,25	4,35	210	2,7	79,7
$4/P_R$	43,2	> 407									
$4/B_1$	72,0	312-480	1,652	1,109	325	87,7	7,00	5,3	220		
$4/B_R$	28,0	> 480									
$4/A_1$	55,0	280-530	1,560	1,046	162	80,8	8,75	10,45	400		
$4/A_R$	45,0	> 530									

1°) *Les fractions cire, référence 3/1-4 et 2/1 (7.7 % en poids de l'huile neutre).*

Les valeurs de la dispersion spécifique (95-103) sont comprises dans les limites données par Darmois (3) pour les mélanges de paraffines et de naphtènes. Les valeurs de la réfraction spécifique (0,325 à 0,330) sont aussi du même ordre que celles de mélanges de paraffines et de naphtènes, dont les poids moléculaires donnés par Eisenlohn (4), s'échelonnent de 290 à 330. L'examen spectroscopique montra qu'il n'y avait pas d'anneaux aromatiques, que les cires étaient, de façon prédominante, saturées et qu'il y avait des chaînes de carbone ne contenant pas moins de six groupes méthylène (—CH_2-) par molécule. Il y avait aussi des indices d'un certain degré de non-saturation sous formes de types oléfiniques cis et trans RCH = CHR et RCH = CH_2. La quantité de ce type de non-saturation diminuait à mesure que le point d'ébullition augmentait. On doit noter que, s'il y avait eu dans les cires un degré appréciable de non-saturation, les valeurs de la dispersion spécifique auraient été beaucoup plus élevées que celles effectivement observées.

Les valeurs du poids moléculaire indiquent que les cires contiennent, en moyenne, des molécules en C_{20} à C_{24}, bien que les valeurs des indices de réfraction soient plus élevées que celles des paraffines correspondantes, par exemple l'éicosane normal (C_{20}; p.f. 36,4° C; p. éb. 340° C; n_D50° C 1,4307)et le tétracosane normal (C_{24}; p.f. 51,1° C; p. éb. 390° C; n_D65° C 1,4303). Sur la base des indices dont on dispose à cet effet, il est vraisemblable que les cires contiennent quelques structures naphténiques. Si elles sont entièrement saturées, la relation de van Nes et van Westen donne environ 2 pour le nombre des anneaux naphténiques par molécule; ceci veut dire que les cires, ou bien sont constituées d'homologues de naphtènes dicycliques, ou bien sont des mélanges physiques de naphtènes dicycliques et de paraffines. Un argument en faveur de cette conclusion est donné par la valeur observée du rapport (atomique) H/C (1,92), ce rapport étant de 1,8 dans le cas d'un naphtène dicyclique et de 2,2 pour une paraffine contenant le même nombre d'atomes de carbone. La relation de van Nes - van Westen montre aussi qu'environ 40 % des fractions cire 3/1 et 2/1 sont constitués d'anneaux naphténiques.

D'après cette image des molécules de cire, la valeur du poids moléculaire moyen dans un échantillon particulier choisi pour un examen plus poussé requerrait environ 32 atomes de carbone dans les chaînes aliphatiques. L'examen aux rayons X d'un échantillon de cette fraction cire, après recristallisation dans le benzène, montra que la paraffine nonacosane normale, $C_{29}H_{60}$ était effectivement présente. Le résultat fourni par les rayons X signifie aussi que les chaînes n'existent pas exclusivement dans des naphtènes substitués, mais que certaines doivent être présentes sous forme de paraffines libres.

D'après l'examen des distillats de cire (voir tableau VII), il semblerait probable que ces fractions proviennent des parties paraffiniques de la cire qui leur a donné naissance. Des études des points d'ébullition en liaison avec les poids moléculaires indiquent que la longueur de la chaîne moléculaire s'échelonne de C_9 dans la première fraction à C_{23} dans le distillat final. Ceci est en

accord avec l'indication, donnée par la spectroscopie pour la fraction suivante (c'est-à-dire le résidu), que des chaînes ne contenant pas moins de 19 atomes de carbone par molécule sont présentes.

2°) *L'éluat au pétrole léger provenant de gel de silice, référence fraction huile 2/6-42 (11,5 % en poids de l'huile neutre).*

L'examen spectroscopique fournit des arguments à l'appui de l'existence d'une certaine séparation suivant la dimension de la molécule pendant la chromatographie. C'est ainsi que, dans la fraction 2/6, les anneaux aromatiques simples prédominaient et l'on identifia des structures monosubstituées, méta et para disubstituées; dans les fractions extraites ultérieurement de la colonne (2/33-36), les structures aromatiques à noyaux fusionnés prédominaient. On identifia dans les deux échantillons une petite quantité de non-saturation oléfinique cis, trans, bien qu'elle fût en quantité moins forte que dans la fraction plus fortement adsorbée.

Cette image générale fut confirmée par l'analyse des anneaux suivant Hersh, qui indiqua que le nombre des noyaux aromatiques par molécule était de 1,4 dans l'échantillon 2/6 (pourcentage des noyaux aromatiques en poids : 27,6) et de 2,5 dans l'échantillon 2/33-36 (pourcentage des noyaux aromatiques en poids : 55,2).

Les spectres dans l'infra-rouge des distillats (référence 2/6 - 42/1 - 4) étaient caractéristiques d'hydrocarbures aromatiques substitués, le nombre de noyaux par molécule et le degré de substitution augmentant à mesure que la température d'ébullition augmentait. Les structures aromatiques s'échelonnaient depuis les benzènes et naphtalènes substitués dans la première fraction, distillant de 175 à 250° C (Hersh; $R_A = 1,7$; poids % des anneaux aromatiques : 69) jusqu'à trois structures annulaires et plus dans la quatrième fraction, distillant de 380 à 420° C ($R_A = 2,4$; poids % des anneaux aromatiques : 49). L'analyse élémentaire indique la présence d'un peu d'oxygène dans les distillats, sa quantité diminuant avec la température d'ébullition. Les indications fournies par la spectroscopie pour la présence d'oxygène ne sont pas concluantes, bien que la diminution de la teneur en oxygène puisse être mise en corrélation avec la diminution d'intensité d'un « coude » à 1640 cm^{-1}, qui peut avoir pour origine l'apparition d'un groupe carboxyle (quinone).

3°) *L'éluat au pétrole léger provenant de l'alumine de degré I, référence fraction huile, 4/P (5, 7 % en poids de l'huile neutre).*

L'examen spectroscopique des distillats provenant de ce matériau montra que le nombre moyen d'anneaux par molécule augmentait à mesure qu'augmentait la température d'ébullition, depuis les benzènes substitués dans la première fraction (intervalle de distillation 200 - 240° C) jusqu'aux benzènes et naphtalènes substitués dans la fraction suivante (intervalle de distillation 240 - 280° C) et aux naphtalènes substitués et aux structures à trois anneaux dans la quatrième fraction (intervalle de distillation 305 - 320° C). Deux types de groupement CO étaient présents dans chacune de ces fractions, mais la présence suggérée de tétralone ou de benzophénone dans la première de ces fractions n'était pas appuyée par l'examen des composés purs.

Les spectres dans l'infra-rouge de la cinquième fraction et des fractions à point d'ébullition encore plus élevé étaient caractéristiques de composés aromatiques substitués et semblables à ceux des fractions précédentes (références 2/6-42/1). On ne put déceler de groupements oxygénés dans ces fractions, bien que l'analyse élémentaire indiquat une teneur en oxygène de 3 à 4 %. Il semblerait donc raisonnable d'appliquer l'analyse Hersh à ce qui semble être essentiellement un mélange d'hydrocarbures aromatiques à noyau condensé. Pour la cinquième fraction (intervalle de distillation 320 - 340° C), le R_A semblerait être de 2,6 et le pourcentage en poids des noyaux aromatiques de 73,7 % (naphtalènes ou fluorènes substitués). De même, pour la septième fraction (intervalle de distillation 360 - 400° C), le calcul donne 2,7 pour le R_A et 79,7 % pour le pourcentage en poids d'anneaux (anthracènes ou phénanthrènes substitués).

Le plus que l'on puisse peut-être dire de cette fraction est qu'au moins 80 % sembleraient être constitués de naphtalènes substitués et d'autres hydrocarbures aromatiques contenant trois, quatre et peut-être un plus grand nombre d'anneaux.

4°) *L'éluat au benzène provenant d'alumine de degré I, référence fraction d'huile 4/B (2,2 % en poids de l'huile neutre).*

L'examen à l'ultra-violet indique que des aromatiques à trois anneaux étaient présents dans le distillat d'intervalle de distillation 310 - 480° C, avec quelques groupes CO répartis dans deux types de structure. D'après des considérations tenant au point d'ébullition, on pourrait s'attendre à ce qu'il y ait aussi des structures à quatre anneaux associés.

5°) *Fractions à teneur élevée en oxygène.*

On doit souligner que, en raison de leur histoire chromatographique, on pourrait s'attendre à ce que les fractions 2/6 - 42, 4/P et 4/B soient constituées exclusivement d'hydrocarbures aromatiques. La présence d'oxygène, telle que l'indiquent l'analyse élémentaire et l'identification de groupes CO, dans les distillats à point d'ébullition plus bas, par l'examen spectroscopique, complique les ana-

lyses de noyaux, mais nous ne jugeons pas que ces constatations militent contre les conclusions principales.

Les deux fractions suivantes, qui étaient fortement adsorbées sur la colonne chromatographique, contenaient une proportion significativement plus élevée d'oxygène que les fractions précédentes.

a) *L'éluat à l'alcool provenant de l'alumine de degré I, référence fraction huile 4/A (1,7 % en poids de l'huile neutre).*

L'examen spectroscopique indiqua que des naphtalènes et benzènes substitués étaient présents dans la fraction d'intervalle de distillation 300 - 500° C, et que le degré plus élevé d'adsorption sur la colonne chromatographique était dû à la présence de groupes OH (phénols empêchés ou alcools) aussi bien que de groupes CO.

b) *L'éluat au chloroforme et à l'alcool provenant de l'alumine de degré II. Références huiles visqueuses ou gommes brun rougeâtre, 1/14-62 (28,3 % en poids de l'huile neutre).*

L'examen spectroscopique indiqua que des structures aromatiques étaient partout présentes, sans saturation oléfinique. L'augmentation de la teneur en oxygène accusée par l'analyse élémentaire peut être mise en rapport avec l'augmentation de la quantité de groupes CO présents dans les fractions de degré croissant d'adsorption sur la colonne, et aussi avec l'apparition de groupes OH (alcools et peut-être aussi phénols empêchés) dans ces dernières fractions.

III. — CONCLUSIONS

1°) La proportion relativement élevée de phénols est un caractère important du goudron, bien que la quantité de phénol ordinaire qu'il contient n'ait été que d'environ 0,2 %, et celle de phénols potentiellement utiles (distillant au-dessous de 220° C) d'environ 4 % seulement. Il y avait en outre, dans le liquide aqueux, une proportion significative de phénols à bas point d'ébullition. Le rendement total en phénol était ainsi de 680 g par tonne de charbon carbonisé, dont 454 g par tonne étaient contenus dans le liquide aqueux; le rendement total en crésols était de 3 350 g par tonne de charbon carbonisé, dont 765 g par tonne étaient contenus dans le liquide aqueux, le rendement en pyrocatéchine de 860 g par tonne dans le goudron et de 1 630 g par tonne dans le liquide aqueux.

La masse principale des phénols était à point d'ébullition élevé et, pour cette raison, le débouché serait incertain et à bas prix. La valeur de ces phénols supérieurs serait grandement accrue s'ils pouvaient être convertis avec un rendement élevé, en produits à point d'ébullition plus bas.

2°) L'huile neutre, dans l'échantillon de goudron étudié, ne contenait pas plus d'environ 10 % de paraffines et de cycloparaffines. La structure du reste du produit était essentiellement aromatique, environ 20 % comprenant des hydrocarbures et 30 % contenant ce que l'on appelle des composés oxygénés. Les 35 % environ d'huile neutre qui étaient insolubles dans le pétrole léger et, pour cette raison, ne furent pas examinés, sont également presque certainement de nature aromatique et contiennent des groupements oxygénés dans des structures complexes.

3°) Environ 40 % des hydrocarbures non-aromatiques étaient constitués de paraffines liquides, s'échelonnant, comme nombre d'atomes de carbone, de C_9 à C_{20} approximativement, et 60 % étaient constitués de cires hydrocarburées ayant un nombre plus élevé d'atomes de carbone. L'hydrocarbure $C_{29}H_{60}$ fut isolé de ces cires, dans lesquelles on soupçonna aussi la présence de naphtènes dicycliques.

4°) Dans les huiles hydrocarburées aromatiques, environ 50 % étaient constitués principalement de naphtalènes alcoylés, le reste contenant de 1 à au moins 4 noyaux aromatiques par molécule. Ces composés se séparaient, sur les colonnes chromatographiques utilisées, dans l'ordre d'un degré croissant d'aromaticité, c'est-à-dire dans l'ordre des dimensions moléculaires croissantes, de la substitution décroissante, de l'indice de réfraction croissant et du rapport atomique hydrogène-carbone décroissant.

5°) Tels qu'ils étaient chromatographiés, les « composés oxygénés aromatiques » étaient des substances gommeuses brun rougeâtre; mais à la distillation, ils donnaient des huiles fluides claires. On identifia dans ces structures, par spectroscopie d'absorption, des groupes CO et OH.

En raison de la proportion relativement élevée, dans l'huile neutre, de substances contenant de l'oxygène, une étude de leur nature et de leurs utilisations possibles pourrait, en dernière analyse, se révéler fructueuse.

6°) Comme dans le cas des phénols, une proportion élevée de l'huile neutre avait un point d'ébullition élevé (environ 70 % à 350° C). Sa valeur marchande serait certainement considérablement accrue si elle pouvait être convertie économiquement en produit à point d'ébullition plus bas.

7°) Le travail dont nous avons rendu compte était nécessairement incomplet. Une augmentation de nos connaissances sur la composition des goudrons requiert un fractionnement du produit de départ beaucoup plus fin que celui qui fut réalisé; ceci sera essayé, non seulement suivant les lignes déjà décrites, mais aussi par l'emploi de techniques telles que la chromatographie de séparation, la diffusion thermique, etc...

BIBLIOGRAPHIE.

1. K. van Nest, H.A. van Westen : « Aspects de la constitution des huiles minérales », p. 309, New York, Elsevier (1951).
2. R.E. Hersch, M.R. Fenske, E.R. Booser et E.F. Koch, J. Inst. Pet., 1950, p. 624.
3. E. Darmois, Compte rendu, 1920, p. 952.
4. Eisenlohr, Zeitsch. Physikal. Chemie, 1910, p. 594.
5. H. Brockman et H. Schodder, Ber., 1941, p. 73.

TRAITEMENT INDUSTRIEL DU GOUDRON DE CARBONISATION A BASSE TEMPERATURE

par J. L. SABATIER

(Charbonnages de France).

Le goudron de basse température, c'est-à-dire celui qui est issu de la carbonisation de la houille pratiquée en-dessous de 600°, diffère notablement, comme on le sait, du goudron de cokerie.

Il s'en distingue par sa richesse en corps phénoliques, par l'absence d'hydrocarbures polynucléaires cristallisables tels que la naphtaline et l'anthracène, par la complexité de sa composition chimique et enfin par une teneur relativement faible en brai.

La complexité particulière de sa constitution chimique se révèle à la fois par la diversité des molécules constituantes (comprenant notamment une part importante de composés aliphatiques et naphténiques à côté de composés aromatiques) et par la fréquence des chaînes latérales accrochées à ces molécules. Ces deux caractéristiques mettent bien en évidence l'effet destructeur et simplificateur du cracking à haute température que le goudron de cokerie a subi dans la cellule de carbonisation. Il faut rappeler d'ailleurs que, pour un même charbon, le rendement en « goudron » n'est que de 3 - 3,5 % par carbonisation à haute température, alors qu'il s'élève à 8 - 10 % par distillation à basse température.

Tel qu'il est actuellement pratiqué, le traitement industriel du goudron de basse température est effectué suivant le même schéma que le traitement traditionnel appliqué au goudron de cokerie :

— un fractionnement primaire par distillation a pour objet de réaliser des coupes aussi nettes que possible;

— des traitements secondaires appropriés sont effectués sur ces coupes par opérations, soit physiques (cristallisation, distillation), soit chimiques (lavages aux acides ou aux bases) en vue de retirer les molécules les plus intéressantes, à l'état aussi pur que possible, pour les livrer comme matières premières à l'industrie chimique de synthèse. Des traitements secondaires plus simples, généralement par redistillation, ont également pour objet de sélectionner ou de préparer des fractions ayant les propriétés requises pour des utilisations définies;

— enfin, dans quelques cas, des fabrications chimiques simples peuvent être réalisées par réaction directe à partir de mélange d'isomères ou de corps à même fonction chimique.

Cependant, le traitement industriel du goudron de basse température présente des difficultés propres dues à la fois à sa plus grande sensibilité thermique et aux propriétés corrosives de certaines fractions.

En outre, la valorisation des différentes coupes pose des problèmes techniques et commerciaux autres que ceux que l'on connaît pour le goudron de cokerie : ils ont leur origine dans les différences de nature et de propriétés qui existent entre les coupes correspondantes des deux types de goudron, mais aussi dans la faible importance des tonnages mis sur le marché jusqu'ici.

I. — DISTILLATION PRIMAIRE

Le goudron brut à 2 % d'eau est distillé à Marienau dans une unité de type classique comportant une colonne à plateaux alimentée par un pipe still.

Le choix des matériaux de la colonne et du pipe still a posé des problèmes de corrosion que l'on a résolus par l'emploi d'acier inoxydable (à 18 % Ni — 8 % Cr — 3 % Mo) aux endroits sensibles, qui sont les parties en contact avec les fractions liquides dont la température dépasse 230° C.

A la sortie du pipe still, la température est au maximum de 380° et la pression de 4 kg. La colonne comporte 27 plateaux.

La distillation primaire fournit les fractions suivantes :

Fractions	*Intervalles de distillation*	*Proportions sur goudron anhydre*
Huile légère	avant 185° C	1 %
Huile phénolique I	185°-230° C	20 %
Huile phénolique II	230°-270° C	8 %
Huile de dénaphtalinage	270°-320° C	5 %
Huile lourde	320°-400° C	32 %
Brai (à 70 KS)		31 %
Pertes		1 %

L'unité fonctionne en moyenne 300 jours par an; les arrêts systématiques pour l'entretien sont de l'ordre de 10 à 12 jours par trimestre, au cours desquels on procède au nettoyage du pipe still par combustion contrôlée des dépôts au moyen d'un mélange air-vapeur d'eau.

Le brai est évacué sous forme de plaquettes, de 3 à 5 mm d'épaisseur, obtenues par épandage à chaud à l'extrémité d'une bande mobile de caoutchouc, arrosée à l'eau froide. On obtient une plaque continue de brai, qui se fragmente en fin de course de la bande et se déverse directement en wagon. Sous cette forme, le brai n'a qu'une faible tendance à l'agglutination et se prête aisément aux manipulations. La teneur en eau n'excède pas 1 %.

II. — TRAITEMENTS SECONDAIRES

Dans le cas des goudrons de basse température, les traitements secondaires effectués industriellement jusqu'ici se limitent pratiquement à la récupération des phénols, qui sont d'ailleurs particulièrement abondants.

A) Huile phénolique I.

Cette huile (185°-230° C) contient en moyenne 50 % de corps phénoliques. Le déphénolage est pratiqué par la soude avec neutralisation par l'acide sulfurique. Ces opérations sont effectuées en continu. Les méthodes d'extraction par solvant ou par entraînement azéotropique n'ont pas, jusqu'à présent, donné de résultats économiques.

Le phénol brut obtenu contient de 10 à 13 % d'eau, qui retient en solution du sulfate de soude dont la concentration peut atteindre 70 g/litre.

Cette minéralisation gêne l'utilisation directe du phénol brut, qui dans certains cas est possible. Un procédé de déshydratation et de déminéralisation a été mis au point par traitement ménagé à l'acide sulfurique concentré, celui-ci servant ensuite à la neutralisation de la solution de phénate de soude. La teneur en eau du phénol brut peut être ainsi abaissée à 3 %.

L'obtention d'un phénol brut déshydraté et débarrassé des corps se polymérisant facilement sous forme de brai est également réalisée par distillation, en se servant des deux premières colonnes de l'installation continue de fractionnement décrite ci-après.

Le phénol brut ainsi traité trouve des utilisations directes dans la fabrication de résines phénoplastes moyennant des ajustements appropriés de composition au moyen d'addition d'acide phénique ou de méta-paracrésol.

Cependant, ces possibilités d'utilisation directe restent encore limitées et la majeure partie du phénol brut produit est rectifiée pour obtenir les différentes fractions commerciales demandées par le marché.

Le fractionnement est réalisé dans une installation continue fonctionnant sous la pression absolue de 200 mm de mercure, qui comporte les colonnes suivantes :

1 colonne à brai	(12 plateaux)
1 colonne de déshydratation	(8 plateaux)
1 colonne à acide phénique	(47 plateaux)
1 colonne à orthocrésol	(47 plateaux)
1 colonne à méta-paracrésol	(47 plateaux)
1 colonne à xylénols	(14 plateaux)

La rectification continue de phénol brut peut être conduite suivant des schémas qui diffèrent avec les objectifs recherchés.

Par exemple, on peut obtenir le fractionnement suivant d'un phénol brut anhydre :

— 11 % d'acide phénique à 90 %;
— 9 % d'orthocrésol à 80 %;
— 25 % de méta-paracrésol à 40-45 % de métacrésol;
— 50 % de xylénols (40 % de xylénols 205°-230° C et 10 % de xylénols 230°-240° C)
— 5 % de brai.

Environ le tiers des fractions obtenues au fractionnement continu sont commercialisables directement. Les autres fractions sont retraitées dans une colonne discontinue de 60 plateaux opérant sous la pression absolue de 60 mm de mercure, qui permet de préparer :

— de l'acide phénique à point de fusion : 40° C
— de l'orthocrésol à point de fusion : 31° C
— du méta-paracrésol à plus de 50 % de métacrésol
— les différentes coupes de xylénols demandées par la clientèle.

Pour ces produits, le fractionnement normal qui a été adopté, en tenant compte des utilisations actuelles, conduit aux fractions définies ci-après :

— acide crésylique I : contenant 30 % de métacrésol;
— acide crésylique II : contenant 10 à 12 % de métacrésol;
— acide crésylique III : contenant 20 % de xylénol 1.3.5;
— acide crésylique IV : (225°-240° C).

B) Huile phénolique II.

Cette huile contient 40 % de corps phénoliques variés : homologues supérieurs des xylénols, oxhydrindènes, naphtols, diphénols, etc...

On peut envisager un déphénolage sommaire par solvant — suivi ou non d'une extraction sélective des diphénols par lavage à l'eau.

Toutefois, cette huile étant un constituant particulièrement actif de la créosote pour imprégnation des bois, et une bonne matière première pour désinfectants, son déphénolage ne présente pas ac-

tuellement d'intérêt économique, sauf dans des cas très particuliers.

III. — APPLICATION ET DEBOUCHES FABRICATIONS ANNEXES

Les produits issus de la distillation primaire et des traitements secondaires se répartissent, comme on vient de le voir, en trois groupes :
— les produits phénoliques représentant environ 10 % du goudron;
— les huiles représentant environ 60 % du goudron;
— le brai représentant environ 30 % du goudron.

A) Produits phénoliques.

La rectification continue fournit déjà plusieurs fractions qui ont un débouché commercial, notamment dans l'industrie des phénoplastes :
— phénol à 90 %;
— m-p-crésol à 40-45 % de méta.

La rectification discontinue permet d'élaborer des produits purs (acide phénique -orthocrésol), des produits concentrés (méta-paracrésol à plus de 50 % de métacrésol) et des fractions normalisées suivant leur usage (acides crésyliques).

Sur demande de l'industrie chimique, elle permet également d'extraire des coupes serrées de :
— xylénols 1-2-4 et 1-2-5;
— xylénol 1-3-5.

Ce dernier peut être préparé à l'état pur par cristallisation.

On a déjà vu que l'huile II peut être plus ou moins complètement déphénolée; du bloc de phénols recueillis on peut aisément extraire les diphénols (*pyrocatéchine* et *méthylrésorcine*, en particulier) par lavage sélectif à l'eau, le mélange restant pouvant fournir, soit une base de plastifiants, soit une base de désinfectants, après purification permettant d'éviter les colorations accessoires.

En dehors des fabrications classiques à partir des produits commerciaux usuels (acide phénique — ortho et méta-paracrésol — xylénol 1-3-5), quelques dérivés qui présentent un intérêt industriel peuvent être préparés directement à partir des fractions de xylénols ou de phénols supérieurs, sans nécessiter la séparation préalable des molécules composantes :

1) du bloc des xylénols ou d'une partie de ceux-ci, on obtient par estérification à l'oxychlorure de phosphore des *triarylphosphates*. Ceux-ci se comparent favorablement, au point de vue de la stabilité et du pouvoir plastifiant, aux tricrésylphosphates dont on connaît l'emploi en progrès constant dans la mise en œuvre des résines polyvinyliques;

2) *l'hydrogénation* catalytique des xylénols fournit des alkylcyclohexanols et alkylcyclohexanones, que l'industrie des peintures et vernis utilise comme solvants lourds. Ces alcools peuvent également servir à la préparation de plastifiants;

3) l'isobutylation est une méthode efficace pour obtenir des isomères purs, métacrésol, paracrésol, xylénols 2-4, 2-5, 3-4, 3-5.

Elle permet également d'obtenir des dérivés isobutylés, tels que le p. *terbutylphénol* utilisé dans la fabrication des résines phénoplastes solubles dans les huiles, le *di-terbutyl p. crésol* dont on connaît l'emploi de plus en plus répandu comme agent antioxygène non toxique, le *di-terbutyl m. crésol* stabilisant des carburants et du caoutchouc.

B) Huiles.

Les huiles de goudron de basse température présentent des caractères propres qui les différencient des huiles de goudron de haute température et justifient des applications particulières :
— elles ont un caractère chimique mixte à la fois paraffinique, aromatique et naphténique;
— elles ont une bonne miscibilité aux huiles de pétrole;
— elles sont exemptes de dépôts de cristallisation à basse température.

De l'huile phénolique I, on retire une *huile déphénolée* qui constitue un adjuvant pour les bitumes routiers et un bon support pour insecticides et désinfectants agricoles.

L'huile II est, d'une part, un constituant de la créosote pour imprégnation du bois et, d'autre part, une base de désinfectants sous forme d'émulsions savonneuses.

L'*huile à dénaphtalinage* sélectionnée par un coupage précis s'est révélée le meilleur des agents de dénaphtalinage du gaz de cokerie et son emploi s'est répandu dans les installations des Charbonnages de France, des Mines de la Sarre et du Gaz de France. Ce produit, vendu sous la marque « Dénaphtine », est caractérisé par une capacité de rétention de la naphtaline dépassant 5 % du poids d'huile mise en œuvre, et une possibilité d'emploi aux basses températures jusqu'à — 5°.

L'huile lourde est un constituant de la créosote, mais sa miscibilité avec les fuels pétroliers permet aussi d'en faire un combustible d'appoint ou de remplacement; elle est également un adjuvant pour les goudrons routiers.

C) Brai.

Le brai de goudron de basse température présente des caractéristiques physiques intermédiaires entre celles du brai de goudron de cokerie et celles des bitumes pétroliers. Il peut être utilisé pour l'agglomération des fines de houille. Mais il est plus intéressant d'exploiter ses qualités propres dans le domaine de l'étanchéité : revêtement ou enduits. D'autre part, des essais d'utilisation de brais mous (brais plus ou moins riches en huiles) pour la fabrication de matériaux enrobés pour re-

vêtements routiers sont en cours. Dans tous les cas, le brai de goudron de basse température se caractérise par une bonne compatibilité avec les bitumes pétroliers.

IV. — CONCLUSION

La valorisation des produits issus du goudron de basse température doit être cherchée dans des voies différentes de celles suivies pour le goudron de haute température. Les progrès dans la connaissance des qualités propres de ce goudron, ainsi que dans les méthodes de traitement, peuvent encore ouvrir des perspectives nouvelles : dans ce domaine, l'industrie anglaise du goudron de basse température, qui a joué un rôle de pionnier, continue à apporter sa contribution.

Sélection de fiches d'Inichar

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

Cette double parution répond à deux objectifs distincts :

a) *Constituer une documentation de fiches classées par objet,* à consulter uniquement lors d'une recherche déterminée. Il importe que les fiches proprement dites ne circulent pas; elles risqueraient de s'égarer, de se souiller et de n'être plus disponibles en cas de besoin. Il convient de les conserver dans un meuble ad hoc et de ne pas les diffuser.

b) *Apporter régulièrement des informations groupées par objet,* donnant des vues sur toutes les nouveautés.

C'est à cet objectif que répond la sélection publiée dans chaque livraison.

B. ACCES AU GISEMENT. METHODES D'EXPLOITATION.

IND. **B 31** et **P 33** Fiche n° **16.396**

F. LINDE. Welche Abhängigkeit besteht beim Gesteinstreckenvortrieb zwischen dem Arbeitsplatz je Mann und der Auffahrleistung? *Quel rapport y a-t-il dans le creusement de galeries au rocher entre l'espace offert à chaque travailleur et l'avancement réalisé?* — **Bergbauwissenschaften,** 1956, août, p. 217/234.

Thèse de doctorat soutenue à la Bergakademie de Clausthal.

Les facteurs intervenant dans le rendement : facteurs naturels (massif, climat, venues d'eau, accidents géologiques), facteurs relatifs à l'organisation du travail, facteurs d'exploitation (degré de mécanisation, de l'abattage, du déblaiement et de l'évacuation); il faut aussi faire intervenir l'espace offert à chaque travailleur, car il influe dans une certaine limite sur le rendement du travail.

Calculs de production et de prix de revient avec divers effectifs, sections ou roches, en distinguant exploitations non, partiellement et fortement mécanisées(données empruntées aux observations faites lors des épreuves de 1948 aux mines de la Ruhr pour l'avancement).

L'auteur fait ressortir que la mécanisation totale n'offre d'avantages économiques sur la mécanisation partielle que si l'avancement dépasse 100 m/mois. Bibliogr. 13 références.

(Résumé Cerchar, Paris).

IND. **B 4111** et **Q 40** Fiche n° **14.846**

H. RESLINGER. Rentabilité de l'exploitation par avancements rapides dans un gisement de couches minces et charbon dur nécessitant havage et tir. Mine de demain basée sur le principe de la rapidité des avancements. — **Communication Te 3 au Congrès du Centenaire de la Société de l'Industrie Minérale,** Paris, juin 1955. — **Revue de l'Industrie Minérale,** numéro spécial I T, 1956, juillet, p. 344/387, 12 fig.

Dans un gisement en plateure qui s'appauvrissait, le rendement fond du siège 1 de la Houve diminuait progressivement. En 1949, ce rendement tomba à 1.150 kg pour une production nette de 2.100 t et 7 tailles en activité. Après l'introduction de la nouvelle méthode d'exploitation par avancements rapides (cf. fiche 10.420 - B 4111) et sa généralisation dans 7 couches différentes, le rendement fond s'éleva d'une façon sensible et atteignit 1.950 kg. Production moyenne de 2.100 t/j provenant de 3 tailles seulement, d'une puissance moyenne modérée de 1,05 m. Un autre grand avantage de l'exploitation par avancements rapides est la diminution des investissements. Vitesse d'avancement de 3 allées - taux de rentabilité de 120 %. Vitesse d'avancement de

4 allées - taux de rentabilité de 200 %. Après 4 années d'expérience, on peut prévoir la mine de demain très simplifiée. Dans une couche de 1 m, 2 tailles de 220 m de longueur peuvent faire chacune un avancement de 4 allées de 0,9 m et produire 2000 t à un taux de rentabilité prévisible de 150 % minimum par rapport à l'ancienne méthode.

Il reste à concevoir l'avancement rapide des traçages.

En attendant la mise au point de machines traceuses capables de couper à la fois le charbon et le rocher, il faudrait pouvoir, avec les moyens actuels, tracer les galeries au moins à la vitesse d'avancement des tailles, c'est-à-dire 6-10 m/j. L'auteur voit la solution dans les traçages sous forme de taillette de 15-20 m de longueur, équipée comme une taille normale, avançant comme la taille et au moins à la vitesse de celle-ci. L'arrière-taillette serait formée par deux galeries jumelées. Celles-ci seraient de petite section, avec un coupage de mur uniquement, peut-être avec toit boulonné ou boisé simplement.

C. ABATAGE ET CHARGEMENT.

IND. **C 21** Fiche n° **14.730**

M. POULET. Abattage du charbon à l'explosif. — **Communication Ta I au Congrès du Centenaire de la Société de l'Industrie Minérale,** Paris, juin 1955. — **Revue de l'Industrie Minérale,** numéro spécial I T, 1956, juillet, p. 5/12, 3 fig.

Dans la modernisation des méthodes d'exploitation, l'explosif joue un rôle important. Ce développement continuel n'a été possible que par suite de la mise au point d'explosif de sécurité envers le grisou et les poussières, mais également parce que les exploitants ont respecté avec une parfaite discipline les consignes d'emploi.

Au cours de ces dernières années, on constate une évolution dans l'emploi. On doit se souvenir qu'une mine tirée en plein massif ne donne pas un abattage satisfaisant. Il est indispensable d'avoir une surface de dégagement vers laquelle se produit l'effet utile de l'explosion. L'inclinaison des trous de mine doit également tenir compte de la position des limets existant dans la veine. Le réglage de la charge se fait en cherchant à obtenir l'effet de souffle le moins important. Les explosifs allégés, en service depuis 3 ans, répartissent l'énergie de l'explosion sur une plus grande surface du trou de mine et conduisent à une action moins brutale sur le massif. Ils peuvent être utilisés même dans les chantiers où le toit est fragile.

Les trous sont forés généralement à des distances de 0,70 m à 1 m les uns des autres et à des distances semblables de la surface de dégagement.

La consommation de ces explosifs varie de 50 à 250 g par m3 en place suivant la dureté du charbon.

L'explosif permet d'obtenir des prix de revient d'abattage en taille qui sont environ inférieurs de 50 % à ceux obtenus en utilisant le marteau-piqueur.

IND. **C 240** et **A 45** Fiche n° **16.586**

T. ATCHISON, W. DUVALL, L. OBERT. Mobile laboratory for recording blasting and other transient phenomena. *Laboratoire mobile pour enregistrer les phénomènes du tir et autres phénomènes instantanés.* — **U. S. Bureau of Mines, Rep. of Inv. 5197,** 1956, juin, 22 p., 11 fig.

Laboratoire automobile pouvant enregistrer simultanément 16 indications transmises électriquement par des oscilloscopes et des chambres à tambour tournant à grande vitesse, les phénomènes détectés étant ou des voltages ou transformés en différences de potentiel ; l'emploi de transducteurs et d'impédances appropriées donne une grande souplesse.

On peut ainsi étudier tous les phénomènes de vibrations, commutation, volées d'explosions à micro-retards, ébranlement d'un massif par le tir. Détails sur les appareils principaux et auxiliaires.

(Résumé Cerchar, Paris).

IND. **C 243, F 231** et **H 550** Fiche n° **16.570**

E. WEHNER. Auswirkungen elektrostatischer Erscheinungen im Bergbau. *Influences des manifestations électrostatiques dans les mines.* — **Glückauf,** 1956, 13 octobre, p. 1229/1233.

Depuis quelques dizaines d'années déjà, on connaît le danger de ces charges, spécialement en atmosphère sèche et en milieu isolant. En Allemagne, Beyling et Fritzsche (1933) sont les premiers à s'être intéressés au danger de l'allumage du grisou par cet intermédiaire et aux moyens de protection éventuels. Antérieurement, d'autres branches industrielles avaient étudié le danger d'incendie et d'explosion dans les gaz, fumées et atmosphères poussiéreuses. Le danger dans les mines paraissait moins sérieux parce que les poussières de charbon n'ont pas besoin d'être électrifiées pour être dangereuses et, d'autre part, les conditions de sécheresse et d'isolement, en même temps que la présence de grisou ou poussières, paraissaient problématiques.

Depuis, le danger a été confirmé par de nombreux exemples.

Par exemple, dans une mine du Nord de la Ruhr, en un point de chargement d'un puits intérieur, on avait installé un filtre éjecteur de poussières à air comprimé : des étincelles dangereuses ont été constatées — la station de Dortmund-Derne a constaté des tensions atteignant 4000 V à des tubes Cardox isolés pour une capacité de 500 Picofarad.

En général, les tuyères à air comprimé non mises à la terre sont très dangereuses. Le développement de l'emploi des plastiques (isolants) par ailleurs si intéressants, présente à ce point de vue un danger particulier (flexibles, bandes transporteuses, isolement des câbles). Un accident assez extraordinaire qui s'est produit en 1954 dans une mine de la Ruhr et a atteint deux jeunes ouvriers : des mines chargées, mais non raccordées, ont sauté au moment

où une tuyauterie à air comprimé a débité à gueulebée ; la seule explication vraisemblable est qu'une charge électrostatique développée sur la tuyauterie a chargé un bout de détonateur pendant que l'autre était à la terre.

IND. **C 41** Fiche n° **14.796**

A. BERNOS. Exploitation des veines minces en plateure. — **Communication Tb 4 au Congrès du Centenaire de la Société de l'Industrie Minérale,** Paris, juin, 1955. — **Revue de l'Industrie Minérale,** numéro spécial I T, 1956, juillet, p. 93/110, 20 fig.

Evolution des méthodes d'exploitation dans un siège où l'on « récupère » un gisement médiocre de veines minces, sales, à épontes très médiocres, mais avec un pendage régulier de l'ordre de 10°.

Le but poursuivi était de compenser la diminution progressive de la puissance des veines par une amélioration de la technique. On s'orienta vers une augmentation de la concentration par des vitesses d'avancement aussi grandes que possible, boisage métallique et développement de la mécanisation. On resta fidèle à la longue taille de 200 m environ. Les divers engins de transport en taille qui, dans une certaine mesure, imposent la méthode d'exploitation, furent successivement le couloir oscillant, le convoyeur à bande à brin supérieur porteur, le convoyeur à brin inférieur porteur et enfin le convoyeur blindé qui permit d'introduire le havage par passes courtes et multiples, puis ensuite le havage par passes courtes derrière le convoyeur avec soutènement en porte-à-faux.

C'est cette méthode, inspirée de la mine de Kreutzwald (Houillères du Bassin de Lorraine), qui est actuellement généralisée.

Les avancements quotidiens moyens sont de trois rallonges de 0,90 m. Le foudroyage a lieu au cours des postes d'abattage. La taille est divisée en deux tailles de 100 m, desservies chacune par une haveuse ; traitées comme deux demi-tailles presque indépendantes, elles sont intentionnellement acycliques, ce qui leur confère une grande souplesse de marche.

Le soutènement, faute d'étançons à pose rapide, reste le point faible.

IND. **C 41** Fiche n° **14.797**

J. MACHERAS. Mécanisation des longues tailles dans les veines à toit court (exploitations profondes). — **Communication Tb 5 au Congrès du Centenaire de la Société de l'Industrie Minérale,** Paris, juin 1955. — **Revue de l'Industrie Minérale,** numéro spécial I T, 1956, juillet, p. 111/131, 12 fig.

Méthode : havage et chargement par haveuse sur Panzerförderer avancé par pousseurs — passes courtes et rapides — soutènement métallique en porte-à-faux suivant au plus près.

La haveuse have en montant puis charge en descendant, les chaînes tournant en sens inverse.

Difficultés et limites d'utilisation.

— trop gros blocs (découpage par bras combiné et bras triangulaire) ;
— variations de puissance et de configuration de la veine (haveuse à tour — champignons démontables) ;
— abattage de la poussière ;
— puissance de la haveuse (il faudra bientôt 100 kW).

Problème de la banquette :

a) essai d'abattage et de chargement à l'aide du bras Hoy ;

b) chargeuse de banquette Quoniam.

Soutènement :

Etançons et bêles métalliques.

Difficultés :

a) danger de travailler au plus près de la haveuse, en aval, au-dessus du Panzer transportant le charbon tombant au havage ;

b) difficulté de maintenir le toit à l'aide d'une bêle entièrement en porte-à-faux dans les cas où le toit est très lourd.

Traitement du toit :

Le remblai (pneumatique) est souvent imposé, en particulier en cas de grisou, de danger de feu, ou pour limiter les dégâts de surface.

Difficulté du remblayage en cas de mauvais toit.

Essai de remblai avec arrachage du soutènement au treuil.

Conclusion : La méthode se généralise aux Mines de la Sarre.

IND. **C 4210** Fiche n° **14.795**

H. CHALES, H. THUILLIER, J. VERDET. Evolution du havage dans le Bassin du Nord et du Pas-de-Calais. — **Communication Tb 3 au Congrès du Centenaire de la Société de l'Industrie Minérale,** Paris, juin 1955. — **Revue de l'Industrie Minérale,** numéro spécial I T, 1956, juillet, p. 78/92, 6 tabl.

Dès avant la guerre de 39-45, le havage fut essayé dans le Bassin du Nord et du Pas-de-Calais, mais n'y fut pas adopté. Ce n'est qu'après la généralisation du soutènement métallique en porte-à-faux et celle du déblocage par convoyeur blindé que le havage fut développé. Depuis 1951, il a pris une grande extension dans les charbons durs des groupes de l'Ouest du Bassin, notamment ceux d'Auchel et de Bruay.

Les auteurs insistent sur la nécessité de fragmenter les produits afin de pouvoir charger mécaniquement. Moyens mis en œuvre pour réaliser cette fragmentation. Le chargement est réalisé aussi souvent que les conditions le permettent. Sur 30 haveuses en service en décembre 1954, 8 machines assuraient le chargement intégral des produits. Types et caractéristiques des machines utilisées : Anderson Boyes 15" et 12", British Jeffrey Diamond 12", Eickhoff SE 3 à commandes hydrauliques, Sullivan C. L.E. 5 et C. L. A. 5. La plupart des machines sont électriques. La longue taille est seule adoptée.

En charbon très dur, le havage, en remplaçant le minage, a amélioré la granulométrie, augmentant la

valorisation. Les résultats ont évolué rapidement : si le pourcentage du charbon havé n'est passé pour l'ensemble du bassin que de 0,16 en 1947 à 5 en 1954, par contre ce pourcentage augmente fortement dans les charbons durs des groupes de l'Ouest du bassin : il passe à Auchel de 0,75 en 1951 à 40 en septembre 1954 et à Bruay de 1,7 en 1952 à 16,6 en septembre 1954.

Les auteurs étudient les investissements pour une taille à soutènement métallique avec haveuse circulant sur blindé, ces investissements s'élèvent, pour un front de 150 m, à 35.000.000 FF, ce qui correspond à une dépense journalière de 76.000 FF.

IND. **C 4220** Fiche n° **14.828**

H. E. COLLINS. Coal ploughs in Great-Britain. *Le rabotage en Grande-Bretagne.* — **Communication Td 2 au Congrès du Centenaire de la Société de l'Industrie Minérale,** Paris, juin 1955. — **Revue de l'Industrie Minérale,** numéro spécial I T, 1956, juillet, p. 206/243.

Au cours de ces dernières années, on assiste à un développement de la mécanisation de l'exploitation, et en particulier de l'abatage et du chargement. D'excellentes machines ont été mises au point, mais surtout pour les veines de 90 cm de puissance et plus, la diminution de la puissance moyenne oblige à chercher d'autres solutions : le rabotage en est une.

Rabotabilité des veines : Il s'agit de trouver un critère de « rabotabilité » d'une veine, autre que d'être formée de charbon tendre et bien clivé. Pour cela, on utilise un appareillage léger, constitué en gros par un couteau de rabotage dont on mesure la pénétration dans le charbon en même temps que la poussée nécessaire (maximum 8.600 kg) (cf. f. n° 12.863[1] - C 4220). La rabotabilité s'apprécie à partir de mesures de référence faites dans la veine Busty, parfaitement rabotable par un rabot statique. Un charbon trop dur peut être rabotable par un rabot « activé » ou « à résonance » (ex. Huwood slicer). Les mesures permettent aussi de faire le projet de l'installation (ϕ de câbles, vitesse, puissance). Le rabotage exige de bonnes épontes et un excellent contrôle du toit, de plus le front doit être dégagé (rallonges articulées et porte-à-faux ou mieux « rallonges coulissantes »). La rabotabilité dépend sans doute de la charge sur les étançons ; il semble qu'il existe une valeur critique de celle-ci en dessous de laquelle la résistance au rabotage augmente. Le rabotage permet de suivre une marche acyclique. Sécurité : peu d'étincelles provenant des pics et peu de poussières.

Installations de rabotage de Grande-Bretagne (cf. f. 5225 - C 4220). Le rabot « standard » travailla en Grande-Bretagne de 1946 à 1954 avec un rendement de 12 t/homme poste. De nombreux autres rabots y travaillent aussi maintenant : Standard 1, Haveur 8, Rapide 14, Scraper 10, Samson M et C 6, Huwood Slicer 4 ; total 43. La production correspondante est de 10 % de la « production mécanisée », de 0,8 % de la production totale (17 Mtn/an).

Conclusion : Le rabotage est un système d'abatage-chargement mécanique sans doute appelé à un grand développement.

IND. **C 4220** Fiche n° **16.578**

K. SPIES. Untersuchung der Gewinnbarkeit von Steinkohlen unter besonderer Berücksichtigung der schälenden Kohlengewinnung. *Examen de l'exploitabilité du charbon au point de vue du rabotage.* — **Glückauf,** 1956, 27 octobre, p. 1285/1297, 15 fig.

L'abattage des minéraux durs est d'une façon générale un procédé de concassage auquel on peut appliquer les lois générales du concassage. Celles-ci toutefois ne fournissent aucune valeur pratique de l'exploitabilité. Par contre, on est arrivé à distinguer deux facteurs qui conviennent pour les recherches sur le charbon : la dureté et la pénétrabilité. La première dépend des propriétés du charbon, la seconde des conditions des terrains encaissants.

Un procédé de mesure de l'exploitabilité doit répondre à toute une série d'exigences : le charbon doit avant tout être essayé en place et les conditions d'essai ne doivent pas trop modifier la situation naturelle, la mesure doit se rapprocher des conditions d'abattage.

On examine plusieurs procédés qui ne remplissent pas toutes les conditions. Le dispositif de Wilms convient pour le cas d'un petit rabot armé d'un taillant ; des recherches préliminaires sur la forme du taillant, l'angle et la profondeur de coupe ont fixé les formes de l'engin utilisable pour des recherches ultérieures.

Il s'agit d'un petit chariot porte-outil, entraîné par chaîne Galles et commande manuelle, qu'on introduit dans un trou de sonde et qui est pourvu d'un dynamomètre à tambour enregistreur. Une comparaison immédiate entre la mesure de Wilms et la force de traction d'un rabot nécessaire en un point fixé d'une taille n'est pas possible, mais elle peut se déduire **d'une série très élevée** de mesures.

En réalité, il n'est pas possible dans l'état de nos connaissances de prévoir l'aptitude d'un charbon au rabotage.

IND. **C 4220** Fiche n° **14.840**

H. SANDER. Die schälende Kohlengewinnung in Deutschland. *L'abattage rabotant du charbon en Allemagne.* — **Communication Td 4 au Congrès du Centenaire de la Société de l'Industrie Minérale,** Paris, juin 1955. — **Revue de l'Industrie Minérale,** numéro spécial I T, 1956, juillet, p. 254/276, 28 fig. — **Technik und Forschung (S.K.B.V.),** 1955, cahier n° 3.

Court aperçu historique de l'évolution en Allemagne du rabot.

Le «Einheitshobel » opérait à faible vitesse avec une profondeur de coupe d'environ 30 cm. On essaya d'abord de faciliter le travail du rabot en activant ses lames, mais le principe des rabots activés fut bientôt abandonné.

L'évolution se poursuit par le rabot à gradins qui, avec la même vitesse que le Einheitshobel, entaille

la paroi avec plusieurs petites lames à profondeur croissante, à environ 30 cm avant que la dernière lame abatte sur toute la hauteur du rabot la taille dont les tensions ont disparu ; on arrive alors au rabot « rapide » ou rabot Löbbe qui, au contraire du Einheitshobel et du rabot à gradins, travaille avec une faible profondeur et une vitesse augmentée, mais le rabot rapide devait avoir un guidage forcé le long du convoyeur à cause de l'accroissement de la vitesse.

Le stade suivant amène au rabot prismatique qui travaille avec la même vitesse que le rabot rapide, mais qui attaque le front de taille en deux points seulement : il y a économie de force de traction et il ne nécessite plus de guidage forcé le long du convoyeur.

Ensuite sont décrits le rabot rapide, système Ibbenbüren, sans tube de guidage avec aile modifiée, le rabot ajouté et le rabot à plaques de havage pour l'utilisation en plateures et semi-dressants.

Suit la description du scraper-rabot de la Heinrich Bergbau A. G. Il est fait mention du transporteur de taille coupant, procédé tout récent, supérieur au scraper-rabot, surtout en semi-dressants et dans des veines à fortes ondulations avec charbon « travaillant ».

Pour les dressants : la haveuse à câble pour couches en dressants, le rabot pour dressants de la Heinrich Bergbau A. G. et le bélier de la mine Peissenberg.

IND. **C 43** et **E 124** Fiche n° **14.843**

J. BIEAU. La mécanisation de l'abattage dans les pendages de 20 à 40°. — **Communication Te I au Congrès du Centenaire de l'Industrie Minérale,** Paris, juin 1955. — **Revue de l'Industrie Minérale,** numéro spécial I T, 1956, juillet, p. 300/326, 28 fig.

Introduction de la méthode à front dégagé : le premier pas vers la mécanisation fut l'introduction de freineurs blindés et du soutènement métallique.

Problème des veines minces : pour résoudre ce problème, on a réalisé un freineur angulaire à simple chaîne, blindé, c'est-à-dire ripable et très résistant (tir, havage). La taille est inclinée sur le pendage pied en avance. La haveuse prend appui latéralement sur le blindé par un traîneau qui laisse le passage de la chaîne à assiettes. Après havage et tir, la haveuse redescend en chargeant le charbon abattu.

Veines puissantes :

1) L'utilisation du blindé angulaire en veine puissante donne lieu à des difficultés par suite du danger de renversement du front de taille. On ne peut donc s'engager dans cette voie qu'avec prudence. Des essais sont en cours qui détermineront les limites d'utilisation de la méthode.

2) Parallèlement, des essais de haveuse intégrale Anderton ont été entrepris dans les tailles à freineur blindé sur pendage. Cette machine résout le problème de la banquette et peut, à la descente, charger intégralement le charbon abattu. En charbon très dur, cette machine convient mal.

3) Aussi, a-t-on construit un prototype de haveuse-chargeuse qui utilise le chargement en descendant par tambour muni de pics élargis. La machine have avec un bras normal. Après tir, on met en service le tambour de chargement à la descente.

D. PRESSIONS ET MOUVEMENTS DE TERRAINS. SOUTENEMENT.

IND. **D 1** Fiche n° **16.509**

C. BADGER, A. CUMMINGS, R. WHITMORE. The desintegration of shales in water. *La désintégration des schistes dans l'eau.* — **Journal of the Institute of Fuel,** 1956, octobre, p. 417/427, 12 fig.

Le comportement des schistes dans l'eau a été étudié de façon à définir l'importance et le processus de leur décomposition et les propriétés de la roche qui les déterminent. Les schistes se désagrègent de deux façons dont l'une affecte tous les schistes, c'est la dispersion de la matière colloïdale qui maintient ensemble les constituants d'un schiste sec. Quelques schistes se détruisent par pression d'air lorsque l'eau est entrée dans les pores par capillarité. L'effet de destruction tient principalement à la structure du schiste et non à la quantité de colloïdes présents. Le degré de dispersion des colloïdes argileux et la stabilité des suspensions qui en résulte sont déterminés par le type de cations d'échange attachés au colloïde et par les propriétés du liquide causant la désintégration, c'est-à-dire ses caractéristiques ioniques et ses propriétés diélectriques.

L'humidité superficielle et la résistance mécanique des schistes paraissent liées à leur désintégration.

IND. **D 220** et **D 60** Fiche n° **16.669**[I]

H. WILD. Die heutigen Erkenntnisse über die auf den stählernen Streckenausbau wirkenden Einflussgrössen. *Connaissances actuelles sur les espèces d'influences agissant sur le soutènement métallique des galeries.* — **Bergbau Rundschau,** 1956, octobre, p. 481/489.

Aperçu général sur ces influences : elles sont très nombreuses ; quelques-unes sont déjà connues qualitativement et quantitativement, beaucoup d'autres ont jusqu'à présent échappé à nos déterminations précises et à nos mesures et leur participation à la sollicitation totale du soutènement métallique n'a pas pu être déterminée ou tout au plus dans certaines limites. L'ensemble peut se classer d'après le schéma suivant :

A. — Influences dépendant des données et des dimensions :

1. Données locales : a) nature des roches ; b) pente ; c) profondeur ; d) poussée des terrains ; e) oxydation ; f) sollicitations particulières.

2. Allure de la galerie : a) profil ; b) section transversale ; c) longueur.

3. Allure du soutènement : a) espèce ; b) forme ; c) matière ; d) assemblage ; e) garnissage ; f) mode de remplissage contre le terrain.

B. — Influences dépendant du placement :

1) Amenée du soutènement ; 2) soins et entretien du dito ; 3) enlèvement ; 4) rectification ; 5) transport.

Chacun de ces points va être étudié séparément. Les groupes A_2 et A_3 sont les mieux connus, A_1 et B sont moins étudiés. Au sujet de B, Spruth donne : a) présence d'un radier ; b) influence du mode de remblai ; c) soutènement définitif ou provisoire ; d) système à double voie ou en T ; e) exploitation chassante ou rabattante ; g) procédé d'abattage ; h) avancement. Cette subdivision a l'inconvénient de donner des influences réagissant l'une sur l'autre, ce qui ne se produit pas avec le classement envisagé.

IND. **D 222** et **D 43** Fiche n° **16.568**

H. JAHNS. Die Ermittlung des Ausbauwiderstandes in einem Streb durch Messungen mit der Stempeleinschulpresse. *La détermination de la résistance du soutènement dans une taille par des mesures au moyen de la presse combinée pour étançon.* — **Glückauf,** 1956, 13 octobre, p. 1213/1221, 14 fig.

Riter a déjà signalé les fautes d'utilisation du soutènement métallique en taille (f. 10.746 - D 40), les recherches sont toutefois si difficiles que peu de mines peuvent les entreprendre : il manque un procédé de mesure simple, applicable immédiatement à un étançon et permettant d'en mesurer les défaillances dues à une mauvaise utilisation, au vieillissement de certains éléments, etc. ;l'article décrit un matériel destiné à y remédier et qui a déjà été essayé dans 30 tailles différentes.

On dispose, de part et d'autre de l'étançon, deux flasques qu'on relie par boulons et constitue ainsi un châssis de presse portant par des saillies sur la tête de l'étançon et sur lequel on pose de chaque côté un cylindre hydraulique, les deux sont reliés par un flexible et un autre se rend à une pompe commandée manuellement. On exerce ainsi une pression directe sur le toit. Un dynamomètre est relié à la pompe et un appareil qu'on relie aux deux fûts de l'étançon mesure le coulissement.

L'article donne les tableaux des mesures effectuées dans la couche Mathilde, ainsi que tous les détails pour l'exécution des mesures.

Dans le dernier chapitre est indiquée, en partant des mesures, la façon de construire pour une taille la courbe de la charge moyenne sur les étançons en fonction du temps.

E. TRANSPORTS SOUTERRAINS.

IND. **E 43** Fiche n° **16.362**

E. des ROSEAUX. Le guidage élastique dans les puits. — **Revue de l'Industrie Minérale,** 1956, septembre, p. 527/539, 10 fig.

Déjà en juin 1951, l'Industrie Minérale signalait les mains courantes pneumatiques pour cages d'extraction (puits Rodolphe II des mines d'Alsace). Depuis lors, l'auteur a été amené à la main-guide élastique (cf. fiche n° 7183 - E 43). Plusieurs applications ont été faites des mains-guides élastiques. A présent, une troisième main élastique a été réalisée, dite « main circulaire élastique », qui est la synthèse de ses deux devancières.

Le but à atteindre est d'allier à la sécurité du guidage rigide la douceur du câble guide. Les mains-guides pneumatiques utilisent des pneus d'avion (un frontal et deux latéraux). Dans les puits irréguliers, elles sont sujettes à des oscillations périodiques. Les mains-guides élastiques utilisent des pneus montés sur roues immobiles et pourvus de ceintures. On substitue le frottement de glissement à celui de roulement.

La main circulaire élastique est constituée par une roue unique élastique et mobile autour d'un axe horizontal. Les questions de vulnérabilité, contact permanent et préécrasement sont éliminées ; la résistance de la main circulaire élastique aux efforts transversaux est parfaitement assurée avec le jumelage de deux pneumatiques (ce montage est en outre une sécurité pour le cas où un pneu se dégonflerait rapidement).

Conclusion : les trois types de mains courantes élastiques ont leur domaine d'emploi. La préférence donnée au guidage bois perd ainsi de son intérêt ; d'autre part, la réduction des réactions des masses en mouvement incite l'auteur à croire que les partibures pourraient être remplacées par des potences moins encombrantes.

F. AERAGE. ECLAIRAGE.

IND. **F 11** Fiche n° **16.292**

J. HODKINSON. Studies, by a radio-active tracer method, of the turbulent diffusion of gas and fine dust in mine ventilation currents. *Emploi d'une méthode de traceur radioactif à l'étude de la diffusion turbulente du gaz et des fines poussières dans les courants d'aérage des mines.* — **Communication n° 44 à la 9e Conf. Intern. des Directeurs de Stations d'Essais,** 24 p., 14 fig. — **Safety in Mines Res. Establ. Res. Rep. 133,** 1956, juin, 32 p., 14 fig. (texte en anglais).

Etude par gaz traceur radioactif de la dispersion de gaz et de poussières de dimensions respirables (moins de 5 μ) se produisant dans l'aérage par diffusion turbulente ; le gaz traceur est CH_3 Br (Brôme 82) ; dispositif expérimental : tubes échantillons, collecteurs, compteurs de radiations émises. Théorie de la diffusion transversale et mesure en galerie circulaire de 1,2 : longueur d'entrée à turbulences, cas des concentrations à la paroi négligeables ou appréciables ; mesures en galerie cintrée de 2,4 m, en galerie rectangulaire bétonnée : effet d'obstruction : effet de mélange dus à une recoupe au toit ou à un coude.

Dispersion longitudinale (en cours d'étude).

Le mélange complet, qui exige des distances de l'ordre de 30 à 100 diamètres en galeries rectilignes

lisses non obstruées, peut ne demander que 10 fois le diamètre en cas d'obstacle ou de rugosité.

(Résumé Cerchar Paris).

IND. **F 134** et **F 2321** Fiche n° **16.742**

J. FRIPIAT et H. CALLUT. Etude du fonctionnement d'un éjecteur à air comprimé en atmosphère inflammable. — **Communication n° 47 à la 9e Conf. Intern. des Directeurs de Stations d'Essais,** 1956, juin-juillet, 23 p., 12 fig.

On utilise souvent en Belgique, pour déloger des accumulations de grisou et les amener dans le courant d'aérage, des éjecteurs à air comprimé. Ces appareils comportent essentiellement une tuyère débouchant au centre d'un tuyau métallique de 150 à 400 mm de diamètre et de longueur généralement réduite (0,50 à 1,00 m).

Comparés aux turbo-ventilateurs, ces éjecteurs présentent des avantages appréciables : faible encombrement, légèreté, usure nulle.

Leur emploi n'est cependant pas sans danger à cause de la violence du jet qui s'échappe à grande vitesse de la tuyère. A plusieurs reprises, on a eu en Belgique des inflammations causées par des lampes à flamme en parfait état qu'on avait inconsidérément placées devant l'éjecteur. Celui-ci aspirait, il est vrai, du grisou mais il est surprenant que, dans l'axe du jet, la dilution du gaz inflammable n'ait pas été suffisante pour amener la teneur en dessous de la limite dangereuse.

Cette étude montre les premiers résultats d'une recherche qui a été entreprise sur un éjecteur mis en cause lors d'un accident survenu récemment dans une mine du bassin de Liège. Les essais ont eu pour objet d'établir comment s'opère la dilution du méthane lorsque l'éjecteur est mis en activité dans une atmosphère très grisouteuse.

IND. **F 411** Fiche n° **16.531**

M. LANDWEHR. Ist durch Netzmittelzusatz zum Wasser bei der Kohlenstossträнkung im Bergbau eine Verbesserung der Staubniederschlagung zu erwarten. *De l'addition d'agent mouillant à l'eau d'infusion en veine, peut-on attendre un accroissement de la précipitation des poussières.* — **Premier Congrès mondial de la Détergence et des Produits tensio-actifs - Section 12,** 1954, p. 88/93, 2 fig.

Les agents tensio-actifs doivent répondre aux exigences suivantes :

a) ils doivent être inoffensifs pour l'organisme et la peau humaine ;

b) être plus actifs que l'eau ordinaire ;

c) être économiques ;

d) ne pas favoriser la combustion spontanée ;

e) à l'état pur, ils doivent permettre des mélanges stables et permanents.

Il est donné des tableaux comparatifs de dépoussiérage par infusion montrant l'avantage de certains produits mouillants par rapport à l'eau dans les couches Dickebank et Girondelle.

Ainsi que M. Drouard le souligne, l'auteur a fait deux constatations importantes :

1) l'efficacité de l'infusion d'eau en veine diminue lorsque le délai s'écoulant entre l'infusion et l'abattage augmente ;

2) les poussières de roche sont plus facilement mouillées et leur suspension dans l'atmosphère diminue de moitié par l'addition d'un produit tensio-actif à l'eau d'infusion.

IND. **F 42** Fiche n° **16.536**

J. HILL. Review of the use of wetting agents in mines. *Revue de l'emploi des agents mouillants dans les mines.* — **Premier Congrès mondial de la Détergence et des Produits tensio-actifs - Section 12,** 1954, p. 117/119.

La difficulté du mouillage des poussières croît avec leur finesse : ainsi 1 cm^3 de poussière en particules de 5 μ représente une surface de 1 m^2, en particules de 1 μ cela représente 6 m^2.

Les teneurs limites en poussières recommandées en Angleterre sont signalées : dans les bitumineux : 850 particules par cc de 1 à 5 μ, pour l'anthracite : 650 et pour les schistes 450 ppcc entre 0,5 et 5 μ. L'emploi de l'eau est largement développé, mais les haveuses produisent beaucoup de poussières, ainsi pour une saignée de 1,40 m × 15 cm, on trouve 340 kg de havrit par mètre ; pour l'humidifier à 2 % seulement, il faut 7 litres d'eau, d'où l'intérêt des agents mouillants. Ils ont également été recommandés pour l'infusion d'eau en veine. Enfin, Bradshaw et Tideswell ont décrit le procédé de fixation des poussières au sol au moyen du $CaCl_2$.

IND. **F 42** et **F 411** Fiche n° **16.532**

A. HOUBERECHTS et G. DEGUELDRE. La lutte contre les poussières dans les mines au moyen d'agents mouillants. — **Premier Congrès mondial de la Détergence et des Produits tensio-actifs - Section 12,** 1954, p. 94/101, 8 fig.

Introduction : l'emploi de l'eau dans la lutte contre les poussières peut entraîner des difficultés au lavage du charbon, entraîner des difficultés en taille et accroître exagérément le degré hygrométrique de l'air. On s'efforce donc de réduire la quantité d'eau au minimum en améliorant le contact, eau-poussière par incorporation d'un agent mouillant.

L'étude en laboratoire des agents mouillants se fait en réalisant toute une gamme de solutions aqueuses et en mesurant : a) la tension superficielle du mélange et b) la vitesse d'immersion de poussières charbonneuses dispersées à la surface du liquide.

Une norme « A. M 95 » a été établie pour préciser les conditions d'essais. Parmi une trentaine de produits mouillants, 8 satisfont à la norme et le meilleur a été recherché en le diluant avec des eaux de nature différente.

Lutte contre les poussières au moyen d'agents mouillants :

A) essais d'injection d'eau en veine ;

B) essais de pulvérisation pour l'élimination de poussières en suspension dans l'air.

Le choix de l'agent mouillant doit tenir compte de la préparation ultérieure du charbon.

Au cours de la discussion, M. Houberechts recommande la téléinjection (f. n° 10.196 - F 411) et M. Degueldre ajoute des détails techniques à la description de la norme.

IND. **F 42** et **I 23** Fiche n° **16.528**

A. AVY. Utilisation des produits mouillants pour la coagulation et l'abattage des poussières industrielles. — **Premier Congrès mondial de la Détergence et des Produits tensio-actifs - Section 12,** 1954, p. 58/70.

Objet, essentiellement pratique, de l'étude : possibilité d'utiliser les produits mouillants pour l'abattage des aérosols industriels (le problème minier étant réservé).

L'état physique des particules (électrisation, tension superficielle) étant encore assez mal connu, les études d'application en sont réduites à l'empirisme, il n'est donc pas étonnant qu'une doctrine fixe ne puisse s'imposer.

Problème : l'industrie disperse des poussières dans l'atmosphère, il s'agit, par le moyen d'une pulvérisation d'eau « mouillante », d'en réduire la diffusion.

Solutions : 1) une pulvérisation d'eau peut entraîner mécaniquement au sol les particules ; 2) à la suite d'expérience du Prof. Dautrebande avec ses collaborateurs, on a essayé de grossir par coagulation les aérosols toxiques (et spécialement la silice) pour les précipiter (ceci est déjà plus aléatoire) ; 3) pour fixer les poussières au sol, on doit les mouiller, d'où l'emploi de produits mouillants.

Ces points sont développés successivement avec des expériences de principe.

Dans la discussion, intervention de MM. Drouard, Houberechts, Sauzeat et Matla.

IND. **F 63** Fiche n° **16.591**

H. WATSON et L. BERGER. Equipment for analyzing mine atmospheres, with special reference to Haldane-type apparatus. *Equipement pour l'analyse de l'atmosphère des mines et en particulier l'appareillage du type Haldane.* — **U. S. Bureau of Mines, Inf. Circ. 7728,** 1956, janvier, 51 p., 9 fig.

Synthèse de travaux antérieurs déjà publiés, mais mis à jour (I. C. 7017 et 7441) rappelant les règles de prélèvements en des points aérés ou non aérés, le principe des appareils genre Haldane, les causes d'erreurs et les limites du champ d'application, la manœuvre de l'appareil, et les essais de vérification de son état (absence de fuites), les divers procédés de dosage des constituants (méthode d'Orsat avec de nombreuses variantes pour le dosage de CO des oxydes d'azote ; indications sur les méthodes spectrométriques à l'infra-rouge). Toutes les opérations sont décrites avec détails.

(Résumé Cerchar Paris).

IND. **F 63** Fiche n° **14.782**

von HOFF. Richtlinien für den Einsatz, die Wartung und Ueberprüfung von Co-Filter-Selbstrettern. *Directives pour l'emploi, l'entretien et le contrôle des masques autosauveteurs à oxyde de carbone.* — 1955, août, 24 p., 17 fig.

Opuscule publié par la Station Centrale de Sauvetage d'Essen, en collaboration avec l'Oberbergamt de Dortmund, pour donner aux exploitants toutes les directives nécessaires :

a) aux hommes qui doivent connaître le mode d'emploi du masque ;

b) au personnel chargé de la distribution, du contrôle et de l'entretien des masques.

IND. **F 91** Fiche n° **15.179**

W. POWELL. The assessment of noise at collieries. *L'analyse du bruit dans les charbonnages.* — **Colliery Guardian,** 1956, 29 mars, p. 387/393, 2 fig. — **Transactions of the Inst. of Min. Eng.,** 1956, octobre, p. 21/42, 5 fig.

Une enquête a été effectuée dans les mines anglaises sur les niveaux de bruit qu'on y rencontre.

Unités mécaniques de mesure du bruit : pression (alternative) en dynes/cm^2 - intensité du son : en ergs/sec/cm^2.

Unités physiologiques : loi Weber-Fechner : la sensation varie comme le logarithme de l'excitation. Ainsi le rapport d'un bruit à un autre dix fois plus faible est perçu avec une audibilité de 1 bel, c'est une unité relative. Les anglais ont adopté un seuil absolu d'audibilité : une pression de 0,0002 dynes/cm^2 avec une fréquence de 1000 c. p. s. ; au-dessus de ce seuil 1 phon = 1 décibel (dB). Aux E. U. 1 sone à 1000 c. p. s. = 40 dB.

Pour les essais pratiques, deux genres d'appareils sont utilisables : 1) le mesureur de niveau de son (S.L.M.) amplificateur à 4 tubes avec un cadran à aiguille actionnée par un redresseur.

2) pour l'analyse des fréquences, il y a deux types d'appareils qui utilisent des filtres à bande de fréquence : l'un des types amplifie une seule bande de largeur proportionnelle à la fréquence, l'autre capte de 8 à 10 bandes et donne une analyse moyenne.

Le bruit agit de 5 façons sur l'individu : 1) effets psychologiques (ennui, crainte) ; 2) aptitude au travail ralentie ; 3) action cérébrale (vue, odorat) ; 4) troubles dans l'organisme (respiration, circulation du sang, estomac) ; 5) influence sur le comportement au travail : 100 phons semblent être une limite de sécurité.

Détails sur les essais. Conclusions : les mesures ont donné : à la forge aux berlines : 110 à 125 phons - au fond : haveuses et engins de transport peuvent produire de 100 à 110 phons d'une façon intermittente (on peut améliorer beaucoup). En tailles, les bruits ordinaires (piqueurs, etc.) ne dépassent pas 100 phons : le bruit peut cependant cacher le danger d'un mouvement de terrain.

H. ENERGIE.

IND. H 5341 Fiche n° **16.674**

SIEMENS-SCHUCKERT. Airbreak circuit breaker. *Disjoncteur dans l'air.* — **Colliery Guardian,** 1956, 8 novembre, p. 575, 1 fig. — **Iron and Coal T. R.,** 1956, 9 novembre, p. 1161, 1 fig.

Le dernier disjoncteur antigrisouteux de la firme en vedette mis en vente est un coffret pour 200 A conforme à la spécification P 7/1950 du N. C. B. Il est tout en acier et le couvercle frontal est du type à simple vis, sans boulon de fixation. Le dispositif de verrouillage à coin est actuellement d'un emploi général dans les équipements de cette compagnie, le système est sûr et plus simple qu'avec boulons, l'usure a pour seul effet de diminuer encore l'intervalle de la bride. Une nouvelle disposition pour l'enlèvement et le remplacement du couvercle a été utilisée. Elle comprend une manette avec came de chaque côté du couvercle ; ces cames s'engagent dans des rainures du coffret et un simple demi-tour des manettes cale ou décale le couvercle, ce dernier dépourvu d'articulation ne risque pas de s'ouvrir et d'être une source d'ennuis dans les passages étroits. Dans la chambre, il y a un jeu de trois barres étalonnées pour 300 A, l'interrupteur est du type à lame avec trois positions : enclenché, déclenché et à la terre; c'est dans cette dernière position seulement que le couvercle peut s'ouvrir. L'appareillage du coffret inférieur est monté sur châssis coulissant. Des barres de contact assurent la permanence des connexions dans toutes les positions. Le coffret peut être pourvu d'un voltmètre ou d'un ampèremètre, sinon un plateau lisse bouche l'ouverture Un voyant indique si le courant est mis ou coupé. La commande du coffret est normalement manuelle, mais on peut disposer un moteur pour la commande à distance.

IND. H 5343 Fiche n° **16.646**

A. WICHMANN. Die Isolationsprüfung elektrischer Maschinen mit Gleichspannung. *Essai d'isolement des machines électriques par le courant continu.* — **Elektrotechnische Zeitschrift,** 1956, 1er août, p. 512/517, 9 fig.

Jusqu'à présent, de nombreuses publications américaines traitaient des mesures en courant continu pour la détermination de l'isolement des machines électriques, les mesures donnaient cependant des résultats très divergents.

L'auteur expose les essais qu'il a effectués sur barreaux et sur bobinages complets de machines en vue de préciser comment, pour la détermination de l'isolement, on peut utiliser les mesures de courant de décharge et de courant résiduel, ainsi que le courant d'isolement en fonction de la tension.

I. PREPARATION

IND. I 0130 et I 06 Fiche n° **16.599**

H. HOWARD GRIFFITHS. Factors influencing the design of coal preparation plant. *Facteurs influençant le projet d'un atelier de préparation du charbon.* — **Iron and Coal T. R.,** 1953, 10 avril, p. 827/828.

Résumé d'une conférence (Inst. of Eng. du Pays de Galles Méridion, 19-3-1953). Tenir compte des tonnages moyen et de pointe, de la granulométrie moyenne du tout-venant qui conditionne le triage à main et, conjointement avec les besoins commerciaux, le concassage et le criblage. Influence sur l'épuration des résultats d'analyses par liqueurs denses du tout-venant et de ses fractions ; cas où il faut cribler avant épuration ; choix entre emploi de deux ou de trois procédés d'épuration ; deux étant la solution la plus facile et la moins coûteuse quand c'est possible, ce qui dépend des mixtes.

Choix d'un emplacement ; avantages (y compris possibilité d'extension) des bâtiments à charpentes métalliques ; prévoir épuration et recyclage des eaux, évacuation des schistes. Avantages de l'électrification.

(Résumé Cerchar Paris).

IND. I 11 Fiche n° **16.789**

C. DELL. New uses of the Mayer curve. *Nouvelles applications de la courbe de Mayer.* — **Colliery Engineering,** 1956, novembre, p. 455/458, 4 fig.

La courbe de Mayer, complétée par l'emploi de vecteurs, peut être utilisée pour l'étude de la libération de minerai par réduction des grains. Une autre application est relative au contrôle de la marche d'une machine continue à alimentation d'importance variable.

Enfin, l'auteur propose d'illustrer par cette courbe les séparations ayant lieu dans un lit fluidisé, par exemple, ou en flottation.

IND. I 61 Fiche n° **16.612**

R. MOTT et W. THOMAS. The preparation of gross samples of coal for general analysis : milling, sample division and mixing. *La préparation d'échantillons de charbon en vue de l'analyse générale : broyage, division et mélange.* — **Journal of Inst. of Fuel,** n° 189, 1956, octobre, p. 410/417, 8 fig.

Les trois opérations de préparation à savoir : broyage, division et mélange, peuvent être menées de façon à réduire la variance à de faibles valeurs.

On préfèrera les procédés mécaniques, non seulement pour diminuer la fatigue du personnel, mais aussi pour éviter les erreurs de manipulation inévitables au cours de l'échantillonnage manuel.

En principe, deux broyeurs à marteaux doivent suffire, l'un pour le dégraissage, l'autre étant capable de donner 99 % de plus petit que 72 mesh à raison de 2 livres. Pour le mélange, il semble qu'un double cône manœuvré à la main puisse satisfaire aux conditions que l'on s'impose.

J. AUTRES DEPENDANCES DE SURFACE.

IND. J 30 Fiche n° 16.574

W. SARDEMANN. Neuzeitliche Betriebsgestaltung in Zechenwerkstätten. *Organisation moderne du travail dans les ateliers de mines.* — **Glückauf,** 1956, 13 **octobre, p. 1250/1253.**

C'est une constatation peu satisfaisante que les ateliers de mines se modernisent peu, alors que la mécanisation du fond leur apporte de plus en plus de travail d'entretien. L'article n'a pas pour but de critiquer les déficiences de toutes espèces (d'ailleurs énumérées), mais plutôt de souligner les divers points qu'il y aurait intérêt à envisager.

Au point de vue importance, il n'y a aucun doute que l'extraction passe avant tout. Ce n'est cependant pas une raison pour faire passer au second rang ou même négliger les services auxiliaires dans leurs activités et leur équipement en machines, matériel et personnel, car cela pourrait avoir des répercussions très défavorables sur l'extraction.

Les frais d'entretien sont souvent comptés comme de faux-frais, cela conduit à les réduire au maximum mais entraîne la gestion à la « petite semaine ». Il faut au contraire organiser l'entretien planifié.

Une bonne comptabilisation des dépenses est très importante : chaque travail doit être exécuté le plus économiquement possible.

Parmi les dépenses d'atelier on distingue : 1) les salaires : a) ouvriers producteurs ; b) aides ; c) ouvrier d'entretien ; d) dépenses sociales ; 2) les dépenses matérielles : a) énergie ; b) matériaux, outillage ; c) ports et taxes.

Exemple des dépenses d'un atelier central d'une mine produisant 7000 t/j — organisation de la productivité — distinction avec l'atelier de construction — formation des jeunes ouvriers.

P. MAIN-D'ŒUVRE. SANTE. SECURITE. QUESTIONS SOCIALES.

IND. P 131 Fiche n° 16.373

X. Die Hauptstelle für das Grubenrettungswesen der Bergbauberufgenossenschaft in Peissenberg/Obb. *La Station centrale de sauvetage de Peissenberg (Haute-Bavière) de la Caisse de Prévoyance minière contre les accidents.* — **Der Kompass,** 1956, septembre, p. 103/105, 6 fig.

Station récemment ouverte s'ajoutant à celles d'Essen, Aix-la-Chapelle et Clausthal, pour l'Allemagne de l'Ouest. Elle couvre l'Allemagne du Sud et surtout les Mines de Haute-Bavière.

Indépendamment du rôle de station de sauvetage, elle remplit le rôle de centre de formation des équipes de sauvetage des mines.

C'est aussi la 2e station allemande d'essai des appareils de protection contre les gaz (remplace Bytom, Haute-Silésie). Enfin, la station est chargée des études sur la silicose, en particulier de la conimétrie, pour l'Allemagne du Sud.

Matériellement, la station comprend au rez-de-chaussée : un laboratoire, une salle d'instruction qui sert de dépôt des appareils à oxygène, une salle de conimétrie, une salle d'essais d'appareils.

Au 1er étage : salles de garde.

Au sous-sol : l'atelier mécanique et la salle des extincteurs.

Enfin, on a installé une mine d'instruction sous forme de bâtiment à 3 étages pouvant être humidifié et chauffé à 45°. Le bâtiment peut être obscurci et rempli de gaz. Les mouvements sont contrôlés d'un poste central ; à l'extérieur du bâtiment, on a monté quelques galeries.

(Résumé Cerchar Paris).

Q. ETUDES D'ENSEMBLE.

IND. Q 1121 Fiche n° 16.363

P. DUFAY. Evolution technique récente de l'exploitation du fond du Bassin du Nord et du Pas-de-Calais. — **Revue de l'Industrie Minérale,** 1956, septembre, p. 541/567, 14 fig.

Le rendement fond de 1913 était de 975 kg ; en 1938 on avait atteint 1136 kg, ce rendement a été retrouvé en 1951. En 1956, on voisine 1500 kg. Cette évolution heureuse résulte-t-elle d'une révolution technique à développement accéléré, analogue à celle d'autres industries ? Pour y répondre, l'auteur analyse les influences des nouvelles techniques :

A. *Transformation du travail en taille.*

a) Les tailles semi-mécanisées (piqueurs et convoyeur ripable) : l'accroissement d'avancement est faible (1,35 m contre 1,28 m) mais le rendement est accru (25 à 30 % de personnel en moins aux 1000 t), en outre c'est une réserve de futurs chantiers complètement mécanisés ; b) Tailles mécanisées : 1) à haveuses : emploi du soc de chargement, perspective d'emploi du Trepanner ; 2) tailles à rabots en couches tendres : le rabot ajouté a donné plus de souplesse dans les tailles dérangées. Le convoyeur Valentin préfigure l'orientation ; 3) chambres et piliers en dressant dans les grandes couches difficilement remblayables : abattage par minage et desserte par duckbills.

B. *Intensification des débits de production.*

a) Allongement des tailles : le gisement très cassé n'est pas favorable. En janvier 1950, longueur moyenne 63,10 m ; en janvier 1956 : 79,50 m. Augmentation de l'avancement, respectivement 0,92 à 1,33 m ; nombre de chantiers en activité : respectivement 1313 à 727, enfin les voies en taille rapportées à la tonne extraite par jour sont passées de 36,20 m à 29,90 m : ceci est dû principalement au développement du convoyeur à bande en galerie.

C. *Amélioration des techniques de creusement des galeries.*

Longueur creusée en m/mois en 1950 : 6753 m ; en 1955 : 9397 m — section moyenne 8,20 m en

1950 contre 9,50 m en 1955 — rendement par homme-poste : 1,90 m^3 en 1950 contre 4,3 m^3 en 1955. Matériel actuel : perforateurs à injection d'eau, béquilles pneumatiques, chargeuses Eimco.

Remarque : point d'inflexion du prix, au-delà de 9 m^2 croissance élevée. Considérations générales : nécessité d'accroître les avancements en galerie et la concentration, pratiquer le planning.

IND. **Q 1130** Fiche n° **16.367**

L. FLETCHER. Men, machines and management. *Hommes, machines et direction.* — **Iron and Coal T.R.,** 1956, 12 octobre, p. 903/904.

L'année 1955 a vu des événements importants en Angleterre : en février, publication du rapport Fleck et, le 21 du même mois, entrée en service du nouveau Conseil. La main-d'œuvre a continué à diminuer et le N.U.M. a décidé de s'oppcser à l'entrée de main-d'œuvre étrangère. Une solution pour compenser la diminution des forces productives, c'est la mécanisation.

Dans le North Staffordshire pendant l'année 1955, la production s'est accrue de 111.000 t et le rendement taille de 100 kg par rapport à 1954.

Quand on compare à l'industrie américaine, on constate que l'ouvrier américain dispose d'une puissance de 14 ch, alors que l'ouvrier anglais n'en a que 4 : l'électrification est beaucoup plus développée aux E. U. Sans doute, le chargement mécanique a progressé, mais l'emploi du convoyeur blindé et du soutènement marchant devrait être réalisé partout où c'est possible. Le remblayage pneumatique, qui a pris pied dans quelques charbonnages, doit aussi se développer en même temps que le remblayage par scraper qui est déjà très répandu.

Pour le creusement des bouveaux, le recours à la mécanisation doit être encouragé, surtout chez les jeunes ouvriers.

Direction : Le rapport Fleck a insisté sur la discipline, la bonne volonté et l'aptitude à diriger dans toute l'industrie, mais spécialement dans la mécanisation.

Les directeurs doivent recevoir un appui complet de leurs subordonnés. Pour cela, il faut former de jeunes surveillants. Une de leurs tâches principales est la sécurité. Le directeur ne doit pas perdre son temps dans la paperasserie : on doit lui adjoindre un employé administratif.

S. SUJETS DIVERS : TECHNIQUES ET SCIENTIFIQUES

IND. **S 3** et **H 533** Fiche n° **16.579**

H. MARTIN. Die Verwendung von Isotopen im sowjetischen Kohlenbergbau. *L'emploi des isotopes dans les mines de charbon soviétiques.* — **Glückauf,** 1956, 27 octobre, p. 1297/1302, 20 fig.

D'après les publications russes, il existe trois groupes de procédés pour l'emploi des isotopes : 1) ceux où l'on mesure l'absorption des rayons astreints à traverser une substance ; 2) ceux où l'on mesure le rayonnement réfléchi, soit du radioisotope lui-même, soit d'une autre substance activée par le rayonnement incident ; 3) ceux où le rayonnement radioactif sert d'indicateur et permet ainsi de déterminer de petites quantités de matière dans l'espace, le temps ou en quantité.

Les possibilités les plus importantes sont décrites :

I. Remplissage de berlines — avertisseur pour couloir de chargement — débit d'un convoyeur à bande — ou d'un transport hydraulique — détermination de la teneur en cendres d'un charbon (sur un échantillon ou dans un flux de charbon).

II. Mesures de l'épaisseur d'une paroi par l'extérieur — teneur en cendres d'une houille, teneur en eau d'un échantillon par absorption de neutrons.

III. Etudes de laboratoire sur le comportement du grisou dans le charbon — recherche de gaz naturel dans le sol — circulation de l'eau dans les terrains — études sur la valorisation du charbon.

Les limites d'emploi de ces procédés sont signalées : dimensions dans les trois plans, densité du phénomène à mesurer, protection des personnes.

En Union Soviétique, on estime que l'emploi des radioisotopes est un moyen efficace et peu coûteux de contrôler et de réaliser la mécanisation et l'automation.

Bibliographie

LES ANNALES DES MINES DE FRANCE - Février 1957.

Commentant la *crise pétrolière* que traverse la France, M. J. Majorelle, Président du Comité professionnel du Pétrole, donne une appréciation personnelle pour les lecteurs des Annales des Mines de France.

Des prévisions de consommation d'énergie de l'industrie française, comparables à celles qui ont été publiées dans le précédent numéro pour les Foyers domestiques, constituent un des rapports soumis à la Commission de l'Energie par M. Ventura.

Par convention avec le Secrétariat d'Etat à l'Industrie et au Commerce, la Société Minerais et Métaux a entrepris une série d'études sur l'*Application des méthodes statistiques à quelques problèmes de traitement des minerais.* Deux de ces études, signées de P. Blanquet et P. Gy, figurent dans le présent numéro.

Sous le titre *Recherches minières et méthodes statistiques*, M. P. Laffitte fait part de quelques réflexions intéressantes.

Des notes sur les tendances actuelles du magnésium et sur le stockage stratégique aux Etats-Unis, des informations sur l'activité de la Communauté européenne du charbon et de l'acier, une chronique des métaux et minerais ainsi que des notices bibliographiques complètent la livraison.

Communiqués

CENTENAIRE DE LA R.U.M.
6, 7 et 8 mai 1957

L'Association des Ingénieurs sortis de l'Ecole de Liège — A.I.Lg. — organise des manifestations importantes en 1957 pour fêter le 100me anniversaire de son organe scientifique : « La Revue Universelle des Mines ».

Un Congrès sera organisé avec, comme thème :

La recherche scientifique et l'industrie.

Il y aura des Journées belges

au cours desquelles, par secteur d'activité, seront définis l'organisation et l'objet des recherches effectuées en Belgique et au Congo; chaque rapporteur pourra cependant, dans son secteur, déborder largement sur l'étranger et montrer comment les recherches sont organisées dans des pays amis.

Ont accepté d'être rapporteurs :

Secteur Charbon

M. J. Venter, Directeur de l'Institut National de l'Industrie Charbonnière (INICHAR).

Secteur Chimie

M. Van Rysselberge, Directeur des Laboratoires de la SOFINA.

Secteur Electricité

M. E. Houbart, Administrateur-Directeur Général de la S.A. Union des Centrales Electriques de Liège-Namur-Luxembourg (LINALUX), et M. P. FOURMARIER, jr, Professeur à l'Université de Liège.

Secteur Energie Nucléaire

M. H. Robiliart, Administrateur-Délégué à l'Union Minière du Haut-Katanga, Directeur à la Société Générale de Belgique.

Secteur Génie Civil

M. F. Campus, Pro-Recteur de l'Université de Liège, Président Général de l'A.I.Lg.

Secteurs Minerais et Métaux

M. Ch. Piedbœuf, Directeur à l'Union Minière du Haut-Katanga.

Secteur Sidérurgie

M. P. Coheur, Professeur et Directeur du Centre National de Recherches Métallurgiques (Section de Liège).

Secteur Mécanique

M. P. Glansdorff, Professeur à la Faculté Polytechnique de Mons et à l'Université Libre de Bruxelles.

* * *

Il y aura des Journées internationales

Des conférenciers viendront exposer l'organisation de la recherche appliquée à l'industrie dans leur pays. Nous avons obtenu la collaboration des personnalités suivantes :

France

M. le Ministre Longchambon, Président du Conseil Supérieur de la Recherche Scientifique et du Progrès Industriel.

République Fédérale Allemande

Le Professeur Dr. E. Houdremont.

Grande-Bretagne

M. A.C. Copisarow, H.M. Scientific, Attaché à l'Ambassade Britannique à Paris.

Hollande

Le Professeur Ingénieur Dresden, Président du Centre Néerlandais de Recherches Industrielles (T.N.O.).

Suisse

Le Professeur Bauman, Directeur de l'Institut de Physique et de la section de Recherches Industrielles de l'Ecole Polytechnique Fédérale de Zurich.

* * *

Les cérémonies débuteront par un discours de M. F. Campus, Président Général de l'A.I.Lg. — M. Alb. Schlag, Professeur à l'Université de Liège et Directeur de la « Revue Universelle des Mines », fera une conférence introductive afin de préciser le thème du Congrès.

Les conclusions des Journées belges seront tirées par M. L. D'Or, Président du Comité Scientifique de l'A.I.Lg.

Quant aux Journées internationales, les conclusions seront tirées par M. Henry, Directeur de l'I.R.S.I.A.

INSTITUT BELGE DE NORMALISATION

Tuyauteries et raccords.

L'Institut belge de Normalisation vient de soumettre à l'enquête publique jusqu'au 15 mars 1957 le projet de norme belge suivant :

NBN 72 — Raccords filetés en fonte malléable avec filetage selon NBN 115 — Filetage au pas du gaz pour tubes à gaz et leurs raccords filetés avec joint d'étanchéité dans le filet. Types — Dimensions face à axe et face à face (form. A 4 — 31 p. dont 28 de figures et tableaux) (2me édition).

Ce projet de norme constitue une version considérablement amendée de l'ancien Rapport A.B.S. n° 72 « Raccords filetés en fonte malléable ».

La Recommandation ISO n° 101 du Comité Technique ISO/TC 5 de l'Organisation internationale de Normalisation (ISO) a servi de base d'étude, mais la Commission a complété ce document par une série de raccords d'usage courant dans notre industrie nationale.

Le Projet donne une classification des types et leurs dimensions (dimensions face à axe et face à face), une méthode abrégée de désignation, un tableau des tolérances sur les dimensions et l'alignement des filetages.

Le filetage est conforme à la norme NBN 115, « Filetage au pas du gaz pour les tubes gaz et leurs raccords filetés avec joint d'étanchéité dans le filet.

Les observations et suggestions seront reçues avec intérêt jusqu'à la date de clôture de l'enquête. On est prié de les adresser en double exemplaire, si possible, à l'I.B.N., 29, avenue de la Brabançonne, Bruxelles 4.

Le projet NBN 72, qui est bilingue peut être obtenu au prix de 50 F, franco de port, contre paiement préalable au compte postal 633.10 de l'Institut belge de Normalisation. Le montant de la commande devra comprendre la taxe de transmission si celle-ci est due.

Sur demande, les membres adhérents de l'I.B.N. reçoivent le projet gratuitement.

BELGISCH INSTITUUT VOOR NORMALISATIE

Pijpleidingen en hulpstukken.

Het Belgisch Instituut voor Normalisatie publiceert ter critiek tot 15 maart 1957, het volgend Belgische normontwerp :

NBN 72 — Smeedbaar gietijzeren schroefhulpstukken met draad volgens NBN 115 — Gas-

draad voor gasbuizen en hun schroefhulpstukken met afdichting in de draad. Typen — Maten vlak op as en vlak op vlak (form A 4 — 31 blz. waarvan 28 blz. fig. en tab.) (2de uitgave).

Dit normontwerp is een aanzienlijk geamendeerde versie van het vroeger A.B.S.-Verslag nr 72 « Smeedbaar gietijzeren schroefhulpstukken ».

De ISO-Aanbeveling nr 101 van het Technisch Comité ISO/TC 5 van de « Organisation internationale de Normalisation » (ISO) heeft tot basis gediend voor de studie, maar de Commissie heeft dit document aangevuld met een reeks hulpstukken die in onze nationale nijverheid courant worden gebruikt.

Het Ontwerp geeft een classificatie van de typen en hun maten (maten vlak op as en vlak op vlak), een verkorte aanduidingsmethode, een tabel met de toleranties op de maten en de alignering van de schroefdraad.

De schroefdraad is overeenkomstig norm NBN 115 « Gasdraad voor gasbuizen en hun schroefhulpstukken met afdichting in de draad ».

De opmerkingen en suggesties worden ontvangen tot de sluitingsdatum van het onderzoek. Verzoeke ze, zo mogelijk in tweevoud, te adresseren aan het B.I.N., 29, Brabançonnelaan, Brussel 4.

Het ontwerp NBN 72 dat tweetalig is, is verkrijgbaar tegen de prijs van 50 F, portvrij, tegen voorafgaande betaling op postrekening 633.10 van het Belgisch Instituut voor Normalisatie. Het bedrag van de bestelling moet de overdrachttaks bevatten indien deze verschuldigd is.

Op verzoek ontvangen de buitengewone leden van het B.I.N. het ontwerp kosteloos.