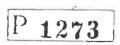
## Annales des Mines

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. — A. Houberechts: L'activité de l'Institut d'Hygiène des Mines en 1958. — O. de Crombrugghe: La gazéification souterraine en U.R.S.S. — H. Rühmkorf: Prospection séismique en Campine belge. — A. Vandenheuvel: Statistique sommaire 1958 - Beknopte statistiek in 1958. — Tableau des mines de houille. — Inichar: Revue de la littérature technique.

#### COMITE DE PATRONAGE

- MM. H. ANCIAUX, Inspecteur général honoraire des Mines, à Wemmel.
  - L. BRACONIER, Administrateur-Directeur-Gérant de la S. A. des Charbonnages de la Grande Bacnure, à Liège.
  - L. CANIVET, Président Honoraire de l'Association Charbonnière des Bassins de Charleroi et de la Basse-Sambre, à Bruxelles.
  - P. CELIS, Président de la Fédération de l'Industrie du Gaz, à Bruxelles.
  - P. CULOT, Président de l'Association Houillère du Cou-chant de Mons, à Mons.
  - P. DE GROOTE, Ancien Ministre, Président de l'Univer-
  - sité Libre de Bruxelles, à Uccle. L. DEHASSE, Président d'Honneur de l'Association Houillère du Couchant de Mons, à Bruxelles.
  - A. DELATTRE, Ancien Ministre, à Paturages.
  - A. DELMER, Secrétaire Général Honoraire du Ministère des Travaux Publics, à Bruxelles.
  - L. DENOEL, Professeur émérite de l'Université de Liège, à Liège.
  - N. DESSARD, Président d'Honneur de l'Association Charbonnière de la Province de Liège, à Liège. P. FOURMARIER, Professeur émérite de l'Université de
  - Liège, à Liège.
  - L. GREINER, Président d'Honneur du Groupement des Hauts Fourneaux et Aciéries Belges, à Bruxelles.
  - L. JACQUES, Président de la Fédération de l'Industrie
  - des Carrières, à Bruxelles. E. LEBLANC, Président de l'Association Charbonnière du Bassin de la Campine, à Bruxelles.
  - J. LIGNY, Président de l'Association Charbonnière des Bassins de Charleroi et de la Basse-Sambre, à Marci-
  - MEILLEUR, Administrateur-Délégué de la S. A. des Charbonnages de Bonne Espérance, à Lambusart.
  - A. MEYERS (Baron), Directeur Général Honoraire des Mines, à Bruxelles.
  - I. ORBAN, Administrateur-Directeur Général de la S. A. des Charbonnages de Mariemont-Bascoup, à Bruxelles.
  - G. PAQUOT, Président de l'Association Charbonnière de
  - la Province de Liège, à Liège.

    E. ROLLIN (Baron), Président de la Fédération Professionnelle des Producteurs et Distributeurs d'Electricité de Belgique, à Bruxelles.
  - O. SEUTIN, Directeur-Gérant honoraire de la S.A. des Charbonnages de Limbourg-Meuse, à Bruxelles.
  - TOUBEAU, Professeur honoraire d'Exploitation des Mines à la Faculté Polytechnique de Mons, à Mons.
  - P. van der REST, Président du Groupement des Hauts Fourneaux et Aciéries Belges, à Bruxelles.
  - J. VAN OIRBEEK, Président de la Fédération des Usines à Zinc, Plomb, Argent, Cuivre, Nickel et autres Métaux non ferreux, à Bruxelles.

#### **BESCHERMEND COMITE**

- HH. H. ANCIAUX, Ere Inspecteur generaal der Mijnen, te Wemmel.
  - L. BRACONIER, Administrateur-Directeur-Gerant van de N. V. « Charbonnages de la Grande Bacnure », te Luik.
  - L. CANIVET, Ere-Voorzitter van de Vereniging der Kolenmijnen van het Bekken van Charleroi en van de Beneden Samber, te Brussel.
  - P. CELIS, Voorzitter van het Verbond der Gasnijverheid, te Brussel.
  - P. CULOT, Voorzitter van de Vereniging der Kolenmijnen van het Westen van Bergen, te Bergen.
     P. DE GROOTE, Oud-Minister, Voorzitter van de Vrije
  - Universiteit Brussel, te Ukkel.
  - L. DEHASSE, Ere-Voorzitter van de Vereniging der Kolenmijnen van het Westen van Bergen, te Brussel.
  - A. DELATTRE, Oud-Minister, te Paturages.

    A. DELMER, Ere Secretaris Generaal van het Ministerie
  - van Openbare Werken, te Brussel.
  - L. DENOEL, Emeritus Hoogleraar aan de Universiteit van Luik, te Luik.
  - N. DESSARD, Ere-Vorzitter van de Vereniging der Kolenmijnen van de Provincie Luik, te Luik.
  - P. FOURMARIER, Emeritus Hoogleraar aan de Universiteit van Luik, te Luik.
  - L. GREINER, Ere-Voorzitter van de «Groupement des Hauts-Fourneaux et Aciéries Belges », te Brussel.
  - L. JACQUES, Voorzitter van het Verbond der Groeven, te Brussel.
  - E. LEBLANC, Voorzitter van de Kolenmijn-Vereniging van het Kempisch Bekken, te Brussel.
  - J. LIGNY, Voorzitter van de Vereniging der Kolenmij-nen van het Bekken van Charleroi en van de Beneden Samber, te Marcinelle.
  - A. MEILLEUR, Afgevaardigde-Beheerder van de N.V.
  - « Charbonnages de Bonne Espérance », te Lambusart.

    A. MEYERS (Baron), Ere Directeur generaal der Mijnen, te Brussel.
  - I. ORBAN, Administrateur-Directeur Generaal van de N. V. « Charbonnages de Mariemont-Bascoup », te Brussel. G. PAQUOT, Voorzitter van de Vereniging der Kolen-
  - mijnen van de Provincie Luik, te Luik.
  - E. ROLLIN (Baron), Voorzitter van de Bedrijfsfederatie der Voortbrengers en Verdelers van Electriciteit in België, te Brussel.
  - O. SEUTIN, Ere Directeur-Gerant van de N. V. der Kolenmijnen Limburg-Maas, te Brussel.
  - R. TOUBEAU, Ere-Hoogleraar in de Mijnbouwkunde aan de Polytechnische Faculteit van Bergen, te Bergen. P. van der REST, Voorzitter van de «Groupement des

  - Hauts-Fourneaux et Aciéries Belges », te Brussel.

    VAN OIRBEEK, Voorzitter van de Federatie der Zink-,
    Lood-, Zilver-, Koper-, Nikkel- en andere non-ferro

    Metalenfahrielen to Brussel. Metalenfabrieken te Brussel.

#### COMITE DIRECTEUR

- MM. A. VANDENHEUVEL, Directeur Général des Mines, à Bruxelles, Président.
  - J. VENTER, Directeur de l'Institut National de l'Industrie Charbonnière, à Liège, Vice-Président. P. DELVILLE, Directeur Général de la Société « Evence
  - Coppée et Cie », à Bruxelles.
  - 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. LABASSÉ, Professeur d'Exploitation des Mines à l'Université de Liège, à Embourg.
  - M. LAURENT, Directeur Divisionnaire des Mines, à
  - G. LOGELAIN, Inspecteur Général 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.
  - J.M. LAURENT, Divisie Directeur der Mijnen, te Jumet.
  - G. LOGELAIN, Inspecteur Generaal der Mijnen, te Brussel.
  - P. RENDERS, Directeur bij de « Société Générale de Belgique », te Brussel.

### ANNALES DES MINES

DE BELGIQUE

No 5 - Mai 1959

# ANNALEN P 1273 DER MIJNEN SENSES NATURE

VAN BELGIE

Nr 5 - Mei 1959



Direction-Rédaction:

Directie-Redactie:

### INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

NATIONAAL INSTITUUT
VOOR DE STEENKOLENNIJVERHEID

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

#### Sommaire — Inhoud

Renseignements statistiques belges et des pays limitrophes	426
INSTITUT D'HYGIENE DES MINES	
A. HOUBERECHTS. — L'activité de l'Institut d'Hygiène des Mines au cours de l'année 1958 .	431
NOTES DIVERSES	
O. de CROMBRUGGHE. — La gazéification souterraine en U.R.S.S.	478
H. A. RUEHMKORF. — Prospection séismique en Campine belge	<b>5</b> 35
STATISTIQUES - STATISTIEKEN	
A. VANDENHEUVEL. — L'industrie charbonnière belge pendant l'année 1958 — Statistique	
sommaire et résultats provisoires	543
lopige uitslagen	543
Tableau des mines de houille en activité en Belgique au le janvier 1959	567
BIBLIOGRAPHIE	
INICHAR. — Revue de la littérature technique	586
Divers	598
Reproduction, adaptation et traduction autorisées en citant le titre de la Revue, la date et l'auteur.	
EDITION - ABONNEMENTS - PUBLICITE - UITGEVERIJ - ABONNEMENTEN - ADVERTEN	TIFN
BRUXELLES 5 • EDITIONS TECHNIQUES ET SCIENTIFIQUES • BRUSS	
and the contract of the contra	

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

		opre		2]						PERSO	NNEL								
BASSINS MINIERS	roduction totals Tonnes)	ion pr nitures sonnel	ck ies)	ouvrés (2	Nomb	re moyen d'ou	vriers		Indice	(3)		Rende	ment	Prése	nces (4)		ement d d'œuvre		Grisou capté
Périodes	Production totale (Tonnes)	Consommation pre et fournitures au personnel (tonnes) (1)	Stock (tonnes)	Jours ou	d veine	Fond	Fond et surface	Veine	Taille	Fond	Fond et surface	Fond	Fond et surface	Fond	Fond et surface	Belge	Etrangère	Totale	valorisé (6)
Borinage	142.400 129.430 356.201 234.075 713.973	32.111 36.656 53.956 37.438 69.634	1.094.366 839.704 1.969.877 605.721 2.525.302	9,81 11,26 14,02 15,97 18,78		12.318 9.935 20.183 15.335 26.206	16.729 13.377 28.205 20.559 34.644	0,16 0,15 0,16 0,17 0,10	0,36 0,36 0,33 0,41 0,26	0,93 0,93 0,85 1,08 0,70	1,32 1,31 1,25 1,48 0,94	1 074 1.071 1.177 925 1.433	757 765 803 677	85,9° 83,58 82,68	7 85,51 7 87,22 8 84,82 5 84,58 0 91,37	— 27 — 175 — 46	- 35 - 68 - 40	- 62 - 243 - 86	1.659.485 1.459.435 2.526.568 1.778.490
Le Royaume	1.576.079	229.795	7.034.970	14,86		84.301	113.669	0,14	0,32	0,83	1,15	1.206	868	85,6	87,10	-414	_ 389	- 803	7.423.978(8
1958   Janvier	2.088.018 2.195.946 2.417 297 2.255.186 3.423.866 2.455.079 2.437.393 2.532.030 2.276.735 2.224.261 2.465.404 1.903.466	294.141 295.838 229,863 258.552 233.799 254.456 270.012 199.149 220.630 229.373 205.234 187.143	7.083.978 6.928.346 2.545.618 6.928.346(7 1.412.987(7 179.157(7) 2.806.020(7 1.675.220(7 1.041.520(7 840.340(7) 2.227.260(7 955.890,7	20,49 21,15 21,99 21,27 23,29 23,48 24,04 24,26 23,44 24,42 24,20 24,10	15.437 14 541 13.666 17.245 18.796 18.543 19.519 18.739	84.409 85.543 97.842 90.204 90.542 82.537 86.378 98.254 94.240 102.081 91.945 105.921	114.174 115.772 131.865 121.652 124.132 112.943 124.579 135.696 135.851 145.366 131.241 146.084	0,14 0,14 0,14 0,14 0,14 0,16 0,18 0,19 0,21 0,18 0,32	0,33 0,33 0,34 0,34 0,34 0,35 0,38 0,40	0,85 0,84 0,89 0,87 0,87 0,86 0,91 0,99 1,14 0,92 1,37	1,20 1,19 1,19 1,19 1,27 1,34 1,44 1,64	1.177 1 190 1.124 1,152 1.150 1.156 1.098 1.042 1.014 878 1.085 731	853 865 834 841 838 838 787 745 696 610 753 528	85,9 85,5 85,9	1 87,68 3 87,33 2 87,80 6 86,49 1 36,29 3 85,9	316 - 22 - 263 - 44 - 357 - 63 - 97 - 418	- 628 - 754 - 787 + 873 - 300 - 528	- 944 - 776 -1050 + 829 - 657 - 591 - 104	8.584.600(8 8.674 337(8 8.327.903(8 8.153.611 8.284.839 7.443 776 4.604.030 3.702.887
Sem. du 25 au 31-5-59	479.555	-	7.550.278	4,90		61.582	85.323	_		0,78	1,08	1.290	927	61,7	64,8	9	-	- 268	_

N. B. — (1) A partie 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 ouvrès, 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.

#### BELGIQUE

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

FEVRIER 1959

PERIODES	Secteur domestique	Administrations publiques	Cokeries	Usines à gaz Fabriques	Centrales électriques	Sidérurgie	Constructions métalliques	Métaux non ferreux	Produits chimiques	Chemins de fer et vicinaux	Textiles	Industries alimentaires	Carrières et industries dérivées	Cimenteries	Papeteries	Autres Industries	Exportations	Total du mois
1959 Février	250.690 331.213 316.152 176.402 264.116 395.089 420.304 415.609 480.657	19.021 16.257 9.891 12.348 16.299 15.619		306 79.6 226 109.4 132 102.7 487 74.6 286 81.4 412 140.6 476 139.1 1.733 109 0	24 244.490 21 195.272 59 174.610 34 263.564 11 256.063	9.499 11.717 12.949 10.228 13.272 20.769 24.211	12.038 12.463 10.451 10.917 8.311 10.496 12.197 12.299 16.683	18.841 21.969 27.898 25.921 24.203 39.906 40.601 40.485 30.235	18.619 25.146 30.057 27.867 23.771 37.114 41.216 46.912 37.364	80.447 77.735 83.920 79.753 72.927 77.292 91.661 114.348 128.398	13.082 14.500	11.954 14,420 23.691 13.956 22.185 30.247 30.868 30.707 26.645	27.879 28.165 36.282 37.886 41.446 55.693 64.446 61.361 63.591	20.623 30.715 27.538 47.131 32.666 69.929 71.682 62.818 81.997	16.553 15.277 16.410 16.646 14.885 20.749 20.835 19.898 15.475	23 051 23.594 27.007 18.768 18.030 26.857 31.852 30.012 69.800	171,474 182,906 257,425 253,677 226,496 312,633 353,828 465,071 209,060	1.395.314 1.638.131 1.711.495 1.519.347 1.537.155 2.996.788 2.224.332 2.189.610 2.196.669

		urs	Ch	arbon (	t)								CO	KE (t)							1	
	en ac	tivité	Req	şu		N9	Р	roduction								)ébit						cupés
GENRE PERIODE	Batteries	Fours	Belge	Efranger	Enfourné	Huiles combustibles	Gros coke de plus de 80 mm	Autres	Total	Consommation propre	Livraisons au personnel de la cokerie	Secteur domestique	Administrations publiques	Sidérurgie	Centrales électriques	Usines à gaz	Chemins de fer	Autres secteurs	Exportations	Total	Stock en fin de mois t	Ouvriers occu
Minières idérurgiques	8 28 12	275 1.015 305	103.426 316.577 17.071	172.312	109.516 473.045 107.664	_	60.842 305.731 61 318	61.458	84 585 367.189 82 235	4.633	6.362	_	=	=	=	=	Ξ	=	=	=	139 592 73 899 67.593	2.5
Royaume	48	1,595	437.074	254.475	690.225	898	427.891	106.118	534.009	12.524	7.545	19.072	3.780	392.268	1.394		992	45.248	59.792	522.546	281,084	4.
959 Janvier	48 47 47 47 46 44 42(1) 42(1)	1 572 1.529 1.572 1.574 1.530 1 444(1 1 471 1	487.647 504 417 576.062 601.931 479.201 596.891	279.346 171.794 233.572 198.803 196.725 184.120 98.474	770.760 705.197 744.869 768.730 784.875 663.321 695.365	261 495 484 10.068(3 5.813(3 7.624(3	472.836 442.725 467.739 488.370 492.676 407.062 421.329	123.008 99.475 107.788 108.003 113.195 105.173 112.605	512.235 533.934	12.503 8.377 9.759 7.287 7.228 15.639 12.937	6.630 6.549 5.445 5.512 5.154 2.093 3.215	18.844 16.870 11.233 11.030 10.732 15.538 14.177 12.260	3.120 4.077 3.066 3.990 5.063 3.327 4.127	438.823 427.654 414.003 423.137 427.044 433.510 359.227 368.336	1.678 2.842 1.978 2.095 2.617 1.918 3.437 1.039	69 385 279	1.210 844 1.145 1.221	46.101 51.418 33.967 41.873 50.337 56.567 42.611 48 331	75.643 54.619 74.751 75.117 76.498 73.859	578.757 520.721 557.097 571.058 591.308 498.608	289.690 276.110 259.743 276.110(2 237.403(2 87.208(2 127.146(2 100.825(2	2 4.0 2 4.0 2 4.0 2 4.0 2 4.0 2 4.0 2 4.0 2 4.0
748 » »	47(1)	1 510(1	454.585	157, 180	611.765		297.005 373.488		383.172 469.107			_	_			_	_		_	_	_	4.
938 » » 913 » »	56(1)	1.669(1	399 063	158.763	557.826 383.479		=	=	366,543 293,583	_	-	=	_	=	=	_	=	=	Ξ	_	=	4.

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

BELGIQUE
----------

#### COKERIES

#### FEVRIER 1959

#### BELGIQUE

#### FABRIQUES D'AGGLOMERES

FEVRIER 1959

										LII 100	0				- 2					_		
		GAZ (	en 1.000	m <sup>3</sup> ) (	1)			SOUS	PRODU	ITS (t)			Proc	duction (t				Matiè				
GENRE PERIODE	Production	Consommation	Synthèse	Sidérurgie 90	Autres industries	Distributions publiques	Brai	Goudron	Ammoniaque (en sulfate)	Benzol	Huiles légères	GENRE PERIODE	Boulets	Briquettes	Totale	Consommation propre t	Livraisons au personnel	Charbon	s (t)	Ventes et cessions t	Stock (fin du mois)	Ouvriers occupé
Minières	161.310	77.635		50.198	5.807	11.908 46.081		2.234 13.138			_	Minières Indépend	65.369 3.669	16.275	81.644 3.669		_	=	=	_	=	=
Autres	41.392		14.169		1	15.342		3.262	603	927		Le Royaume .	69.038	16.275	85.313	3.716	13.570	80.458	6,443	74.920	53.408	493
Le Royaume		111.685				73.331		18.634	5 699	5.082		1959 Janvier .	94.377	22.595	116.972	4.756	17.850	110.639	8.947	96 663	60.301	488
1959 Janvier	271.699	126.068	88.690	54.619	6.718	79.263		21.137			-	1958 Décembre.	92.487					103.214		87.887	62.598	493
1958 Décembre .	270.651 242.070	125.414	88.910	54.407	6.477	77.967	-	21.405			· —	Février .	54.489 65.877					74.762		54.955	29.430	500
Février Moy, mens,	259.452	114.169 120.242	81 624	59 568	6.850	71 940		20.148				Moy. mens.	124.332					81.517 141.289			62.598 21,242 (1	493 571
1957 » »	261.465	96 077	73,980	53.321	9.482	70.071	_	20.934				1956 » »	116.258					142,121			4.684 (1	
1956 » »	267.439	132.244	78.704	56.854	7.424	72.452		20.628			_	1954 » »	75.027					109.189			11.737(1	
1954 » »	233,182	135.611	69.580	46.279	5.517	68.791	1 630	15,911			2.565	1952 » »	71.262		123.571			115.322			36.580(1	638
1952 » »	229.348	134.183	67,460		3.496		2.320	17.835			747	1950 » »	38.898		84.977		377	78.180			_ "	552
1950 » »	193.619 195.334(3	126.601	(2)	(2)	(2)	(2)	1.844	13.909			632	1948 >> >>	27.014	102.948	80.848		_	74.702			_	563
1938 > >	75,334(3		(2) (2) (2)	(2)	[2]	(2)	=	14.172	5.624 5.186			1938 » »	39.142		217,387			129.797 197.274	12.918	_		873 1911
	1,	(2)	121	(4)	(2)	(2)		17.112	3.100	4.050		'''   "   "										1.211

<sup>(1)</sup> A 4.250 kcal., OOC et 76 mm Hg. (2) Non recensé. (3) Non utilisé à la fabrication du coke.

<sup>(1)</sup> Stock fin décembre.

BELGIQUE BOIS DE MINES FEVRIER 1959 BELGIQUE BRAI FEVRIER 1959

	Qu	antités re m3	çues	totale les (m³)	mois	Qua	ntités req	ues	i i	aois s	2
PERIODE	Origine indigène	Importation	Total	Consommat. y compris exportations	Stock à la fin du (m3)	Origine indigène	Importation	Total	Consommation totale t	Stock à la fin du t	Exportations
1959 Février	32.053 23.950 43.026 37.989 50.713 63.425 72.377 67.128 73.511 62.036	1.505 1.108 2.395 14.324 7.158 11.815 17.963 1.693 30.608 12.868	33.558 25.130 45.421 52.313 57.871 75.240 90.340 68.821 101.119 74 904	48.687 65.452 69,324 78.258 71 192 77.048 78.246 87.385 91.418 90.209	389.240 404.907 448.093 549.171 448.093(2 620.752(2 655.544(2 428.456(2 880.695(2 570.013(2)	4.153 5.178 4.445 5.889 3.834 7.116 7.019 4.959 4.624 5.052	21 84 9.092 3.045 6.356 5.040 4.654 6.784 1.577	4.174 5.262 4.445 14.981 6.879 13.472 12.059 9.613 11.408 6.629	6.443 8.947 8 129 5.860 6.335 11.584 12.125 8.868 9.971 7.274	78.674	4.524 1.281 2.468 2.014

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

#### **BELGIQUE**

#### METAUX NON FERREUX

FEVRIER 1959

				Produit	s bruts				Demi-p	produits	
Janvier	Cuivre	Zinc	Plomb t	Etain 4	Aluminium	Antimoine, Cadmium, Cobalt, Nickel, etc.	Tota, t	Argent, or, platine etc. kg	A l'exception des métaux précieux t	Argent, or, platine, etc. kg	Ouvriers
Janvier	13.654 13.758 13.941 12.016 12.934 12.713 14.072 12.809	17.997 18.014 17.601 19.982 17.897 19.637 19.224 17.726	8.582 9.762 9.382 7.572 7.990 8.272 8.521 5.988	564   515   524   1.034   762   793   871   965	202 204 205 226 226 180 223	466 384 406 331 325 404 420 389	41.465 42.637 42.059 41.161 40.134 41.999 43.336 38.018	32.129 35.717 35.878 23.799 27.750 23.937 24.496 24.331	14.898 16.489 19.374 16.165 16.562 16.150 16.604 14.552	2.546 2.044 2.473 2.138 2.262 1 982 1 944 1.850	14.736 14.901 14.973 15.282 15.037 15.655 15.919 15.447
	12.035 11.440 aduits bruts	15.956 15.057 : moyenne	6.757 5.209	850 808 elles mobi	les. P	557 588 our les demi-	36 155 33.102 produits :	23.833 19 167 valeurs abs	12.729 12.904	2.017 2.042	16.227 15 053

#### BELGIQUE

SIDER

										PR	ODUC
		ee ux	Pro	oduits brut	5	Produits de	emi-finis				Produits
	PERIODE	Hauts fourneaux en activité	Fonte	Acier Total	Fer de masse	Pour relamineurs belges	Autres	Aciers	Profilés et zorès {I et U de plus de 80 mm}	Rails et accessoires	Fil machine
958 E	-évrier	48 49 49 50 49	431.277 481.021 469.025 437.457 459.927	465.283 506.508 498.529 492.187 500.950	5.356 5.512 5.483 5.278 4.939	39.649 50.961 49.025 40.309 45,141	31.271 35.509 40.516 51.778 52.052	132.065 140.696 135.599 126.034 125.502	13,48 <b>2</b> 16.490 15 256 18.999 14.668	6.335 8 864 7.733 11.185 10.536	45.401 52 389 50.323 39.801 41.913
1957 1 1956 1954	Moy. mens	51 51 47	465,638 480.840 345.424	522.988 525.898 414.378	4.504 5.281 3.278	50.806 60.829 109.	40.028 20.695 .559	134.827 153.634 113.900	24.136 23.973 15.877	8.466 8.315 5.247	39.465 40.874 36,301
1952	* *	50	399.133	422.281 Acier	Fers finis 2.772	97.	171	116 535	19.939	7.312 Rails, accessoires, traverses	37.030
195 <b>0</b>	<b>» »</b>	48	307.898	311.034	3 584	70	503	91.952 Aciers marchands et rods	Profilés spéciaux poutrelles	10.668	36 008 Verges
1948 1938	» » » »	51 50	327.416 202.177	321.059 184.369	2.573 3.508		951 839	70.980 43.200 Aciers mar- chands	39.383 26.010	9.853 9.337	28.979 10.603 Verges et aciers serpentés
1913	<b>&gt;</b> >	54	207.058	200.398	25.363	127.	083	51.177	30,219	28,489	11.852

	IMPORT	TATIONS			EXPC	PRTATIONS		
Pays d'origine Périodes Répartition	Charbons	Cokes	Agglomérés	Lignites t	Destination	Charbons	Cokes	Agglomérée t
Allemagne Occident France	222.180 17,237 91.650	7.544 87 10.180	4.005 7 8.276	9.532 - 357	Allemagne Occident France Italie Luxembourg Pays-Bas	12.985 55.666 20 929 61 419	22.287 16.457	1.699 6,659 400
Pays de la CECA	331.067	17.811	12.288	9.889	Pays de la CECA .	131.019	38.744	8.77
Royaume-Uni Etats-Unis d'Amérique. U.R.S.S	22.167 127.456 4.416 365 154.404 485.471 551.167	17,811	307 	9.889	Danemark	40.270 3.332 11	17.145 3.191 550 12 150	
1958 Déembre Novembre Moy .mens Février	489.502 494 367 437.539 327 719	19.152 13.794 14.327 13.046	11.006 10.169 10.013 7.845	8 923 8 228 8 607 9 832	Pays tiers	43.613 174 632	21.048	21 8.98
Répartition :  1) Secteur domestique 2) Secteur industriel .  Réexportations  Mouvement des stocks	121.484 366.467 3.158 - 5.638	631 17.231 — 51	12.292 20 + 283	8.734 1.155 —	1959 Janvier 1958 Déembre Novembre Moy .mens Février	187.266 262 548 230.262 230.894 261.121	56.273 75.643 68.933 74.751 54.619	14.46 18 26 14.91 15.10 9.79

<sup>(1)</sup> Y compris coke de gaz

#### URGIE

FEVRIER 1959

inis										
Tôles fortes 4,76 mm et plus	Tôles moyennes 3 à 4,75 nm	Larges plats	Tôles fines noires	Feuillards, bandes à tubes, tubes sans soudure.	Ronds et carrés pour tubes	Divers	Total des produits finis	Tôles galvanisées, plombées et étamées	Tubes d'acier sans soudure et tubes soudés	Ouvriers occupés
38.559 45.960 41.436 51.803 45.488	7,091 7,621 8,913 5,933 6,947	1.779 1.938 1.864 2.898 1.925	76 651 81.265 84.794 77.362 80.543	15.011 17.522 19.975 6.982 15.872	468 1.039 419 798 790	3.198 2.144 3.209 7.143 5.026	340.340 375.928 372.521 351.938 349.210	28.891 28.455 30.336 18 166 24.543	11.624 13.082 14.775 12.322 12.509	50.120 51.032 51.238 53.223 52.266
55.898 53.456 37.473	7.601 10.211 8.996	2.350 2.748 2.153	66.514 61.941 40.018	25.641 27.959 25.112	=	5.514 5.747 2.705	370.412 388.858 290.852	25.558 23.758 3.070	Tubes soudés 9.087 4.410 3.655	55.158 47.104 41.904
39.357	7.071	3.337	37.482 Tôles minces tôles fines, tôles magnétiques	26.652	_	5.771	312.429	11.943	2.959	43.263
24.476 Grosses tôles	6.456 Tôles	2.109	22.857 Tôles	20 949 Feuillards et tubes en acier	-	2.878	243.859	11.096 Tôles galva- nisées	1.981	36.415
28.780 16.460	12.140 9.084	2.818 2.064	18 194 14 715	30.017 13.958	_	3.589 1.421	255.725 146.852	10.992	=	38.431 33.024
19.672	_		9.883	_	_	3,530	154.822		_	35.300

Production	Unités	Janvier 1959 (a)	Déc. 1958 (b)	Janvier 1958	Moyenne mensuelle 1958	Production	Unités	Janvier 1959 (a)	Déc. 1958 (b)	Janvier 1958	Moyenne mensuelle 1958
PORPHYRE :	1					PRODUITS DE DRA-				1	
Moëllons	t	232	215	133	251	GAGE: Cravier	t	85 819	189.280	48.778	143.154
Concassés	t	190.709	293,280	219.025	293,032	Sable	t	17.975	22.885	16.287	31.757
Pavés et mosaïques.	t	705	983	1.716	1.097	CALCAIRES :	t	220.131	209.935	184.238	239.255
PETIT-GRANIT :	- 1					CHAUX :	t	137.666	140,747	155.033	147.012
Extrait	m 3	7.905	10.816	8.437	9.081	PHOSPHATES	t	1.204	2.180	1.657	1.501
Scié	m 3	3.539	5.369	4.459	4,608	CARBONATES NATUR.					
Faconné	m 3	988	1.324	1.354	1,280	(Craie, marne, tuf-				1	
Sous-produits	m 3	9.699	13.817	10.722	12.419	feau)	t	24 626	24.765	36.057	29.207
MARBRES :	î II					CARBON. DE CHAUX					
Blocs équarris	m 3	184	503	312	492	PRECIPITES	t	(c)	5.445	(c)	3.227
Tranches ramenées à					S	CHAUX HYDRAULI-					
20 mm	m2	37.355	40.704	44.652	39,206	QUE ARTIFICIELLE	t	275	803	(c)	597
20 11111						DOLOMIE : Crue .	t	24 088	31.435	23.789	30.769
Moellons concassés	t	1.421	2.019	1.619	1.949	Frittée .	t	18.577	19.850	22.856	20.416
Bimbeloterie	Kg	48.897	46,440	32.072	28.302	PLATRE :	t	3,681	2.942	4.299	3.632
GRES :	"		}			AGGLOM, PLATRE	m <sup>2</sup>	74.178	87.342	114 570	106.651
Moellons bruts	t	3.506	9.520	12.900	21.104	- I COLONI, FERTINE		40.1.	201:	40.1.	N4 t
Concassés	l t	21.966	58.670	41 549	65,198	1		4e trim.	3º trim.	4e trim.	Moy.tr.
Pavés et mosaïques.	t	832	2.613	532	1,316			1958	1958	1957	1958
Divers taillés	i i	3.876	5.499	4.148	6.234	SILEX : Broyé	t	393	390	1 432	578
SABLE :	1 1					Pavés	t	835	845	1.146	843
pour métallurgie .	l t l	43 662	54,693	54.279	56.973	FELDSPATH & GALETS	t	82	89	152	86
pour verrerie	t	77.118	106.655	77,776	89.545	QUARTZ			1		
pour construction .	l t	71.071	108.476	81.829	120.311	et QUARTZITES	t	42.208	60.955	47.905	48.163
Divers	t	38.891	53.715	54.084	51.453	ARGILES :	t	56 645	48.090	79.663	53.355
ARDOISE :	`	02.007.					1	T			N
pour toitures	t	699	658	691	647			Janvier	Déc.	Janvier	Moy. mens
Schiste ardoisier .	l t	96	204	152	127		1	1959	1958	1957	1958
Coticule (pierre à	1		231			Ouvriers occupés .	1	10.915	11.235	12,477	11.921
aiguiser)	Kg	2,600	4.665	4.285	3.762				12.200		

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

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

FEVRIER 1959

PAYS	Houille produits (1000 t.)	Nombre d inscr (100	its	Rendem ouvrier et K	par poste	de jours rés	Absen en		le four ar 1000 t	Agglomérés produits 1000 t	Stoc (1000	
	Houille pr	Fond	Fond et surface	Fond	Fond et surface	Nombre de ouvrés	Fond	Fond et surface	Coke de four produit par 1000	Agglo prod 100	Houille	Cokes
Allemagne 1959 Février 1958 Moy. mens Février	10.351 11.049 10.573	321 336 345	465 487 495	1.736 1.643 1.619	1.354 1.273 1.262	23,39	16,57 18,49 15,40	15,04 17,02 14,10	3.085 3.620 3.428	293(1) 493 233	9.555(1) 8.565(2) 1,585	5.848( <sub>1</sub> 5.315, <sup>2</sup> 1.29 <b>9</b>
<b>Belgique</b> 1959 Février 1958 Moy. mens Février	1.576 2.255 2.417	104 106 117	139 140 153	1.206 1.152 1.124	868 841 834	21,27	14,38( <sup>3</sup> 14,08( <sup>3</sup> 14,47( <sup>3</sup>	12,20(3	534 576 542	85 86 7 <b>9</b>	7.035 6.928(2) 2.546	281 276 ( <sup>2</sup> 240
France 1959 Février 1958 Moy. mens Février	4.871 4.810 4.824	141 141 143	200 201 203	1.710 1.680 1.680	1.159 1.134 1.134	24.5	12,25 12,19 12,49	7,86( <sup>4</sup> 7, <b>2</b> 5( <sup>4</sup> 8,05( <sup>4</sup>	1.023 1.039 986	568 591 481	8.198 7.473( <sup>2</sup> ) 5.169	625 708 ( <sup>2</sup> 474
Sarre 1959 Février 1958 Moy. mens. Février	1.319 1.369 1.339	38 38 38	55 57 57	1.809 1.797 1.856	1.219 1.177 1.191	23 24,18 23	12,04 12,99 14,14	8,41, <sup>4</sup> 7,45( <sup>4</sup> 9,10( <sup>4</sup>	348	=	1.064 905(²) 241	53 52 ( <sup>2</sup> 62
Italie 1959 Février (1) . 1958 Moy. mens Février	59 60 73	3 4 4,6	(6) 4,6 5,4	1.123 1.039 987	(6) (6) (6)	(6) (6) (6)	(6) 33,53 23,74	(6) 31,85 21,66	250 280 256	2 1 0	36 21(²) 114	350 321 ( <sup>2</sup> 168
Pays-Bas 1959 Février (1) . 1958 Moy. mens. Février	937 990 897	30,8 31,4 31,8	(6) 48,6 47	1.6 <del>2</del> 3 1.521 1.497	(6) (d) (6)	(6) (6) 22	(6) 18,32 21,85	(6) 15,96 19,40	322 340 331	87 91 73	771 746(2) 345	317 342 ( <sup>2</sup> 169
Communauté 1959 Février (1) . 1958 Moy. mens Février	19.102 20.533 20,124	631,3 655,3 671,7	(6) 893,3 911,7	1.664 1.577 1.554	(6) (6) (6)	(6) (6) (6)	(6) 22,76 21,54	(6) 21,13 19,93	5.514 6.203 5.889	1.050 1.262 867	26.606 24.538(2) 9.865	7.403 7.015(2 2.412
Grande-Bretagne 1959 Sem. du 22 au 28 février. 1958 Sem. du	4.312,6 (5)	1	681,2	<b>à front</b> <b>3</b> .759	1.361	(6)	(6)	17,2	(6)	(6)	(6)	(6)
23 févr. au 1 mars 1958 Moy. hebd.	4.245,4 (5) 4.150	_	710,5 698,8	3,411 3.519	1.218	(6) (8)	(6) (6)	16,06 14,14	(6) (6)	(6) (6)	(6) (6)	(6) (6)

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

### L'activité de l'Institut d'Hygiène des Mines au cours de l'année 1958

#### par A. HOUBERECHTS

Directeur de l'Institut d'Hygiène des Mines, Professeur à la Faculté des Sciences de l'Université de Louvain.

#### SOMMAIRE

#### Introduction.

#### I. — Travaux de la Section Médicale.

- 1. Examens médicaux systématiques.
  - A. Examens pratiqués en dehors de l'Institut d'Hygiène des Mines.
  - B. Examens systématiques effectués à l'Institut d'Hygiène des Mines.
- 2. Mise au point de techniques au laboratoire d'épreuves fonctionnelles.
  - A. Emploi du nitrogenmeter pour l'étude des troubles de la distribution de l'air.
  - B. Précision et validité des mesures effectuées par le métabographe de Fleisch.
- 3. Résultats du cathétérisme cardiaque chez les houilleurs.
  - A. Critères hémodynamiques du cœur pulmonaire chronique.
  - B. Comparaison entre les données hémodynamiques et l'électrocardiogramme.
  - C. Comparaison entre les données hémodynamiques et les troubles ventilatoires.
  - D. Conclusion en ce qui concerne la pathogénie du retentissement cardiaque des pneumoconioses.
- 4. Tests pharmacodynamiques à l'acétylcholine et à l'aleudrine chez les houilleurs.
  - A. But et méthodes de la recherche.
  - B. Résultats.

- Les lésions élémentaires de la pneumoconiose des houilleurs belges. Confrontation entre les documents anatomo-pathologiques et l'anamnèse professionnelle.
  - A. Description des lésions élémentaires.
  - B. Répartition des lésions.
  - C. Comparaison des données anatomo-pathologiques et de l'anamnèse professionnelle.
  - D. Conclusions.
- Entraînement des sauveteurs à des températures sèches supérieures à 45° C avec une humidité relative voisine de 50 %.
  - A. But et description des exercices aux températures extrêmes.
  - B. Réactions physiologiques aux séances d'entraînement.
  - C. Incidents survenus au cours des séances d'entraînement,
  - D. Conclusions.

#### II. — Travaux de la Section Technique.

- 1. Lutte contre les poussières.
  - A. Analyse des poussières. Conimétrie.
  - B. Lutte contre les poussières dans les chantiers.
     Matériel et procédés divers.
- 2. Ventilation. Climat.
  - A. Résolution de problèmes de ventilation par analogie électrique.
  - B. Etude des conditions climatiques du fond.
  - C. Etude des pertes de charge des puits.
- 3. Enquête.

Bibliographie.

#### INTRODUCTION

Le présent article sur l'activité de l'Institut d'Hygiène des Mines constitue la suite traditionnelle des rapports publiés dans les Annales des Mines de Belgique depuis 1948.

Bien que la plupart des recherches accomplies aient fait l'objet d'une Communication de l'Institut d'Hygiène des Mines, nous croyons bien faire en les rappelant ici d'une façon succincte. Comme par le passé, nous profiterons aussi de cet article pour faire connaître les résultats de certains travaux qui, tout en présentant un intérêt indéniable, n'ont pas une ampleur suffisante pour justifier la diffusion d'une Communication régulière à leur sujet.

#### I. — TRAVAUX DE LA SECTION MEDICALE

#### 1. - Examens médicaux systématiques.

### A. Examens pratiqués en dehors de l'Institut d'Hygiène des Mines.

Au cours de l'année 1958, la Section Médicale de l'Institut d'Hygiène des Mines a poursuivi ses examens systématiques sur 1341 ouvriers mineurs du Bassin de la Province de Liège afin d'étudier l'évolution des atteintes pneumoconiotiques et l'influence des mesures de lutte contre les poussières dans les chantiers souterrains.

Cette recherche est rendue particulièrement dissicile par la mobilité de la main-d'œuvre et par le caractère subjectif de l'anamnèse professionnelle. Certains ouvriers déclarent en esfet, souvent de bonne foi, ne pas avoir été exposés à l'inhalation de poussières avant leur embauchage au charbonnage, alors qu'en réalité ils peuvent avoir encouru un certain degré d'imprégnation pneumoconiotique dans d'autres industries de leur pays d'origine. Il en résulte que certains sujets présentent une évolution défavorable, qui est attribuée à tort à l'influence exclusive des poussières de charbonnage.

Les résultats présentés doivent donc être interprétés avec beaucoup de réserve d'autant plus que certains groupes sont numériquement insuffisants pour permettre une étude statistique valable.

Néanmoins, il peut être utile d'examiner la synthèse des observations faites grâce aux examens radio-cliniques poursuivis pendant 8 ans chez les ouvriers d'un charbonnage du Bassin de la Province de Liège.

En tout, 1394 clichés radio-photographiques ont été pris en 1957; tous les sujets ont subi un examen clinique complet; 264 houilleurs n'ont subi qu'un examen clinique sans radiographie à cause de la mobilité énorme de la main-d'œuvre. Aussi l'expérience a-t-elle conduit progressivement les médecins à l'habitude de pratiquer toujours simultanément les diverses explorations radio-cliniques.

En recherchant parmi les dossiers radiologiques, on y trouve 84 abatteurs et 37 ouvriers au rocher qui ont exercé cette profession dans ce charbonnage au cours des 8 dernières années et qui n'avaient pas, il y a 8 ans, de signes nets de pneumoconiose (image O ou X).

Parmi les abatteurs, 44 sujets, ce qui représente plus de la moitié, sont restés sans changement décelable sur le cliché. Par contre, 15 ouvriers montrent une modification légère (stade 1), 19 une modification nette (stade 2) et 4 un changement important (stade 3).

Dans le groupe des 37 ouvriers à pierre, 22 furent trouvés sans modification radiologique, 12 présentent une légère anomalie (stade 1), 2 une modification nette (stade 2) et 1 un changement important (stade 3).

Lorsqu'on essaie d'analyser ces résultats en tenant compte de toutes les réserves exprimées ci-dessus, on recueille l'impression que les bouveleurs sont nettement mieux protégés que les abatteurs. Bien que les modifications légères soient plus fréquentes, les altérations sérieuses de l'image pulmonaire, sur une période de 8 ans, y sont beaucoup plus rares que chez les abatteurs. Les sujets restés radiologiquement indemnes s'élèvent à près de 60 %. Ces chiffres sont légèrement plus favorables que ceux trouvés par Van Mechelen (1) en 1951 dans un groupe de houilleurs du Bassin de la Campine, comprenant 55 bouveleurs et 66 abatteurs de charbon, occupés depuis 6 à 10 ans. Notons qu'en commentant ses résultats, Van Mechelen avait montré que la situation existant en Belgique était comparable à celle des pays voisins.

Cette constatation doit être mise en rapport avec l'efficacité plus grande de la prophylaxie technique dans les travaux au rocher. Elle fait ressortir l'urgente nécessité de renforcer la lutte contre les poussières, surtout dans les chantiers d'abattage, et d'y effectuer en temps utile le reclassement des sujets chez qui une image pneumoconiotique apparaît précocement.

### B. Examens systématiques effectués à l'Institut d'Hygiène des Mines.

Le nombre des examens spéciaux réclamés par les médecins d'industrie à l'Institut d'Hygiène des Mines, va tous les ans en augmentant et a atteint en 1058 le total de 514.

En fait, ce nombre approche du maximum réalisable dans les conditions actuelles d'équipement en matériel et en personnel de la Section Médicale, d'autant plus que d'année en année, les examens médicaux deviennent plus approfondis, les épreuves fonctionnelles pulmonaires devenant de plus en plus complexes.

La très grande majorité des ouvriers fut adressée à l'Institut d'Hygiène des Mines par des médecins de charbonnages désirant des précisions au moment de l'embauchage ou des examens périodiques.

Un groupe non négligeable fut envoyé par les médecins des Caisses de pension, des mutuelles ou des dispensaires antituberculeux.

Un petit groupe de sujets fut convoqué par les médecins de l'Institut d'Hygiène des Mines en vue d'expériences physio-pathologiques réalisées dans la chambre à poussières.

Tous les ouvriers examinés furent soumis à un examen radioclinique complet et la plupart ont subi un enregistrement électrocardiographique et des épreuves fonctionnelles cardio-pulmonaires avec analyse des gaz respiratoires.

Environ la moitié des ouvriers ont subi des examens tomographiques complémentaires ou des agrandissements radiographiques.

La liste suivante indique l'anomalie suspectée ou les autres motifs d'examen :

	-		
	évolution pneumoconiotique	174	cas
-	surinfection tuberculeuse	72	cas
_	tumeurs pulmonaires	6	cas
—	cardiopathies	78	cas
_	emphysème (troubles graves de la		
	fonction pulmonaire)	74	cas
$\overline{}$	séquelles post-infectieuses	50	cas
	surveillance périodique d'image ra-		
	diologique de la pneumoconiose	19	cas
_	anomalies extrapulmonaires (gastri-		
	ques)	24	$\mathbf{cas}$
_	anomalies suspectées à l'embauchage	17	cas

Les conseils donnés aux médecins d'industrie et aux médecins traitants quant à l'activité professionnelle des intéressés, furent les suivants :

— arrêt du travail dans la mine	бо	cas
— mutations de poste	90	cas
- mises en observation	51	cas
— avis tranquillisant	163	
— contrôle pour surveillance ultérieure	107	cas
- examen bronchoscopique et bron-		
chographique	43	cas

En dehors de ces données d'un intérêt pratique immédiat, des directives précieuses ont pu être fournies aux médecins pour le traitement des sujets malades.

D'autre part, la documentation scientifique de l'Institut d'Hygiène des Mines s'est enrichie de toutes ces observations permettant de mieux comprendre la physio-pathologie des troubles respiratoires des ouvriers mineurs.

### 2. — Mise au point de techniques au laboratoire d'épreuves fonctionnelles.

### A. Emploi du nitrogenmeter pour l'étude des troubles de la distribution de l'air.

#### a. Description de l'appareillage.

Dans le but de préciser le diagnostic des troubles emphysémateux et du mixing pulmonaire chez le mineur silicotique, un nouveau moyen d'investigation a été mis au point, le «nitrogenmeter» de Lundin (2) (3). Cet appareil permet d'établir un dosage constant de l'azote contenu dans un gaz. Par une « needle valve » dont l'ouverture est très petite et réglable, un échantillon (20 ml/minute) du gaz à analyser est aspiré par une pompe à vide Hyvac. L'ouverture de la needle valve est réglée de façon à obtenir un vide de 2 mm Hg vérifié par un vacustat à mercure. L'échantillon du gaz à analyser est conduit dans une chambre d'ionisation; celle-ci consiste en un tube de quartz de 15 mm de longueur et 1 mm de diamètre. Aux deux bouts se trouvent 2 électrodes entre lesquelles est maintenue une tension électrique constante. Le courant d'ionisation est choisi entre 3 et 5 mA. La lumière du tube d'ionisation est modulée à la fréquence d'environ 800 cycles/s par un disque rotatif perforé. Après être passée par une paire de filtres, qui éliminent du spectre lumineux les raies provenant d'autres gaz et pouvant impressionner la cellule, la lumière active une cellule photoélectrique. Le disque est construit de façon à donner au faisceau lumineux tombant sur la cellule photoélectrique une variation sinusoïdale. Le courant de la cellule est donc facilement amplifié et puis rectifié pour alimenter un galvanomètre inscripteur à encre (Esterline Angus Inkwriter). Le temps de réponse du nitrogenmeter est très court : 95 % de la déflection totale sont atteints en 0,02 et les 100 % en 0,2 s.

La méthode consiste à faire respirer par le sujet de l'O<sub>2</sub> débité par une bonbonne; l'air expiré est recueilli dans un sac de Douglas. Le sujet respirant de l'O<sub>2</sub> presque pur (99 à 99.5 % O<sub>2</sub>), l'azote contenu dans les poumons est progressivement lavé et éliminé à chaque expiration. La needle valve recueille un échantillon de gaz à chaque expiration et l'air expiré contient de moins en moins d'azote; on peut suivre cette diminution sur la courbe inscrite par le galvanomètre. Lorsque la concentration dans l'air expiré est descendue à 2 %, le lavage des poumons est interrompu. La mesure de la concentration d'azote dans le sac de Douglas et de

la quantité de gaz expiré permet de calculer le volume pulmonaire au moment où le sujet a été branché sur le circuit d'O<sub>2</sub>.

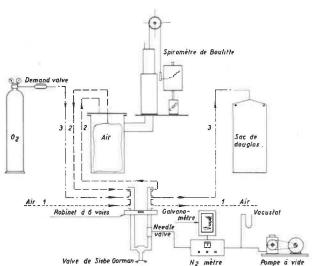


Fig. 1. — Schéma de l'installation pour l'utilisation du nitrogenmeter.

Le but étant de connaître la capacité résiduelle fonctionnelle, ce qui permet de calculer le volume pulmonaire résiduel en retranchant de la capacité résiduelle fonctionnelle le volume de réserve expiratoire, il faut brancher le sujet sur l'O2 à la fin d'une expiration normale et il faut également pouvoir faire une spirométrie pour la mesure de la capacité vitale et du volume de réserve expiratoire. Pour réaliser ceci, il a été construit, par le Service Technique de l'Institut d'Hygiène des Mines, un robinet à 6 voies. Ce robinet consiste en une plaque fixe de plexiglass perforée de 2 ouvertures. Ces deux ouvertures sont reliées par des tuyaux en caoutchouc à la valve à une direction de Douglas (Siebe Gorman) par laquelle le sujet respire. La partie mobile du robinet est un disque, également en plexiglass, pourvu de 3 paires de trous. Ce disque tourne autour d'un axe central et est muni d'une manette. L'étanchéité du robinet est réalisée par un ressort à boudin qui serre fortement le disque contre la plaque fixe, qui est

enduite de graisse de silicone. En tournant le disque, les 6 ouvertures sont amenées, par paire, en face des deux ouvertures fixes du robinet. Le sujet peut ainsi respirer dans 3 circuits différents (fig. 1).

Le premier circuit est la respiration en air libre. Le second circuit est le circuit spirométrique. En faisant inspirer et expirer le sujet directement dans un spiromètre, la composition de l'air inspiré serait rapidement altérée, la concentration d'O2 diminuant par la consommation d'O2 de l'organisme, et le départ de la courbe de mixing en serait perturbé ; pour éviter ceci, il a été construit un circuit spirométrique selon la méthode décrite par Donald et Christie (4). Un tonneau est pourvu de 4 ouvertures ; deux de ces ouvertures sont reliées à un spiromètre de Boulitte. Dans le tonneau se trouve un sac en plastique rempli d'air et relié par une des ouvertures au robinet à 6 voies (côté inspiratoire). La deuxième ouverture du tonneau est reliée au côté expiratoire du robinet. Avant chaque épreuve, ce sac est rempli d'air par le spiromètre de Tissot.

Le troisième est le circuit d'oxygène. Une bonbonne dont la composition est connue (± 99 % O<sub>2</sub>) débite par une « demand valve » de l'oxygène à chaque inspiration. Les gaz expirés sont recueillis dans un sac de Douglas.

L'étalonnage du nitrogenmeter a été fait au moyen de divers mélanges d'azote et d'oxygène, pour les concentrations entre 10 et 80 % de N<sub>2</sub>, ces mélanges étant analysés par la méthode de Scholander. Pour les petites concentrations en azote, nous disposons de 3 bonbonnes contenant respectivement 4 %, 8 % et 12 % d'azote. Ceci nous permet de régler journellement l'appareil dans la sensibilité 0 - 10 % qui est la plus importante pour le calcul du volume résiduel.

#### b. Réalisation des mesures.

Les mesures sont faites de la façon suivante : le robinet est branché sur le premier circuit air - air, ce qui permet au sujet de s'habituer à respirer par la

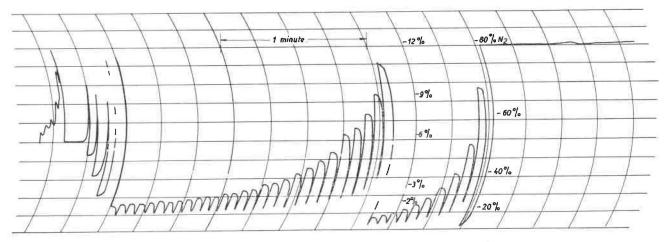


Fig. 2. — Courbe de dilution d'azote, à lire de droite à gauche.

valve de Douglas. Ensuite, le robinet est mis en position 2 et sur le spiromètre de Boulitte s'inscrit une courbe spirométrique. Une inscription de deux ou trois capacités vitales est faite, puis à la fin d'une expiration normale, le robinet est mis en position 5 et le sujet est branché sur le circuit d'oxygène pour l'inscription de la courbe de dilution d'azote (courbe du mixing). Après l'inscription de la courbe de dilution, le sac de Douglas est vidé dans le spiromètre de Tissot par l'intermédiaire de la needle valve pour la mesure du volume de gaz expiré et de la concentration moyenne d'azote.

L'intérêt de la méthode est de pouvoir mesurer en même temps le volume résiduel et le mixing (fig. 2).

#### a. Mesure du volume résiduel.

Le calcul du volume résiduel est relativement simple. En effet, tout l'azote recueilli pendant la respiration dans le circuit d'O<sub>2</sub> provient pour la plus grande partie des poumons, une petite fraction seulement provient du sang, des tissus de l'organisme et de la bonbonne d'O<sub>2</sub> qui contient toujours un petit pourcentage d'impuretés. Le volume pulmonaire mesuré est calculé d'après la formule suivante (5).

suitats obtenus par la méthode à l'hélium, à la condition qu'on ait affaire à un sujet coopérant et que les mesures spirométriques (capacité vitale, volume de réserve) donnent environ les mêmes chiffres dans les deux méthodes d'examen.

#### β. Index de mixing.

La méthode du nitrogenmeter permet, en plus de la mesure du volume résiduel d'apprécier les troubles du mixing. La méthode à l'azote permet en effet de mesurer:

- Le temps d'élimination de l'azote : temps nécessaire pour faire baisser l'azote pulmonaire de la concentration normale de 80 % à 2 % pendant la respiration d'O<sub>2</sub>. Ce facteur ne tient cependant pas compte de la fréquence respiratoire, du volume courant et de la capacité résiduelle fonctionnelle, facteurs qui influencent tous le temps d'élimination de l'azote. D'après les divers auteurs, les temps d'élimination de l'azote chez le sujet normal varient entre 2 et 5 minutes.
- La ventilation totale nécessaire pour ramener la concentration alvéolaire en azote de 80 % à 2 %. Ici non plus, on ne tient pas compte de la fréquence respiratoire, du volume courant et de la capacité résiduelle fonctionnelle.

C.R.F. = 
$$V_e \times \left( \frac{(F_e N_2 - F_i N_2) - (T_{iss} N_2 + o,24)}{o.8 - FAN_2^n} \right) \times B.T.P.S.$$

C.R.F. = capacité résiduelle fonctionnelle

Ve = volume total de gaz expiré en litres A.T.P.S.

Tiss  $N_2$  = volume d'azote tissulaire expiré pendant la respiration d' $O_2$ , en litres A.T.P.S.

FeN<sub>2</sub> = pourcentage d'azote dans le volume total de gaz expiré

FiN<sub>2</sub> = pourcentage d'azote contenu dans les bonbonnes d'O<sub>2</sub> (environ 0,5 à 1 % N<sub>2</sub>)

o,24 = azote contenu dans les tuyaux de raccordement de l'appareillage (80 % de l'espace mort de l'appareil)

 $FAN_2^n$  = pourcentage d'azote de l'air alvéolaire à la fin de la respiration d'O<sub>2</sub> (±2%)

B.T.P.S. = facteur de correction ramenant le volume mesuré à 57° C saturé de vapeur d'eau et à la pression barométrique.

A.T.P.S. = à température et pression ambiantes et saturation en vapeur d'eau.

Le volume résiduel est obtenu en soustrayant le volume de réserve de la capacité résiduelle fonctionnelle.

Les premiers résultats obtenus par cette méthode de mesure du volume résiduel permettent de dire que ceux-ci sont sensiblement les mêmes que les ré— Le « Lung Clearance Index » de Becklake (6). Ici le volume total de gaz expiré (exprimé en A.T.P.S. est divisé par la capacité résiduelle fonctionnelle (exprimée en B.TP.S.). En d'autres mots, c'est le nombre de litres d'O<sub>2</sub> nécessaires pour laver 1 litre du volume pulmonaire. Cet index serait chez le sujet normal inférieur à 10.

 La détermination quantitative du volume relatif et absolu des diverses régions ventilées. Selon la méthode de Robertson (7) modifiée plus tard par Fowler (8) et G. Lundin (3) (9), on inscrit sur papier semi-logarithmique, d'une part, le nombre de respirations sur l'abscisse linéaire et, d'autre part, le pourcentage d'azote à la fin de chaque respiration sur l'ordonnée logarithmique (fig. 3). En joignant les divers points obtenus, on obtient exceptionnellement une droite, ce qui signifie que la ventilation des diverses parties pulmonaires est uniforme. Dans la plupart des cas, on obtient une courbe qui se décompose en deux, trois ou quatre droites représentatives des diverses fractions pulmonaires ventilées de façon différente. On constate ainsi par exemple qu'après 18 respirations, la fraction la mieux ventilée a éliminé tout son azote, tandis que la fraction lente a besoin de 38 respirations pour éliminer son azote. Cette méthode permet de calculer le volume des diverses fractions pulmonaires, la ventilation alvéolaire, l'espace mort physiologique et le pulmonary clearance delay de Fowler. L'index de Fowler envisage le nombre moyen de respirations pendant lesquelles une molécule d'O<sub>2</sub> reste dans les poumons durant la respiration d'O<sub>2</sub>; le clearance delay exprime une comparaison entre le nombre trouvé et le nombre tel qu'il serait chez le même sujet, si la ventilation était parfaitement uniforme.

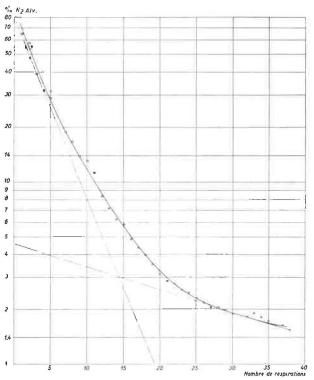


Fig. 3. — Analyse d'une courbe de dilution d'azote sur papier semi-logarithmique.

Exemple d'une courbe se décomposant en deux droites.

Les recherches en cours à l'Institut d'Hygiène des Mines ont pour but de mettre en évidence la valeur de la méthode du nitrogenmeter pour la détermination du volume résiduel et des troubles de mixing dans les divers stades de la pneumoconiose.

#### B. Précision et validité des mesures effectuées par le métabographe de Fleisch.

Les épreuves fonctionnelles cardio-pulmonaires, enregistrées à l'Institut d'Hygiène des Mines à l'aide du métabographe de Fleisch (10) (11) décrit dans notre précédent rapport d'activité (12), nous ont toujours donné entière satisfaction, à la fois chez des sujets normaux et chez des patients atteints d'affections pulmonaires variées.

Cependant, certaines observations et critiques, signalées par des chercheurs opérant au moyen du métabographe dans d'autres laboratoires, nous ont amenés à procéder à une série de vérifications très précises (13), dont nous exposons le résultat ciaprès.

#### a. Exactitude de l'enregistrement spirographique.

Les volumes engendrés par le déplacement de la cloche lors d'une spirométrie sont inférieurs aux volumes ventilés, par suite du refroidissement de l'air de 37° C (à l'intérieur des poumons) à 20° C (température ambiante) et de la condensation de la vapeur d'eau qui en résulte, l'air étant saturé de vapeur d'eau à la sortie des poumons. Un calcul précis montre que le déplacement d'un litre de la cloche du spiromètre correspond à un volume expiré de 1,102 litre. La transmission entre la cloche du spiromètre et la plume enregistreuse est calculée en tenant compte de cette contraction, de façon telle que 10 mm du diagramme correspondent à 1 litre B.T.P.S. (body temperature, ambiant pressure . saturated). Pour vérifier l'exactitude de l'échelle du spirogramme, nous avons injecté lentement 2 litres d'air A.T.P.S. (ambiant temperature and pression, saturated), dans le circuit fermé du métabographe ; ces 2 litres correspondent à 2,204 litres B.T.P.S. et auraient dû donner une dénivellation de 22,04 mm sur le diagramme. Nous avons obtenu d'une façon systématique, quelle que soit la position de départ de la cloche, une élongation de 21,4 mm, soit 2,0 % trop peu. Cette erreur peut être corrigée aisément.

D'autres erreurs « dynamiques » peuvent se produire au cours des tracés spirographiques par suite de l'inertie de la cloche et de l'élasticité des tuyaux ondulés raccordant le sujet à l'appareil. Nous avons pu prouver que de telles erreurs sont négligeables dans les conditions usuelles de la respiration humaine, bien que le risque de telles erreurs soit accru lorsqu'on allonge les tuyaux de raccord pour permettre des essais avec le sujet marchant sur un tapis-roulant voisin.

#### b. Pressions et dépressions au niveau du masque.

Nous avons mesuré au niveau du masque les surpressions et dépressions engendrées au cours d'une

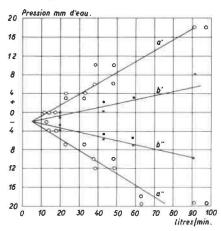


Fig. 4. — Pressions et dépressions au niveau du masque. Les courbes a' et a'' réunissent respectivement les valeurs de pression et de dépression observées à l'extrémité des tuyaux de rallonge, tandis que les courbes b' et b'' rassemblent les valeurs au niveau des tuyaux ondulés.

ventilation soit normale, soit intense. Les résultats de ces mesures sont reproduits au diagramme de la figure 4 ; les courbes a' et a' réunissent respectivement les valeurs observées à l'extrémité des tuyaux de rallonge, tandis que les courbes b' et b" rassemblent les valeurs mesurées à l'extrémité des tuyaux ondulés normaux. On constate que les pressions et dépressions croissent d'une part avec le débit d'air ventilé et d'autre part avec la longueur des tuyaux de raccord. Ces variations de pression sont inéluctables. En effet, la circulation de l'air à grande vitesse dans le circuit fermé du métabographe implique une chute de pression le long des tuyaux constituant ce circuit; cette chute est compensée par l'élévation de pression engendrée dans un ventilateur. Les deux compartiments du spiromètre double couplé sont connectés respectivement aux extrémités amont et aval des tuyauteries, tandis que le sujet est raccordé par un masque au point milieu du circuit. Comme à l'équilibre la pression moyenne dans la cloche est égale à la pression atmosphérique et que le circuit est entièrement symétrique, la pression au niveau du masque est aussi égale à la pression atmosphérique; le diagramme des pressions le long des tuyauteries est celui a de la figure 5. Lors d'une inspiration du sujet, le débit d'air est accru dans la partie 1,2 et réduit dans la partie 2,3, de sorte que la chute de pression est plus rapide entre 1 et 2 et plus lente entre 2 et 3. Comme la pression moyenne dans la cloche du spiromètre reste égale à la pression atmosphérique, le diagramme des pressions le long des tuyauteries est celui b de la figure 5. Lors de l'expiration, les phénomènes

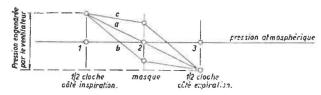


Fig. 5. — Diagramme des pressions le long du circuit d'air du métabographe. En abscisse, la longueur parcourue le long des tuyaux; en ordonnée, les surpressions et dépressions par rapport à la pression atmosphérique.

s'inversent, d'où le tracé c. Il en résulte inéluctablement des variations de pression au niveau du masque, d'autant plus accusées que la résistance des tuyauteries est plus élevée et le débit respiratoire plus important par rapport au débit permanent circulant dans le circuit fermé. Ces considérations expliquent parfaitement les résultats expérimentaux représentés graphiquement à la figure 4. Ce n'est cependant que pour des conditions extrêmes (à savoir : tuyauteries allongées et débit ventilatoire de l'ordre de 80 litres par minute) que les dépressions et surpressions atteignent des valeurs de 15 à 20 mm H<sub>2</sub>O qui pourraient rendre non négligeable le risque de fuites au masque. De toute façon, il ne

semble pas que même de telles variations de pression soient préjudiciables à une respiration normale.

#### c. Teneurs en CO2 de l'air inspiré.

Il est primordial que l'air inspiré, provenant de la chambre d'absorption du métabographe, soit peu chargé de CO<sub>2</sub>, car une teneur trop élevée (de l'ordre de 1 % ou plus) perturberait la respiration du sujet en provoquant l'hyperventilation. C'est pourquoi nous avons contrôlé la teneur en CO2 dans le circuit fermé, côté inspiration. Nous avons dans ce but réalisé un montage nous permettant d'insuffler dans le circuit, côté expiration, un débit de CO2 maintenu rigoureusement constant et déterminé au moyen d'un débitmètre à flotteur (flowrater). Nous avons pu régler de façon très exacte le débit de la pompe à KOH assurant la neutralisation de ce débit de CO2 dans la chambre d'absorption du métabographe. A la sortie de l'appareil (côté inspiration), on a prélevé au moyen d'un tonomètre et analysé à l'appareil de Scholander, des échantillons d'air. Les résultats montrent que la teneur en CO2 de l'air inspiré par le sujet est toujours très faible, variant linéairement entre 0,03 et 0,3 %, lorsque le débit de CO2 injecté passe de o à la valeur exceptionnelle de 4 litres/minute. Ces teneurs ne sont pas de nature à provoquer une hyperventilation notable.

Toutes nos mesures ont été effectuées dans un « steady state » idéal. Lors de variations de l'excrétion de CO<sub>2</sub> par le sujet, il est incontestable que les variations de débit de la pompe à potasse caustique KOH, grâce auxquelles on enregistre le débit de CO<sub>2</sub> excrété, présentent un certain retard. Celuici est sans importance si l'on étudie l'excrétion moyenne de CO<sub>2</sub> sur une durée suffisante (5 minutes par exemple). En effet, les erreurs sur les résultats partiels se compensent mutuellement. Notons que les variations de teneur résiduelle en CO<sub>2</sub> de l'air à la sortie de la chambre d'absorption ne provoquent également que des erreurs temporaires dans la détermination du débit de CO<sub>2</sub> excrété.

#### d. Teneurs en O2 du circuit gazeux.

Le circuit du métabographe étant initialement rempli d'air de composition normale, l'oxygène consommé par le patient est remplacé par un volume égal d'oxygène provenant d'une bonbonne. Si celleci contient un pourcentage notable de gaz autres que  $O_2$ , ces gaz remplaceront partiellement l'oxygène initial du circuit fermé et la teneur en  $O_2$  s'abaissera progressivement dans le temps. Nous n'avons pas procédé à des contrôles directs de la teneur en  $O_2$ . Le calcul montre en effet que, si l'on utilise des bonbonnes à 99,5 % d' $O_2$ , la baisse de teneur en  $O_2$  reste inférieure à 1 % même après un effort de 200 watts poursuivi pendant 20 minu-

tes. On peut d'ailleurs ramener aisément la teneur en  $O_2$  à sa valeur normale en extrayant une petite quantité d'air du circuit, puisque cet air à 20 % de  $O_2$  sera automatiquement remplacé par de l'oxygène presque pur.

#### e. Essais divers.

Les mesures auxquelles nous avons procédé et qui ont été rapportées sommairement ci-dessus ont été comparées à des vérifications récentes effectuées par A. Fleisch et ses collaborateurs, et concordent de façon satisfaisante avec celles-ci (13).

D'autres essais complémentaires que nous n'avons pas tentés dans notre Institut ont été opérés par Fleisch et son équipe. Ils se rapportent notamment à l'exactitude des enregistrements autres que le spirogramme. On a trouvé que tous ces enregistrements sont affectés d'une légère erreur par défaut (1 à 2 %) qui résulte de la perte de certaines impulsions reçues par le système inscripteur pendant le temps de chute des plumes. Dans le système de totalisation par 2 compteurs électromagnétiques pour chaque grandeur, que nous avons ajoutés au métabographe, cette erreur est réduite à une valeur négligeable, car la remise à zéro a lieu après lecture des compteurs à l'arrêt; sa durée n'a donc aucune influence sur le résultat.

Des essais approfondis de Fleisch ont également porté sur l'exactitude de la détermination de la quantité de CO<sub>2</sub> absorbée, à partir de la quantité de potasse injectée dans la chambre d'absorption.

De tous ces essais, on peut conclure que le métabographe répond de façon excellente aux desiderata imposés à un appareil à circuit de ventilation fermé. Peut-être l'enregistrement de l'absorption du CO<sub>2</sub> par la potasse présente-t-il un certain retard, qui dépend d'ailleurs de l'expérience de l'opérateur. D'autre part, les consommations instantanées d'oxygène peuvent être grevées d'erreurs lorsque le niveau respiratoire du sujet se modifie de façon incontrôlable, l'injection d'oxygène étant réglée en vue de maintenir constant le volume total du circuit.

Il n'en reste pas moins vrai que le métabographe de Fleisch se recommande par la précision des mesures spirographiques et la constance pratique des teneurs en  $O_2$  et en  $CO_2$  de l'air inspiré par le patient, même au cours d'efforts très importants : il permet, mieux que n'importe quel autre appareil, l'étude de métabolismes très intenses. Les renseignements fournis au cours des épreuves apparaissent sur les graphiques dans une présentation à laquelle on se familiarise très vite et qui donne réellement la possibilité de suivre et d'interpréter le comportement des patients au cours d'épreuves fonctionnelles pulmonaires à l'effort. Dans les conditions

où elle est appliquée dans l'appareil de Fleisch, la méthode en circuit fermé améliore l'étude de la fonction pulmonaire à l'effort, étude pour laquelle la méthode en circuit ouvert n'apporte généralement que des résultats partiels parce que instantanés.

### Résultats du cathétérisme cardiaque chez les houilleurs.

On donne le nom de cœur pulmonaire chronique à l'hypertrophie puis à la décompensation du ventricule droit qui compliquent les maladies pulmonaires chroniques. Il constitue la cause de mort la plus fréquente chez les houilleurs pneumoconiotiques. Lavenne (15) en a précisé l'évolution et a dégagé les critères cliniques, électrocardiographiques et radiologiques qui permettent d'en faire un diagnostic précoce, avant le stade de décompensation ventriculaire droite.

L'hypertrophie du ventricule droit est secondaire à une hypertension dans l'artère pulmonaire. Aussi la mesure de la pression artérielle pulmonaire par cathétérisme des cavités droites constitue-t-elle le moyen de diagnostic le plus précoce du cœur pulmonaire chronique (16) (17).

Peu d'études systématiques ont été jusqu'ici consacrées au cathétérisme cardiaque dans les pneumoconioses (18) (19). Au cours des deux dernières années, R. Kremer et L. Brasseur ont repris ce problème au laboratoire d'exploration fonctionnelle cardio-pulmonaire du Prof. F. Lavenne (20) (21) (22).

Jusqu'ici 33 houilleurs ont été cathétérisés. La pression pulmonaire a été mesurée au repos et si possible à l'effort et comparée au débit cardiaque. Le rapport entre la pression pulmonaire et le débit cardiaque représente en effet la résistance au passage du sang à travers les vaisseaux pulmonaires. C'est l'augmentation de cette résistance qui constitue la cause principale de l'hypertension pulmonaire.

La résistance pulmonaire s'exprime par la formule suivante.

Le facteur 1332 transforme les mm de mercure en dynes/cm<sup>2</sup> et la résistance pulmonaire est ainsi exprimée en dynes.s.cm<sup>-5</sup>.

Dans tous les cas, un examen clinique, radiologique et électrocardiographique complet avait été pratiqué et chez 27 des 33 sujets, on disposait d'épreuves fonctionnelles pulmonaires valables.

A partir de ces données, on a tenté de définir les critères hémodynamiques du cœur pulmonaire chronique et de comparer la pression artérielle pulmonaire à l'électrocardiogramme d'une part et aux épreuves fonctionnelles pulmonaires d'autre part. Cette dernière comparaison permet certaines déductions concernant la pathogénie du cœur pulmonaire chronique dans la pneumoconiose des houilleurs.

#### A. Critères hémodynamiques du cœur pulmonaire chronique.

On considère généralement que la pression moyenne dans l'artère pulmonaire n'excède pas au repos 20 mm Hg et varie peu à l'effort, malgré l'augmentation du débit cardiaque. Ceci signifie, en fonction de la formule donnée plus haut, qu'à l'effort la résistance pulmonaire doit diminuer, ce qui se réalise par l'ouverture de vaisseaux sanguins dans lesquels la circulation est interrompue au repos.

Toutefois, même chez le sujet normal, la pression artérielle pulmonaire n'est pas indépendante du débit cardiaque: elle augmente légèrement lorsque celui-ci s'élève (23). La limite de 20 mm Hg au repos n'est valable que pour des sujets sans anxiété, ayant un débit cardiaque minimum. Comme Donald et collaborateurs (23), Kremer et Brasseur ont exigé, pour faire le diagnostic d'hypertension pulmonaire, une pression pulmonaire moyenne dépassant 25 mm Hg au repos, ou s'élevant à l'effort au delà de 30 mm Hg pour un débit cardiaque inférieur à 8 litres par minute et par m² de surface corporelle.

Kremer et Brasseur (20) ont d'ailleurs montré que le calcul de la résistance pulmonaire est utile pour différencier les augmentations de la pression artérielle pulmonaire survenant normalement à l'effort chez le sujet sain de celles caractéristiques du cœur pulmonaire chronique: dans le premier cas, on voit la résistance artérielle pulmonaire diminuer à l'effort, tandis que dans le deuxième cas, l'effort entraîne une augmentation de cette résistance.

En appliquant ces critères aux 33 houilleurs pneumoconiotiques cathétérisés, on a trouvé dans 13 cas des signes hémodynamiques francs de cœur pulmonaire chronique. Ces résultats seront détaillés dans la comparaison entre la pression artérielle pulmonaire et les épreuves fonctionnelles pulmonaires.

#### B. Comparaison entre les données hémodynamiques et l'électrocardiogramme.

Lavenne (15), classant les tracés électrocardiographiques en fonction du diagnostic d'hypertrophie ventriculaire droite, a distingué:

- des tracés normaux;
- des tracés simplement suggestifs d'hypertrophie ventriculaire droite;
- des tracés caractéristiques d'hypertrophie ventriculaire droite.

Les 20 pneumoconiotiques dont la pression artérielle pulmonaire était dans les limites de la normale au repos et à l'effort, avaient un tracé électrocardiographique normal.

Parmi les 13 patients ayant une pression artérielle pulmonaire supérieure à 25 mm Hg au repos ou à 50 mm Hg à l'effort, 4 avaient un tracé électrocardiographique normal, 6 un tracé suggestif d'hypertrophie ventriculaire droite et 3 seulement un tracé caractéristique d'hypertrophie ventriculaire droite (fig. 6).

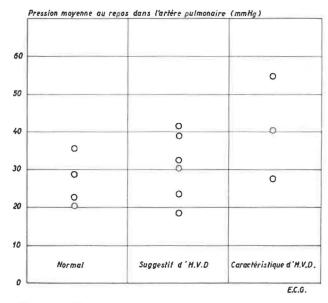


Fig. 6. — Comparaison entre la pression moyenne au repos dans l'artère pulmonaire et l'électrocardiogramme chez 13 houilleurs ayant une hypertension pulmonaire.

Les trois patients chez qui le diagnostic de cœur pulmonaire pouvait être posé avec certitude à partir de l'électrocardiogramme, avaient au repos des pressions artérielles pulmonaires moyennes de 51,38 et 25 mm Hg. Dans ce dernier cas, la pression pulmonaire moyenne s'élevait à 60 mm Hg, pour un effort léger de 35 watts.

Par contre, un pneumoconiotique ayant une pression artérielle pulmonaire moyenne de 35 mm Hg au repos, s'élevant à 54 mm Hg à l'effort, avait un tracé électrocardiographique normal.

Cette étude a donc confirmé la valeur des critères définis en 1951, à partir des données classiques, en vue du diagnostic électrocardiographique précoce du cœur pulmonaire chronique chez les houilleurs. Quand ils sont présents, il existe toujours des signes hémodynamiques de cœur pulmonaire chronique. Par contre, même les signes électrocardiographiques les plus précoces peuvent être absents, alors qu'il existe une hypertension artérielle pulmonaire indiscutable et même importante.

Le cathétérisme cardiaque présente donc un intérêt certain en vue du diagnostic précoce du cœur pulmonaire chronique chez les houilleurs à fonction pulmonaire très altérée ou à images pseudotumorales étendues, dont le tracé électrocardiographique est encore normal. Ses résultats peuvent amener à modifier le taux d'invalidité tel qu'il apparaît des simples examens cliniques, radiologiques et fonctionnels pulmonaires (19).

#### Comparaison entre les données hémodynamiques et les troubles ventilatoires.

Les premiers résultats de Cournand (17) avaient montré une forte réduction de la ventilation maximum chez les silicotiques avec hypertension pulmonaire. Toussaint (18) a de même noté un parallélisme entre l'élévation de la pression systolique ventriculaire droite et la diminution des possibilités ventilatoires chez 30 houilleurs pneumoconiotiques.

Dans 27 des 33 cas examinés par les chercheurs de l'Institut d'Hygiène des Mines (9 micronodulaires, 9 condensations non définies et 9 pseudotumoraux), les données hémodynamiques ont pu être comparées à des tests ventilatoires valables.

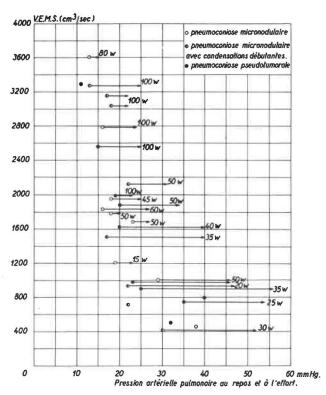


Fig. 7. — Comparaison entre le V.E.M.S. et la pression artérielle pulmonaire au repos et à l'effort chez 27 houilleurs.

La figure 7 confirme l'existence d'une assez bonne relation, surtout nette à l'effort, entre les troubles ventilatoires (diminution du volume expiratoire maximum/seconde V.E.M.S.) et la pression artérielle pulmonaire.

Chez tous les sujets ayant un V.E.M.S. inférieur à 1.000 cm<sup>3</sup>/s, la pression artérielle pulmonaire moyenne est supérieure à 20 mm Hg au repos et

elle dépasse 45 mm Hg pour des efforts n'excédant pas 50 watts.

Les sujets ayant un V.E.M.S. supérieur à 2.500 cm<sup>3</sup>/s effectuent par contre un effort d'une puissance de 100 watts avec une pression artérielle pulmonaire moyenne inférieure à 25 mm Hg.

Parmi les 9 patients ayant un V.E.M.S. compris entre 1.500 et 2.500 cm³/s, quatre montrent des signes hémodynamiques indiscutables de cœur pulmonaire chronique lors de l'épreuve d'effort. Deux d'entre eux sont des pseudotumoraux, les deux autres ont des condensations débutantes. Par contre, on ne trouve pas de signes hémodynamiques de cœur pulmonaire chronique chez les 4 ouvriers de ce groupe dont l'image radiologique est simplement micronodulaire.

### D. Conclusions en ce qui concerne la pathogénie du retentissement cardiaque des pneumoconioses.

Bolt et Zorn (24) (25) ont insisté sur l'importance de la complication emphysémateuse dans la pathogénie du cœur pulmonaire chronique des houilleurs.

Toutefois, la pneumoconiose pseudotumorale entraîne des modifications importantes des artérioles pulmonaires avec réduction parfois considérable du lit vasculaire pulmonaire. Des altérations anatomiques des artérioles sont également retrouvées, mais à un degré moindre, dans la pneumoconiose micronodulaire (15) (26) (27). Aussi Lavenne avait-il suggéré, en 1951, que la réduction du lit vasculaire pulmonaire et l'emphysème jouaient tous deux un rôle dans la pathogénie du retentissement cardiaque de la pneumoconiose des houilleurs, l'emphysème constituant le facteur essentiel dans les cas de cœur pulmonaire chronique survenant sur une pneumoconiose micronodulaire, la réduction du lit vasculaire étant au premier plan chez les pseudotumoraux.

Dans la pneumoconiose des houilleurs, la diminution du V.E.M.S. est essentiellement en rapport avec l'emphysème (28). Aussi la corrélation assez bonne trouvée entre l'augmentation de la pression artérielle pulmonaire et la diminution du V.E.M.S. plaide-t-elle à première vue en faveur de l'importance de la complication emphysémateuse dans la pathogénie de l'hypertension pulmonaire.

L'étude des sujets ayant un V.E.M.S. compris entre 1.500 et 2.500 cm³/s vient toutefois nuancer cette constatation. Quatre pneumoconiotiques ayant des images condensées et un V.E.M.S. supérieur à 1.500 cm³/s avaient des signes de cœur pulmonaire chronique, alors qu'on ne voit qu'exceptionnellement une hypertension artérielle pulmonaire chez des emphysémateux purs dont le V.E.M.S. reste supérieur à 1.500 cm³/s.

Ceci confirme donc la conception pathogénique de Lavenne et rejoint la constatation de Sadoul (29) qui a vu survenir le cœur pulmonaire chronique dans la pneumoconiose des houilleurs et des mineurs de fer avec des déficits ventilatoires moindres que dans l'emphysème.

### 4. — Tests pharmacodynamiques à l'acétylcholine et à l'aleudrine chez les houilleurs.

#### A. But et méthodes de la recherche.

Certains houilleurs se plaignent de dyspnée et de toux avec ou sans expectorations en milieu poussiéreux.

Il n'est pas rare que ces patients aient une fonction pulmonaire satisfaisante en atmosphère normale. De même, leur examen, clinique et radiologique peut ne présenter que peu d'anomalies.

Il est donc intéressant de rechercher des méthodes permettant d'objectiver en laboratoire l'hypersensibilité broncho-pulmonaire aux poussières, dont il se plaignent.

Divers auteurs (30) (31) (32) ont proposé dans ce but l'emploi des aérosols d'acétylcholine.

Ceux-ci provoquent chez les bronchitiques chroniques des réactions tussigènes et des troubles fonctionnels caractérisés par une diminution de la capacité vitale et du volume expiratoire maximum/seconde (53) (54).

Les troubles respiratoires et les accès de toux survenant en milieu poussiéreux pouvant a priori être mis sur le compte d'altérations bronchiques — éventuellement latentes — il était logique de chercher à dépister ces altérations par les méthodes utilisées pour les bronchites chroniques confirmées.

A. Minette et L. Van Wymeersch (35) ont examiné à ce point de vue 182 houilleurs. Il a paru intéressant d'étudier d'une façon générale les rapports entre la sensibilité à l'acétylcholine et les différentes manifestations cliniques, radiologiques et fonctionnelles présentes chez les mineurs examinés.

La technique d'aérosolisation utilisée pour ces recherches offrait de grandes garanties de reproductibilité et permettait notamment la mesure du volume d'aérosols inhalé, ce qui n'est pas le cas avec les techniques d'aérosolisation courantes. La description de cette technique et de l'appareillage requis a été faite antérieurement (36).

Il suffit de rappeler que les mineurs étaient soumis à une inhalation d'une solution d'acétylcholine à 0,5 % pendant 30 secondes. Pendant l'inhalation, on notait la présence éventuelle de secousses de toux. Immédiatement après l'aérosolisation, les patients étaient auscultés en vue de rechercher si l'acétylcholine provoquait l'apparition de râles sibilants. Ensuite, on déterminait leur capacité vitale et leur volume expiratoire maximum par seconde, qui

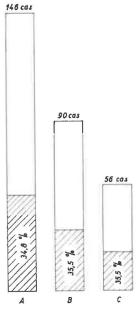
étaient comparés aux valeurs trouvées avant l'aérosol.

Les modifications constatées ont été comparées aux plaintes de toux et de dyspnée accusées en milieu poussiéreux. En outre, elles ont été étudiées en fonction des altérations radiologiques de pneumoconioses ramenées à 4 groupes (O-SO; SOR-M1; M2-M3; images pseudotumorales), et en fonction des troubles bronchitiques éventuellement présents.

#### B. Résultats.

 a. Relation entre la sensibilité à l'acétylcholine et les plaintes en milieu poussiéreux.

Les effets des aérosols d'acétylcholine ne paraissent pas superposables aux troubles accusés dans les atmosphères poussiéreuses de la mine. Des réactions tussigènes à l'acétylcholine ont été observées chez 36,5 % des ouvriers ne se plaignant pas de toux sur les lieux de travail. De même, une diminution significative du V.E.M.S. a été constatée chez 35,5 % des patients n'accusant pas de dyspnée en atmosphère poussiéreuse (fig. 8 et 9).



- A Totalité des ouvriers testés
- B Ouvriers sans plaintes
- C Ouvriers avec plaintes

Fig. 8. — Fréquence des réactions ventilatoires acétylcholiniques.

Le pourcentage des cas sensibles parmi les ouvriers se disant affectés par les poussières est comparable (35.5 % des cas en ce qui concerne la dyspnée et 55 % des cas de toux).

Les relations entre la sensibilité acétylcholinique et les plaintes en milieu poussiéreux n'étaient pas plus étroites si l'on considérait les 31 ouvriers ayant présenté les 2 réactions — ventilatoire et tussigène

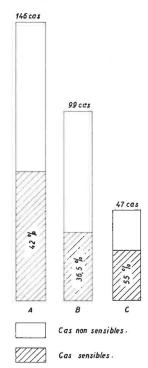


Fig. 9. — Fréquence des réactions tussigènes acétyl-

— à l'acétylcholine. La double réaction a été observée chez 24 % des houilleurs se plaignant de toux ou de dyspnée sur les lieux de travail et chez 22 % des autres ouvriers.

Ces faits peuvent être expliqués de deux maniè-

- ou bien, on ne peut accorder aucun crédit aux données de l'interrogatoire en ce qui concerne les plaintes en milieu poussiéreux;
- ou bien, il n'existe pas de parallélisme entre la sensibilité bronchopulmonaire aux poussières et celle à l'acétylcholine. Ceci pourrait être vérifié par exemple en soumettant expérimentalement des houilleurs à l'inhalation d'atmosphères poussiéreuses et en comparant leurs réactions à celles provoquées par l'acétylcholine.

Une telle étude a été faite et ses résultats seront discutés dans une prochaine publication de l'Institut d'Hygiène des Mines.

- b. Relation entre la sensibilité à l'acétylcholine et les données cliniques, radiologiques et fonctionnelles.
- a. Les réactions acétylcholiniques ventilatoires et tussigènes paraissent avant tout liées à l'état de la fonction respiratoire. Leur fréquence est d'autant plus élevée que la fonction respiratoire est plus mau-

vaise. Parmi les patients ayant un rapport

inférieur à 50 % (groupe III, tableau I), 81 % ont eu une réaction ventilatoire et 63 % une réaction tussigène positives. Ces chiffres s'opposent à ceux de 25 % et 30 % pour les patients ayant une fonc-

#### TABLEAU I.

Critères	Totalité des cas	Réactions vent. %	Réactions tus. %	Réactions ausc. %
Grieres	146	35	42	18
Image radiologique				
O - SO	27	44	37	15
SOR - M <sub>1</sub>	34	38	50	23,5
$M_2$ - $M_3$	62	30	42	19,5
Pseudotumeurs	23	43	39	13
Fonction ventilatoire (*)				
Groupe I	71	25	30	11
Groupe II	64	41	52	23
Groupe III	11	81	бз	36,5
Atteinte bronchique				
1) cas négatifs	76	26	34	17
2) cas positifs: 1 symptôme				
— antécédents	26	38	48	3
— râles	16	44	49	31
<ul><li>bronchospasmes</li></ul>	12	36	36	О
3) cas positifs: 2 symptômes	13	70	84	30
4) cas positifs : 3 symptômes	3	100	66	66

Légende:

Groupe I: VEMS supérieur à 70 % de la CV. Groupe II: VEMS compris entre 50 % et 70 % de la CV. Groupe III: VEMS inférieur à 50 % de la CV.

tion satisfaisante (différences significatives au palier de confiance de 95 %). On pouvait néanmoins se demander si les différences constatées entre les trois groupes, en ce qui concerne la sensibilité ventilatoire, n'étaient pas artificiellement dues au fait que celle-ci avait été exprimée en pourcentage du V.E.M.S. initial. Il est évident que dans ces conditions, l'appréciation de la sensibilité est partiellement liée à la valeur initiale du V.E.M.S.; une même diminution du V.E.M.S. en valeur absolue pouvait être ou non considérée comme une réaction positive selon que le V.E.M.S. de départ était bas ou élevé.

Il était donc intéressant de rechercher si les différences de sensibilité constatées entre les groupes fonctionnels se retrouvaient aussi en exprimant les réductions du V.E.M.S. en valeur absolue.

Le tableau II résume les résultats de ces calculs. Il montre que la fréquence des réactions négatives (soit aucune modification ou éventuellement augmentation légère du V.E.M.S. après acétylcholine) est du même ordre dans les groupes fonctionnels: 18 %, 22 % et 17 %.

En outre, la moyenne arithmétique des diminutions du V.E.M.S. est pratiquement identique dans les trois groupes (258 cm<sup>3</sup>, 265 cm<sup>3</sup> et 262 cm<sup>3</sup>).

En conséquence, en appréciant en valeur absolue la sensibilité ventilatoire à l'acétylcholine, on ne retrouve pas les différences de sensibilité selon la fonction respiratoire, qui apparaissent si l'on exprime cette sensibilité en pourcentage de la valeur de départ. Dans ces conditions, il y aurait discordance entre le comportement des réactions ventila-

#### TABLEAU II.

	Groupe I 74 cas	Groupe II 61 cas	Groupe III 11 cas
Pourcentages de sujets insensibles	18.%	22 %	17 %
Diminutions acétylcholiniques en valeur absolue (moyennes arith- métiques)	258 cm <sup>3</sup>	265 cm <sup>3</sup>	262 cm <sup>3</sup>

#### Légende

Les groupes I, II et III sont définis de la même façon que précédemment, c'est-à-dire en fonction de leur VEMS et de leur CV de départ.

Groupe II: VEMS supérieur à 70 % de la CV Groupe II: VEMS compris entre 70 % et 50 % de la CV

Groupe III : VEMS inférieur à 50 % de la CV

toires et celui des réactions tussigènes qui sont. elles, certainement liées à la fonction respiratoire.

Il est difficile de décider s'il est plus légitime d'apprécier la sensibilité ventilatoire en valeur absolue ou en pourcentage des valeurs initiales. La réponse à ce problème nécessiterait l'étude mathématique d'un modèle physique comparable aux poumons, obéissant à une loi du type  $\Delta r = \int (\Delta p, \Delta d)$ , r étant la résistance à l'expiration, p la pression intraalvéolaire et d le débit. Comme il est pratiquement impossible de préciser aucune des trois variables, les résultats d'une telle étude seraient très aléatoires. Etant donné la difficulté de résoudre ce problème, il paraît logique de s'en tenir, au moins provisoirement, aux normes classiquement admises et d'exprimer la sensibilité acétylcholinique en pourcentage des résultats initiaux.

Les différences des réactions ventilatoires et tussigènes à l'acétylcholine selon la fonction respiratoire suscitent plusieurs remarques :

- Elles ne peuvent être attribuées à des variations dans la quantité d'acétylcholine inhalée par les différents groupes. En effet, la technique utilisée garantissait une concentration égale de l'aérosol inhalé par tous les sujets. D'autre part, en moyenne, les volumes d'aérosols inhalés par les patients du groupe III (fonction déficitaire) ne différaient pas sensiblement de ceux respirés par les patients des deux autres groupes (4,44 litres pendant 30 secondes dans le groupe III, contre 4,87 litres et 4,46 litres pendant le même temps chez les patients des groupes I et II).
- Il est intéressant de rechercher si la fréquence élevée des réactions acétylcholiniques dans le groupe III (fonction déficitaire) n'était pas liée à l'âge des patients de ce groupe.

On sait en effet que, chez les pneumoconiotiques, les déficits importants de la fonction respiratoire sont statiquement plus fréquents chez les sujets âgés que chez les jeunes (28) (30). Or, Tiffeneau (34) insiste sur la fréquence particulièrement importante des réactions acétylcholiniques chez les sujets âgés.

Effectivement, dans cette recherche, l'âge moyen des sujets à fonction déficitaire (groupe III) était légèrement supérieur (moyenne 45 ans; extrêmes 52 et 60 ans) à celui des patients des groupes I et II (moyenne 40 ans; extrêmes 17 et 58 ans). D'autre part, la fréquence des réactions acétylcholiniques a été légèrement plus élevée chez les sujets de plus de 40 ans qu'avant la quarantaine (tableau III).

TABLEAU III.

Groupes d'âge	Nombre de sujets	Réactions ventilatoires %	Réactions tussigènes %
moins de 40 ans	71	33.%	37 %
plus de 40 ans	<b>75</b>	40 %	46 %

Toutefois. il ne paraît pas possible d'attribuer uniquement à l'âge la fréquence des réactions positives constatées dans le groupe III. En effet, à l'intérieur de ce groupe, tout comme à l'intérieur des groupes I et II, les sujets sensibles à l'acétylcholine ont un âge moyen très voisin de celui des sujets non sensibles. Ainsi, dans le groupe III, où l'âge moyen est de 45 ans, avec des extrêmes de 32 et 60 ans, celui des sujets avec réactions ventilatoires positives était également de 45 ans (chiffres extrêmes 34 et 54 ans) et celui des ouvriers avec réactions tussigènes était de 46 ans (chiffres extrêmes 32 et 54 ans). Ceci plaide donc contre l'attribution à l'âge des différences constatées entre le groupe III et les groupes I et II.

β. La corrélation entre la sensibilité à l'acétylcholine et l'existence de signes de bronchite est moins nette que celle trouvée avec la fonction respiratoire (tableau I). Il existe cependant entre les deux phénomènes une relation d'autant plus nette que les signes de bronchite sont plus nombreux.

Il est cependant utile de noter que les résultats obtenus ne permettent pas de conclure à la possibilité de prédire la sensibilité à l'acétylcholine à partir des signes de bronchite constatés à l'interrogatoire ou à l'examen.

Si l'on fait abstraction des groupes de mineurs présentant 2 ou 3 symptômes de bronchite en association (groupes trop petits — respectivement 13 et 3 cas — pour permettre des conclusions valables), on constate que, chez les patients n'ayant qu'un seul symptôme, les sujets non sensibles sont plus nombreux que les sujets sensibles (voir tableau I).

- γ. Les résultats des tests pharmacodynamiques à l'acétylcholine apparaissent indépendants des images radiologiques (tableau I) (fréquence comparable des réactions quelle que soit l'importance des remaniements pneumoconiotiques).
- δ. On peut être étonné du pourcentage élevé des réactions positives à l'acétylcholine trouvées dans le groupe de mineurs étudié. Celui-ci ne peut cependant donner une idée valable de la sensibilité à l'acétylcholine d'une population choisie au hasard, parce qu'il s'agissait pour la plupart d'ouvriers accusant des troubles fonctionnels et, par là même, sélectionnés.

Les réactions ventilatoires et tussigènes acétylcholiniques trouvées dans le groupe SO (44 % et 37 %) ne paraissent toutefois pas uniquement en rapport avec une altération de la fonction respiratoire. En effet, parmi les sujets de ce groupe sensibles à l'acétylcholine, 7 avaient une fonction pulmonaire normale avant les tests.

Compte tenu de l'inefficacité des aérosols utilisés vis-à-vis des sujets normaux témoins, l'existence de ces 7 cas pose le problème d'une irritabilité bronchique latente chez certains houilleurs en l'absence de toute image radiologique suspecte et de tout trouble fonctionnel décelable par la spirométrie. Pour préciser la fréquence de ce phénomène, il serait nécessaire de reprendre l'étude de ces tests dans un groupe de houilleurs radiologiquement et fonctionnellement représentatif de l'ensemble d'une population minière et de comparer les résultats avec ceux obtenus chez des sujets du même âge non exposés aux poussières.

#### 5. — Les lésions élémentaires de la pneumoconiose des houilleurs belges. Confrontation

entre les documents anatomo-pathologiques et l'anamnèse professionnelle.

L'étude de ce problème a été confiée au Dr. F. Meersseman (27). Après un rappel de l'état actuel des connaissances concernant la constitution d'amas de poussières intra-pulmonaires, ce dernier a décrit les lésions élémentaires observées dans la pneumoconiose des houilleurs belges, il établit une corrélation entre les données anatomo-pathologiques et l'anamnèse professionnelle. Cette étude a été effectuée sur les poumons de 40 houilleurs ayant travaillé durant des périodes variables dans le Bassin de la Campine (Limbourg belge). Une anamnèse professionnelle précise permettant d'établir la nature de l'empoussiérage subi (charbon, rocher, empoussiérage mixte) a pu être reconstituée dans 27 cas.

#### A. Description des lésions élémentaires.

On peut répartir les lésions élémentaires en 4 groupes et les ranger selon la classification suivante :

- a. Amas coniotiques simples.
  - a. Périvasculaires et péribronchiques
  - β. Septaux.
- b. Amas coniotiques avec emphysème focal.
- c. Amas fibroconiotiques.
- d. Lésions fibrohyalines.
  - a. Amas fribrohyalins.
  - β. Nodules fibrohyalins non circonscrits (ou lésions fibrohyalines intermédiaires).
  - γ. Nodules fibrohyalins circonscrits (nodules silicotiques).

#### a. Amas coniotiques simples.

Ces lésions sont constituées d'un grand nombre de macrophages chargés de poussières charbonneuses reposant sur une fine trame de fibres de réticuline; celles-ci sont disposées en réseau plus ou moins grillagé, sans former de faisceaux parallèles

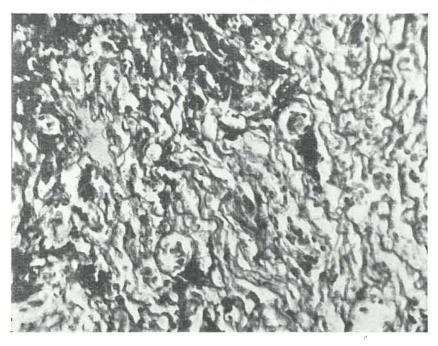


Fig. 10. — Amas coniotique: le réseau de fibres de réticuline contient des agglomérats de poussières de charbon. (Laidlaw: fort grossissement).

(fig. 10). Le réseau à mailles irrégulières est parcouru par de nombreux capillaires sanguins. La prolifération de cellules conjonctives y est manifeste. Deux formes principales peuvent être décrites.

#### a. Forme périvasculaire et péribronchique.

Les amas de cellules à poussières se trouvent généralement autour des artérioles accompagnant les bronchioles terminales et respiratoires. Leur diamètre ne dépasse généralement pas 1 à 2 mm. Ils ne forment pas une gaine cylindrique continue autour de ces artérioles, mais plutôt des masses sphéroïdes ou en fuseaux, disposées en chapelet. En même temps qu'apparaît la réticuline, on voit disparaître ou se fragmenter le tissu élastique du poumon et bientôt il ne reste plus que les lames élastiques des artérioles. Ces artérioles, qui ne sont pas nécessairement situées au centre de l'amas, ne sont généralement que peu modifiées.

#### β. Amas septaux.

Ils sont situés dans les septa inter-lobulaires au voisinage des veines pulmonaires. Leur épaisseur ne dépasse généralement pas le millimètre; leur limite est plus ou moins irrégulière; leur aspect microscopique est presque le même que celui des amas périvasculaires.

Ces deux types de lésions représentent des dépôts de poussières peu fibrogènes, ou des dépôts encore relativement récents, n'ayant pas encore entraîné de modifications importantes dans la structure du parenchyme pulmonaire. Ils correspondent à ce que les auteurs allemands appellent impropre-

ment le « granulome silicotique » et au premier stade du « coal nodule » de Gough.

#### b. Amas coniotiques avec emphysème focal.

L'accumulation des cellules à poussières se fait surtout autour des bronchioles respiratoires et de leurs alvéoles. Les phagocytes se retrouvent dans le tissu interstitiel, soit sous l'épithélium des bronchioles respiratoires, soit dans les septa entre les alvéoles de ces bronchioles; ils constituent des dépôts qui s'accompagnent de formation de réticuline et petit à petit de fibrose. L'extension de ces foyers se fait par apport de nouvelles cellules remplies de poussières. Les alvéoles qui s'ouvrent normalement dans la lumière bronchiolaire tendent à se collaber par suite de la compression exercée par les petits nodules anthracosiques environnants et disparaissent progressivement. Les bronchioles respiratoires voient leur musculature dégénérer et subissent en conséquence une dilatation progressive. On verra donc à ce stade, au centre du lobule pulmonaire, une masse noire dissociée par les bronchioles respiratoires dilatées, alors que la périphérie du lobule a encore un aspect relativement normal (fig. 11). C'est en réalité à une ectasie des bronchioles respiratoires qu'on a donné le nom d'emphysème focal; il ne s'agit donc pas, au moins au stade initial, d'une dilatation des alvéoles.

#### c. Amas fibroconiotiques.

Dans les amas coniotiques, les fibres de réticuline sont progressivement remplacées par des fibres collagènes. Cette évolution vers la sclérose s'accompagne d'une diminution du nombre de capillaires

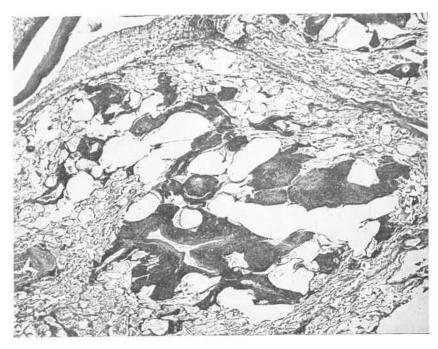


Fig. 11. — Image d'emphysème focal : dilatation des bronchioles respiratoires au contact d'amas coniotiques ; les alvéoles situées à la périphérie du lobule ne sont pas dilatées. (H.E.S. : faible grossissement).

sanguins qui tendent à disparaître dans la partie centrale. Le contour des amas est assez irrégulier; des prolongements s'étendent vers le tissu pulmonaire environnant, où certaines alvéoles se collabent, alors que d'autres subissent une dilatation emphysémateuse donnant un aspect en « tête de méduse » (fig. 12). Ces amas apparaissent macroscopiquement comme de petits nodules indurés, entourés de prolongements en étoile.

#### d. Lésions fibrohyalines.

Elles sont essentiellement constituées de fibres collagènes assez denses groupées en faisceaux épais, dont l'orientation, d'abord irrégulière en direction rectiligne ou ondulée, prend progressivement une allure tourbillonnante en bulbe d'oignon. Une grande partie de ces faisceaux fibreux subit la transformation hyaline, qui se traduit par un aspect homogène cireux à réactions de coloration caractéristiques et

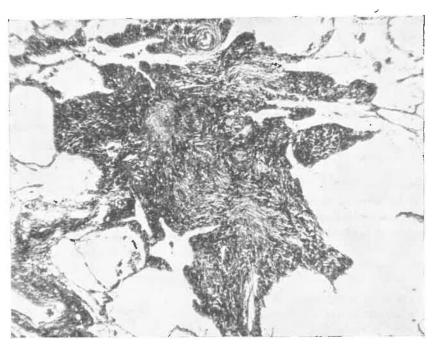


Fig. 12. — Petit amas fibroconiotique : les fibres collagènes sont bien développées; à la périphérie certaines alvéoles sont emphysémateuses (à droite et en bas) tandis que d'autres se collabent (à gauche et en bas). (H.E.S. : grossissement moyen).

une tendance à perdre les affinités tinctoriales des fibres collagènes. Ces lésions ont un centre pratiquement acellulaire. Les cellules y ont dégénéré les unes après les autres. Les particules de poussières ont une topographie très variable, des territoires étendus de tissu fibrohyalin se montrant souvent complètement aconiotiques. Lorsque les particules sont présentes, elles s'y trouvent généralement sous la forme libre. Elles peuvent être isolées ou groupées en petits amas moulés par les faisceaux de fibres conjonctives.

Dans l'ensemble, ces formations apparaissent comme des amas fibroconiotiques interstitiels ou périvasculaires envahis par du tissu scléro-hyalin. Il n'est en effet pas rare de voir un nodule comme embroché par une artériole qui peut y avoir une position centrale ou excentrique. Ce type de nodule porte le nom de « Blockadeknötchen » dans la littérature allemande. En dehors de la présence éventuelle d'une artériole, les nodules n'ont plus de vascularisation. Cette artériole a le plus souvent une lumière rétrécie par de la fibrose de l'intima, sa paroi s'hyalinise fréquemment et finit par se confondre avec le tissu hyalin environnant; les débris des lames élastiques permettent cependant de l'identifier.

Les lésions hyalines élémentaires offrent trois aspects principaux :

#### a. Amas fibrohyalins.

Ils sont constitués de faisceaux de fibres scléreuses orientées dans tous les sens, à trajet rectiligne ou incurvé. Il peut encore y persister une vascularisation capillaire plus ou moins importante ainsi que quelques amas de macrophages. Ceux-ci ont tendance à disparaître en laissant les poussières sous forme libre entre les faisceaux collagènes. Les fibroblastes deviennent rares. Certains endroits sont déjà acellulaires et les fibres collagènes subissent la dégénérescence hyaline (fig. 13). A la périphérie existent de nombreuses expansions fibreuses s'infiltrant dans les septa interalvéolaires voisins.

### β. Nodules fibrohyalins non circonscrits ou lésions fibrohyalines intermédiaires.

Ils représentent des formes intermédiaires entre les amas fibrohyalins et les nodules circonscrits. Leurs fibres ont une disposition incurvée, voire même tourbillonnante. Le centre a subi en grande partie la transformation hyaline, mais les contours restent irréguliers montrant des prolongements fibreux en étoile. La limite entre le centre fibrohyalin et la périphérie fibreuse n'est pas nette (fig. 14). Il n'existe pas « d'enkystement » comme dans le nodule fibrohyalin circonscrit.

#### y. Nodules fibrohyalins circonscrits.

Il s'agit de formations sphériques ou ovalaires bien circonscrites de 1 à 2 mm de diamètre. Ils apparaissent comme de petites sphérules extrêmement dures pouvant s'énucléer à la pointe du scalpel. A la tranche, ils ont un aspect gris ardoisé. Ils sont constitués d'une zone centrale de tissu fibrohyalin pratiquement acellulaire. Les fibres, presque toutes hyalinisées, ont une tendance marquée à former des



Fig. 13. — Amas fibrohyalin: Certaines plages sont devenues presque acellulaires; les fibres conjonctives y subissent la dégénérescence hyaline; les faisceaux fibreux sont orientés en tous sens. (H.E.S.: faible grossissement).

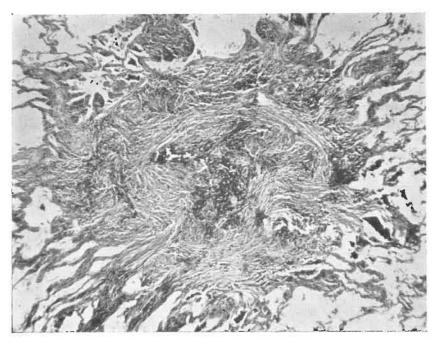


Fig. 14. — Nodules fibrohyalins non circonscrits: les faisceaux de fibres conjonctives ont une disposition incurvée; la plupart d'entre elles sont hyalinisées: les contours sont irréguliers avec expansions en étoile. (H.E.S.: grossissement moyen).

tourbillons. Les particules de poussières y sont généralement très rares. Le noyau central est entouré d'une ou de plusieurs couches concentriques de tissu collagène scléreux lamellisé, délimitant ainsi de façon nette le nodule fibrohyalin, comme s'il était encapsulé. Plus en dehors, une mince bande de tissu fibreux plus lâche contenant des phagocytes sépare le nodule du tissu pulmonaire normal (fig. 15).

#### B. Répartition des lésions.

Les lésions élémentaires fibro-hyalines sont situées dans le voisinage des condensations (pseudotumeurs - fig. 16), tandis que les amas coniotiques avec emphysème focal ont une répartition à peu près uniforme dans les champs pulmonaires. Les régions basales et ventrales sont cependant généralement moins atteintes (fig. 17).

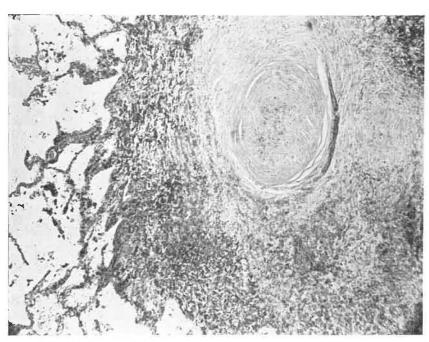


Fig. 15. — Nodule fibrohyalin circonscrit: le nodule central fibrohyalin est comme encapsulé par des couches concentriques de tissu scléreux lamellisé qui le séparent nettement du tissu coniotique environnant. (H.E.S.: grossissement moyen).

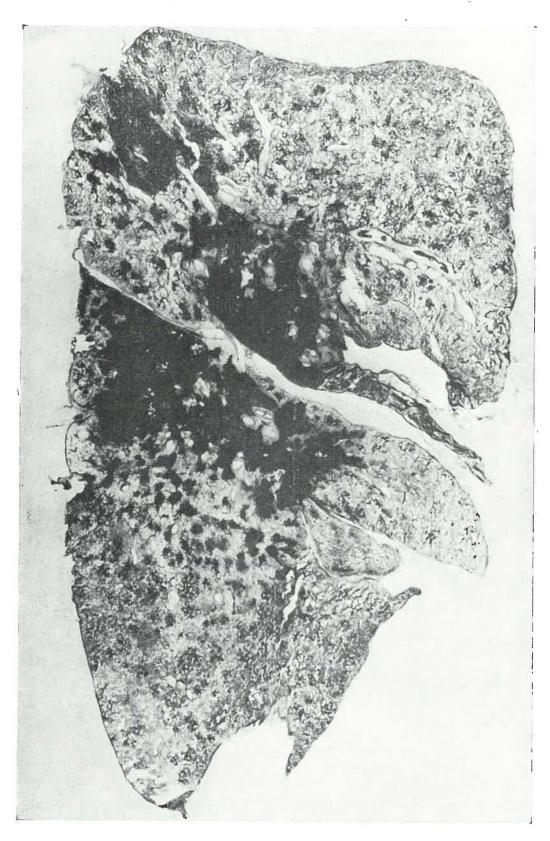


Fig. 16. — Coupe totale selon la technique de Gough: les lésions fibrohyalines intermédiaires apparaissent ici comme de petits amas noirs compacts à limites étoilées situés au voisinage des condensations.

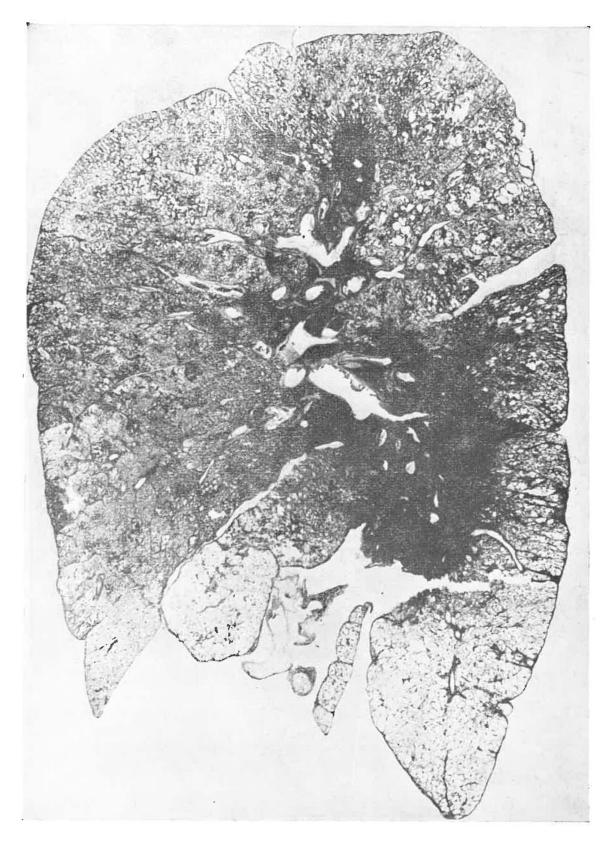


Fig. 17. — Coupe totale selon la technique de Gough: les lésions avec emphysème focal ont une répartition à peu près uniforme; les bases pulmonaires moins atteintes sont le siège d'un emphysème diffus.

#### C. Comparaison des données anatomo-pathologiques et de l'anamnèse professionnelle.

- F. Meersseman (27) a schématisé comme suit le type d'empoussiérage en fonction des postes occupés dans la mine :
- exposition à des poussières de charbon : surveillants et porions de taille, ouvriers abatteurs et manœuvres en taille ;
- exposition à des poussières de rocher : bouveleurs, manœuvres de bouveaux, surveillants de travaux préparatoires, recarreurs et bouteseux;
- exposition à des poussières mixtes : remblayeurs et foudroyeurs, manœuvres d'installation en taille, surveillants de taille en dehors du poste d'abattage.

La confrontation des données anatomo-pathologiques et de l'anamnèse professionnelle (tableau IV, V et VI) fait ressortir les points suivants :

 a. Les amas coniotiques simples se rencontrent chez presque tous les sujets : ils sont cependant un

- peu plus importants chez les abatteurs de charhon
- b. Les amas coniotiques avec emphysème focal prédominant, décrits par Gough, sont toujours présents chez les abatteurs, où ils sont parfois très développés. Ils sont rares et peu marqués chez les sujets ayant travaillé principalement au rocher.
- c. Les amas fibroconiotiques se voient tant chez les ouvriers au charbon que chez les ouvriers au rocher.
- d. Les amas fibrohyalins ne sont pas rares (4 cas sur 9) chez les ouvriers n'ayant travaillé qu'au charbon. Ils sont très fréquents en cas d'empoussiérage au rocher (13 cas sur 15).
- e. Les nodules fibrohyalins non circonscrits et circonscrits sont l'apanage exclusif des ouvriers ayant subi un empoussiérage au rocher ou un empoussiérage mixte. On remarquera que, même chez ces sujets, les nodules silicotiques classiques sont peu fréquents (4 cas sur 18).

T'ABLEAU IV. Sujets n'ayant travaillé qu'au charbon.

	No	ombre d'anné	es		Lésions trouvées								
Nº	Charbon	Poussières mixtes	Rocher	Pseudo- tumeurs	Amas coniotiques	Emphysème focal	Amas fibro- coniotiques	Amas fibro- hyalins	Nodules non- circonscrits	Nodules circonscrit			
2	26		_	0	+	++	++	0	o	O			
7	24	_		+	++	+++	:++	+	0 .	0			
10	18			0	+	++	++	0	0	0			
20	10			+	+	+	+	+	0	o			
22	26			+	++	++	+	0	0	0			
24	15	_	_	+	+	++	+	+	0	0			
26	30	_	-	+	++	++	+	0	0	O			
38	19		-	+	+	+	+	+	0	0			
44	25	_	_	+	+	+++	+	0	0	0			

TABLEAU V.
Sujets ayant travaillé moins de dix ans au rocher ou aux poussières mixtes.

	Nombre d'années			Lésions trouvées							
Nº	Charbon	Poussières mixtes	Rocher	Pseudo- tumeurs	Amas coniotiques	Emphysème focal	Amas fibro coniotiques	Amas fibro- hyalins	Nodules non- circonscrits	Nodules circonscri	
8	13	5	2	+	++	++	+++	+	0	0	
11	13	1	1	0	++	+	+	0	0	O	
36	17	2	1	+	+	+++	++	.+.4	- o	0	

TABLEAU VI.

Sujets ayant travaillé plus de dix ans au rocher ou aux poussières mixtes.

	N	ombre d'anné	es			Lés	sions trouvé	es		
N°	Charbon	Poussières mixtes	Rocher	Pseudo- tumeurs	Amas coniotíques	Emphysême focal	Amas fibro coniotiques	Amas fibro hyalins	Nodules non- circonscrits	Nodules circonscrits
1	1 -	6	23	+	0	0	0	+	,++	i- <b>1</b> -
5	_		23	.+	+	0	+	++	++	0
6	1		18	+	+	0	+	++	+	0
12	_	18		+	+	O	+	++	+	.+
13		22	1	+	+	0	+	+	+	+
14	-	-	26	+	+	О	+	++	+	0
18	<del></del>	3	18	+	+	+	.+	+	+	0
21	10	1	18	+	$\rightarrow$	0	+	0	0	O
23	19	-	10	+	+	++	+	+	+	0
25	19	6	5	+	++	++	+	+	0	0
27		-	34	+	.+	0	0	++	<b>:</b> +	0
37	2	3	14	+	+	0	+	+	+	+
40	24		13	+	O	+	++	0	0	0
41	5	2	17	+	0	+	.+	+++	+	0
42	5	-	18	+	<del> - -</del>	++	+	+	+	0

#### D. Conclusions.

Chez les houilleurs belges ayant travaillé uniquement à l'abattage de charbon, la pneumoconiose revêt un aspect comparable à celui décrit chez les mineurs du Pays de Galles par Gough (37). Gough et Wentworth (38) et Heppleston (39) (40). Lavenne (15) et Firket (41) ont fait la même observation. La lésion élémentaire est le « coal nodule » avec emphysème focal. On trouve quelquefois, plus souvent qu'au Pays de Galles, des amas fibroconiotiques. Mais la transformation hyaline est rare et limitée au voisinage des pseudotumeurs.

Chez les ouvriers ayant été exposés aux poussières de rocher ou mixtes, l'emphysème focal est beaucoup moins marqué, tandis que les lésions fibrohyalines sont plus fréquentes et revêtent notamment la forme de nodules hyalins non circonscrits. Toutefois, même chez ces sujets, les nodules silicotiques circonscrits sont rares.

L'image anatomo-pathologique de la pneumoconiose des mines belges se différencie donc des descriptions des auteurs allemands qui, comme di Biasi (42), insistent surtout sur les lésions de type silocotique et de celle de Frühling et Chaumont (43) qui ont décrit les lésions pulmonaires des houilleurs du Bassin de Lorraine.

Ces divergences s'expliquent mieux si l'on tient compte de l'anamnèse professionnelle des cas examinés.

6. — Entraînement des sauveteurs à des températures sèches supérieures à 45° C avec une humidité relative voisine de 50 %.

### A. But et description des exercices aux températures extrêmes.

L'entraînement des sauveteurs, préalablement acclimatés aux hautes températures, est réalisé périodiquement à la Centrale de Sauvetage du Borinage à la température sèche de 45° C et à la température humide de 50° C, φ variant de 58 à 42 %. Lavenne et Belayew (44) ont étudié les réactions physiopathologiques produites par un travail de 2 heures à ces températures. Cet entraînement (exercice A) a été décrit dans des publications antérieures (44) (45) (46). Leyh (46) a montré qu'il donnait aux sauveteurs une accoutumance au travail à ces températures, dont la plus grande partie persiste après un délai de 6 semaines.

Au cours d'accidents miniers cependant, et notamment lors d'incendies ou d'explosions, les sauveteurs sont appelés à fournir des efforts physiques variables mais parfois importants, à des températures nettement plus élevées. Il semble bien que l'organisme puisse supporter une exposition de courte durée à des températures sèches très élevées, par exemple 20 minutes à 115° C, lorsque l'air est sec (47). Mais en général, lorsque l'humidité relative augmente, même pour des températures sèches beaucoup plus basses, les réactions cardiovasculaires et l'hyperthermie limitent la durée d'exposition et les dépenses énergétiques possibles. Le but des nouvelles expériences, dont les résultats ont été récemment publiés par P. Leyh (48), est de préciser les réactions physiopathologiques qui surviennent dans les conditions d'ambiance plus pénibles (t<sub>8</sub> 46° C à 47.5° C, t<sub>h</sub> 35° C à 37° C et φ variant de 47.2 à 53.2 '%), d'étudier l'incidence du travail sur la tolérance à de telles températures et de définir la limitation que ces températures imposent à la durée d'un effort d'une certaine intensité.

L'exercice B, d'une durée totale de 70 minutes, est effectué à une température sèche voisine de 46°C et une température humide de 35.5°C, le degré hygrométrique étant voisin de 50 '%. Il débute par une marche à plat à une vitesse de 4 km/h pendant 20 minutes. Il se poursuit par un travail qui consiste à déplacer des blocs de béton (claveaux) d'un poids moyen de 30 kg. Ce travail s'effectue en 12 minutes avec un repos d'une minute après la 6e minute. Chaque sauveteur déplace 50 claveaux. Le poids total déplacé est donc de 1.500 kg. Après un repos de 10 minutes, que le sauveteur prend sans quitter l'atmosphère surchauffée, l'exercice se termine par une marche à plat à une vitesse de 4 km/h environ.

L'exercice C, d'une durée totale de 60 minutes, est effectué à une température sèche voisine de 48° C et une température humide voisine de 37° C, le degré hygrométrique étant voisin de 50 '%. Il consiste en une marche à plat à la vitesse de 4 km/h, entre-

coupée à mi-exercice d'un repos de 10 minutes en atmosphère surchauffée.

Les exercices B et C ont été imposés à des sujets déjà acclimatés à l'exercice A.

### B. Réactions physiologiques aux séances d'entraînement.

Le tableau VII compare les données physiologiques relevées respectivement au cours des exercices A, B et C.

Les réactions physio-pathologiques sont nettement plus intenses au cours des exercices B et C qu'au cours de l'exercice A. A la fin de la séance d'entraînement, la fréquence cardiaque était en moyenne de 149 pulsations par minute pour l'exercice A et respectivement de 174 et 176 pulsations par minute pour les exercices B et C, tandis que la température rectale était en moyenne de 38.4° C pour l'exercice A et de 39.5° C pour les exercices B et C.

Contrairement à l'exercice A, les conditions d'ambiances réalisées au cours des exercices B et C dépassent le seuil, établi par les travaux de nombreux auteurs, au-dessus duquel un travail continu est impossible (49) (50) (51) (52) (53) (54).

Comme le laissaient prévoir les constatations des auteurs précités, une exposition, même réduite à une heure, à des températures aussi élevées, entraîne cependant des réactions physiopathologiques dont

TABLEAU VII.

Comparaison des répercussions physiologiques de 3 types d'entraînement (moyenne de 18 sujets).

Climat	Exercice t <sub>s</sub> 43,2°	A (120 r C t <sub>h</sub>	ninutes) 30,5° C	Exercic t <sub>s</sub> 46,2°	e B (70 m C t <sub>h</sub>	inutes) 35,5° C	Exercic t <sub>s</sub> 47,8°	e C (60 m	inutes) 37,2° C
Citillat	avant exercice	mi exercice	fin exercice	avant exercice	mi exercice	fin exercice	avant exercice	mi exercice	fin exercice
Fréquence cardia- que (pulsat./min)	76	168	149	77	187	174	81	162	176
Pression artérielle (mm Hg)									
maxima minima	124 67	_	134 67	120 68	_	142 66	114 68	_	140 68
Température rectale (°C)	37,2	38,3	38,4	37,4	38,9	39,5	37.3	38,6	39.5
Température buccale (°C)	37	38,3	38,3	36,9	38,7	38,9	36,8	38,2	38,8
Température air inspiré (°C)	23.9	42.9	41,1	28,3	41,1	41	28	38,6	40,1
Température cutanée (°C) moyenne	34.3	36,3	36	34,4	38,1	38,2	34,4	38	38,6

l'importance limite la durée de l'exercice. Les conditions d'ambiance rendent pénible un travail (déplacement de claveaux) relativement aisé en atmosphère normale pour des sujets accoutumés aux travaux lourds, et déclenchent même pour un effort moindre (marche à plat), une hyperthermie et des réactions cardiovasculaires d'autant moins supportables qu'elles ne peuvent qu'augmenter avec la poursuite de l'exercice.

Aucune stabilisation ne semble en effet possible dans ces climats-limites contrairement à ce qui se passe à des températures moins élevées. Comme cela s'observe aux températures plus basses, il existe des variations individuelles dans le comportement des sauveteurs. Ces variations sont cependant d'autant moins amples qu'on se rapproche des températures-limites.

L'intensité de l'effort fourni joue un rôle prépondérant dans la tolérance aux températures élevées. L'augmentation du métabolisme à l'effort, entraînant un accroissement de la production interne de calories, auxquelles s'ajoutent les calories reçues du milieu extérieur, augmente la quantité totale de chaleur à évacuer. On doit donc s'attendre à ce qu'un travail d'une certaine intensité accentue plus ou moins rapidement le déséquilibre thermique et les réactions cardio-vasculaires provoquées par l'ambiance. Tel est en effet bien le cas. A mi-effort, au cours de l'exercice B, un travail de 12 minutes consistant à déplacer des claveaux entraîne une hausse rapide des températures interne et cutanée et produit une tachycardie (187 pulsations/minute en moyenne) plus importante que celle observée à la fin de l'exercice C, malgré une température effective supérieure de 1,6° C.

De plus, alors que l'exercice C a été réalisé d'emblée par tous les sauveteurs de façon complète, l'exercice B a dû être interrompu dans 34 % des cas pour intolérance allant jusqu'à la perte de connaissance. Ces phénomènes se sont toujours produits dans la seconde moitié de l'exercice. Il semble donc bien qu'un travail lourd, par les réactions qu'il entraîne, et même lorsqu'il est suivi d'un effort beaucoup plus léger, tel qu'une marche à plat, limite de façon notable la tolérance aux températures élevées durant la seconde moitié de l'exercice.

Comme Wyndham et collaborateurs (54) l'ont souligné, à la limite des températures supportables, l'importance des dépenses énergétiques représente le plus important des facteurs conditionnant les réactions physiologiques et la tolérance.

En général, des ambiances aussi défavorables que celles de l'exercice C sont subjectivement bien tolérées par des sujets acclimatés, aussi longtemps que les dépenses énergétiques restent modérées. Objectivement cependant, malgré une sudation abondante, l'équilibre thermique est toujours rapidement rompu et les réactions cardio-vasculaires sont intenses.

#### C. Incidents survenus au cours des séances d'entraînement.

Des incidents ont été exceptionnels au cours de l'exercice A. De même, l'exercice C a été effectué d'emblée par tous les sauveteurs sans malaises appréciables. Par contre, comme nous l'avons signalé plus haut, l'exercice B (réalisé à température plus basse, mais comportant à mi-exercice un travail fatigant) a été beaucoup plus pénible à supporter et a entraîné certains phénomènes d'intolérance. Ceuxci ont obligé 6 sauveteurs (soit 34 %) à interrompre l'exercice, après une durée d'exposition aux températures élevées variant de 30 à 55 minutes. Dans tous les cas, le repos en position couchée à température normale a rapidement fait disparaître les symptômes.

Comme l'indique le tableau VIII, les symptômes les plus fréquents ont consisté en nausées (5 cas), suivies de vomissements dans 2 cas, vertiges (4 cas), ralentissement du pouls (4 cas), chute tensionnelle (4 cas). Ces symptômes s'accompagnaient d'une sensation de malaise général et d'asthénie, pouvant aller jusqu'à la perte de connaissance (2 cas).

TABLEAU VIII.

Symptômes observés à l'arrêt de l'exercice B par phénomènes d'intolérance.

Nº des sauveteurs	1	6	14	15	16	17
Nausées	+	+	+	+	+	0
Vomissements	+				+	
Douleurs épigastriques crampiformes				÷		
Vertiges			+	+	+	+
Perte de connaissance			+		+	
Ralentissement du pouls		+	+		+	+
Chute de tension artérielle	+		+		+	+
Température interne (°C)	39	39,2	39.3	39,5	38,3	39,6
Température cutanée (°C)	38,5	38,6		38.8	38,1	39

Le ralentissement du pouls est survenu dans 4 cas et a coïncidé avec l'apparition de nausées dans 3 cas. Une chute rapide et marquée de la fréquence cardiaque est assez significative. D'une façon générale, en effet, la fréquence cardiaque reste élevée aussi longtemps que l'organisme subit l'influence des températures réalisées dans ces expériences. C'est ainsi que même durant le repos pris à mieffort dans la salle d'exercice, la fréquence cardiaque ne diminue que lentement et descend rarement en dessous de 130 pulsations par minute. Dans les 4 cas observés, la fréquence cardiaque s'est ralentie très rapidement au moment des malaises, passant respectivement de 198 à 122, de 172 à 120, de 172 à 92 et de 160 à 104 pulsations par minute.

La baisse tensionnelle survenue dans 4 cas a coïncidé avec un ralentissement du pouls dans 3 cas. Elle a varié de 1 à 3 cm Hg pour la maxima et de 0 à 1 cm Hg pour la minima. Cette baisse de la pression sanguine est un indice d'intolérance et s'accompagne de symptômes subjectifs. Chez tous les sauveteurs supportant bien l'épreuve, la pression artérielle augmente régulièrement durant l'exercice aux hautes températures. Il en a été de même lors de séances ultérieures effectuées cette fois de façon complète par les sauveteurs qui avaient dû les interrompre à la suite de malaises.

Lors des arrêts des exercices pour intolérance, les températures interne et cutanée, quoique élevées, ne dépassent pas sensiblement les niveaux atteints par ces sauveteurs lors d'exercices similaires, ou par d'autres sauveteurs supportant bien l'épreuve. Les troubles observés ne paraissent donc pas pouvoir être mis en rapport avec l'hyperthermie. la sudation s'étant par ailleurs maintenue de façon normale. D'après la classification de Horne et Weiner (55) concernant les troubles causés par la chaleur, ces accidents rentrent dans le cadre de l'épuisement et du collapsus dus aux exercices pratiqués aux hautes températures. Ils sont attribuables à l'effort physique dans un milieu chaud en l'absence d'une carence en sel ou en eau et d'abolition de la sudation. Dans le cas présent, l'influence d'un effort physique important semble prédominante. Pareils accidents ne sont en effet jamais survenus au cours de l'exercice C, qui ne comportait qu'une marche à plat.

L'association de certains symptômes observés (nausées, vomissements, ralentissement du pouls, chute tensionnelle ) suggère une hypertonie vagale transitoire. Cette interprétation pathogénique nous a amenés à tenter de prévenir ces accidents par l'administration de vagolytiques. Au cours d'une série ultérieure d'exercices du type B, chaque sauveteur a reçu, 30 à 45 minutes avant l'épreuve, 5 mg de Bromométhylate de l'ester diéthylaminoéthylique de l'acide phenyl-cycohexylhydroxyacétique (Antrenyl

CIBA). Sur la série de 18 entraînements, nous n'avons constaté aucun phénomène d'intolérance, tous les sauveteurs ayant parfaitement exécuté l'exercice complet. Ces résultats encourageants demanderaient cependant à être confirmés. Nous envisageons de refaire ces contrôles avec des placébos.

Soulignons le fait que des exercices de durée aussi courte ne font pas courir des risques d'accidents par déshydratation (deshydratation exhaustion) semblables à ceux rencontrés dans les déserts.

#### D. Conclusions.

Des fréquences cardiaques individuelles de l'ordre de 200 pulsations par minute, des températures internes atteignant ou dépassant 40° C et les phénomènes d'intolérance observés montrent les précautions à prendre lors d'exercices ou lors d'opérations de sauvetage à des températures très élevées.

Du point de vue psychologique, ces expériences ont l'intérêt de familiariser les sauveteurs avec le risque couru et avec les moyens de le réduire au minimum. Ce risque est surtout lié à l'intensité du travail fourni. Nous n'avons en effet jamais constaté d'accidents par hyperthermie proprement dite. Compte tenu de ce fait, les entraînements permettent aux sauveteurs d'apprécier leurs possibilités physiques et d'adapter leur effort en fonction de la durée d'exposition aux hautes températures. Les résultats recueillis à la fin de l'exercice C, effectué à la température effective de 38,2° C, montrent qu'il serait difficile et dangereux d'allonger considérablement la durée de l'entraînement au-delà d'une heure ou d'augmenter l'effort physique à fournir.

Les données recueillies au cours d'entraînements trouvent un champ d'application pratique lors d'interventions pour accidents miniers par incendie ou explosion. Elles rendent possible une certaine sélection parmi les sauveteurs. C'est ainsi qu'on devrait réserver les missions aux températures les plus hautes aux sujets les plus résistants, dont la fréquence cardiaque et la température interne sont les moins élevées et qui n'ont jamais présenté de phénomènes d'intolérance. Vu que les troubles du rythme cardiaque ne sont apparus dans cette série d'expériences que chez des sujets de plus de 32 ans, il est d'autre part logique de réserver aux sujets les plus jeunes les travaux lourds au cours de ces missions.

De nouvelles recherches ont été entreprises plus récemment en vue de préciser l'influence de ces efforts sur les données hématologiques, ainsi que sur l'excrétion urinaire des mucopolysaccharides.

#### II. — TRAVAUX DE LA SECTION TECHNIQUE

#### 1. - Lutte contre les poussières.

#### A. Analyse des poussières. Conimétrie.

#### a. Corrélation hand-pump-précipitateur thermique.

La communication de l'Institut d'Hygiène des Mines « Validité des mesures faites à la hand-pump dans les chantiers d'abattage » (56), annoncée l'année dernière dans cette même revue (12), a fait état d'une manière assez détaillée des mesures réalisées dans les tailles du Charbonnage de Houthalen. Nous y avons montré que la détermination des concentrations numériques à partir des mesures faites à la hand-pump est peu précise. En effet, au palier de confiance de 90 % et dans le cas le plus général, la valeur moyenne du pourcentage de lumière transmise de 10 clips de hand-pump, a la signification suivante, comme indiqué d'ailleurs au diagramme de la figure 18:

75 % HP: 2.700  $\pm$  1.450 part/cm<sup>3</sup> 5 - 0.5  $\mu$  90 % HP: 1.100  $\pm$  600 part/cm<sup>3</sup> 5 - 0.5  $\mu$ .

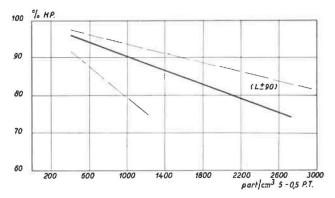


Fig. 18. — Corrélation hand-pump - précipitateur thermique. Chantiers et postes quelconques quelle que soit la méthode d'exploitation.

On peut réduire cette imprécision en tenant compte dans une certaine mesure de la granulométrie des empoussiérages. C'est pourquoi nous avons réparti les résultats trouvés d'après le mode de travail adopté dans le chantier :

- a. abattage au marteau-piqueur, sans havage, transport par courroie;
- b. abattage au marteau-piqueur, après havage, transport par courroie;
- abattage par rabot, transport par convoyeur blindé (panzer);
- d. abattage au marteau-piqueur, sans havage, transport par panzer;
- e. abattage au marteau-piqueur, après havage, transport par panzer.

Pour faire intervenir implicitement la nature de la poussière en fonction de la tâche principale accomplie, nous avons fait en plus les subdivisions postes d'abattage seul, postes d'abattage et abattage-nettoyage, postes de foudroyage-remblayage sans havage et postes de foudroyage-remblayage avec havage.

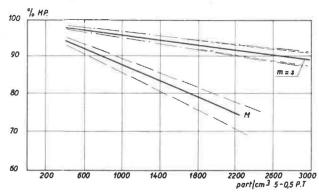


Fig. 19. — Abattage au marteau pic après havage (Chantier K) - Transport par courroie - Foudroyage.

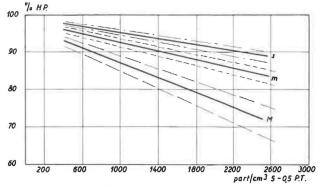


Fig. 20. — Abattage au marteau-pic sans havage (Chantier I') - Transport par convoyeur blindé - Foudroyage.

Les valeurs rassemblées au tableau IX sont donc, au palier de confiance de 90 %, les concentrations les plus probables (en part/cm³ de 5 à 0,5  $\mu$ ) correspondant au pourcentage moyen de lumière transmise défini par la mesure de 10 clips de hand-pump.

Ce tableau résume, en première approximation, la signification la plus probable qu'on puisse donner aux mesures faites à la hand-pump dans le retour d'air, à la tête des tailles du Bassin de Campine, conformément aux prescriptions belges. Il y a lieu cependant d'ajouter que ces déterminations ne conservent un sens que si la lutte contre les poussières est menée énergiquement le long des voies d'entrée pour que dans l'air arrivant au chantier, le nombre de particules de 1 à 0,5  $\mu$  ne soit déjà pas trop grand vis-à-vis du nombre de particules de 5 à 1  $\mu$ .

Les teneurs ainsi trouvées peuvent à la rigueur être considérées comme étant d'une précision suffisante lors d'un premier examen rapide de l'atmosphère. Mais pour définir le risque pneumoconiotique d'une taille, il s'est avéré nécessaire d'étalon-

əs	Teneur en cendres %	29.6 20.7 26.2 28.8 28.4 20.5 40.6
n de lumière transmi	75 % H.P.	2.700 ± 1.450 2.580 ± 620 2.550 ± 850 2.700 ± 1.520 5.700 ± 2.450 2.500 ± 850 2.140 ± 620 2.700 ± 1.100 4.800 ± 2.200 3.100 ± 950
lu pourcentage moye tfiance de 90 %).	80 % H.P.	2.180 ± 1.180 1.880 ± 500 2.000 ± 1.050 2.000 ± 1.050 3.000 ± 2.000 1.980 ± 650 1.700 ± 500 2.150 ± 850 2.450 ± 850
TABLEAU IX. Valeurs les plus probables du nombre de particules par cm³ d'air de 5 à 0,5 μ en fonction du pourcentage moyen de lumière transmise défini par la mesure de 10 clips de hand-pump (au palier de confiance de 90 %).	85 % H.P.	1.650 ± 860 1.450 ± 580 1.500 ± 500 1.480 ± 740 2.200 ± 1.450 1.480 ± 480 1.260 ± 580 1.600 ± 650 2.850 ± 1.500 1.820 ± 620
	90 % H.P.	1.100 ± 600 900 ± 250 950 ± 550 950 ± 500 1.440 ± 960 960 ± 300 820 ± 260 1.040 ± 420 1.900 ± 850
bre de particules po la mesure de 10	95 % H.P.	550 ± 500 400 ± 120 420 ± 200 440 ± 280 680 ± 520 440 ± 140 580 ± 140 570 ± 270 940 ± 460
us les plus probables du noml défini par	Postes	quelconque abattage seul abattage-nettoyage abattage-nettoyage abattage-nettoyage abattage-nettoyage abattage-nettoyage foudroyage-remblayage foudroyage-remblayage
Valeu	Méthode d'exploitation	quelconque a a b b c d d e a, c, d b, e

ner la hand-pump dans chaque chantier, aux 3 postes et même de recommencer les étalonnages lorsque les conditions de travail changent, soit par modification de la méthode d'exploitation, ou remplacement des engins d'évacuation, soit simplement par application d'autres procédés de lutte contre les poussières. Les figures 19, 20, 21, 22 montrent, à titre d'exemple, la valeur la plus probable (P = 0,10) du nombre de particules de 5 à 0,5  $\mu$  correspondant à un pourcentage de lumière transmise déterminé par 10 clips de hand-pump, dans quelques chantiers caractéristiques, aux 5 postes : matin (M), midi (m) et soir (s).

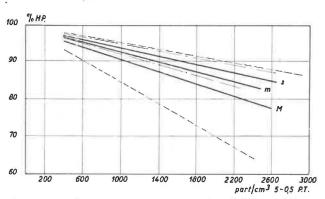


Fig. 21. — Abattage mécanisé par rabot (Chantier Q) - Transport par convoyeur blindé - Foudroyage.

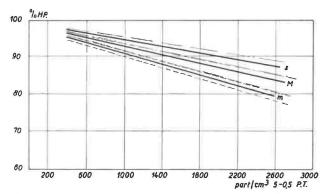


Fig. 22. — Abattage au marteau-pic après havage (Chantier M'') - Transport par convoyeur blindé - Foudroyage.

On constate que, s'il n'est pas toujours possible de tracer une droite nettement différente pour chaque poste, c'est-à-dire telle que les zones définissant de part et d'autre les limites de précision au palier de confiance de 90 % ne se recouvrent pas, il y a néanmoins dans chaque cas une différence entre les droites de régression pour les postes d'abattage et de foudroyage. Ces droites se rapprochent d'autant plus de l'horizontale qu'elles se rapportent à des empoussiérages riches en cendres et en silice.

### b. Corrélation British Konimeter-précipitateur thermique.

L'étude du British Konimeter, basée sur l'interprétation statistique de nos résultats expérimentaux, est le complément final des observations déjà faites les années précédentes dans cette publication (12). Les expériences et essais antérieurs ont été rassemblés et complétés en vue de l'examen des points particuliers suivants :

- Reproductibilité intrinsèque des comptages de poussières de charbon et de roche; choix d'une technique de comptage.
- Comparaison de plusieurs appareils fonctionnant simultanément; reproductibilité brute et écarts de comportement non prévisibles.
- Etude de l'optique du microscope incorporé à l'appareil et détermination du pouvoir de résolution pratique.
- Rendement des conimètres par rapport au précipitateur thermique.

La publication du résultat de ces investigations est prévue pour le début de l'année 1959. Nous sommes cependant à même de faire part ici des principales conclusions auxquelles nous sommes arrivés.

Un appareil donné fournit fréquemment des spots décentrés par rapport à l'axe du microscope incorporé, ce qui conduit à une notable dispersion des résultats. Si l'on adopte une méthode de comptage indépendante de l'excentricité de la plaque, on trouve que les mesures sont indépendantes de la nature des poussières déposées et conduisent à une incertitude de  $\pm$  25 % (seuil de confiance 0,95) entre 600 et 850 particules/cm³, concentrations calculées en supposant les dénombrements représentatifs du nuage étudié.

Plusieurs appareils apparemment en ordre de marche apportent une dispersion considérable. C'est ainsi que, dans nos conditions expérimentales, la moyenne de 5 appareils donne une incertitude de ± 24 % alors que le même nombre de manipulations avec un seul appareil n'aurait conduit qu'à un écart de ± 4,5 %. Cependant, rien ne permet de décider a priori du bon état d'un appareil.

Si l'on examine un même spot, soit au moyen de notre technique de comptage adoptée pour le précipitateur thermique, soit à l'aide du microscope incorporé, le rapport des valeurs obtenues a varié de 2 à 4 dans nos conditions expérimentales. Le pouvoir de résolution de l'optique normale, qui ne peut descendre en dessous de 1  $\mu$  pour des raisons de construction, peut atteindre 2  $\mu$  en pratique. Cette valeur dépend de la granulométrie et de la concentration du nuage, car elle est due à la formation de pseudo-grosses poussières.

La comparaison des résultats obtenus par comptage normal du conimètre avec des prélèvements au précipitateur thermique dans des empoussiérages habituels, montre que le rendement du conimètre baisse rapidement de 70 à 20 % entre 1.000 et 9.000 particules de 5 - 0.5  $\mu/cm^3$ .

Enfin, si l'on compare les dépôts des deux appareils examinés suivant la même méthode, on constate que les dépôts du conimètre comportent moins de particules supérieures à 3  $\mu$ , un excès de poussières entre 3 et 0,5  $\mu$  et une perte en dessous de 0,5  $\mu$ . Il y a donc fabrication de poussières moyennes aux dépens des grosses, tandis qu'une partie des très fines particules échappe.

Finalement, lorsqu'on opère comme l'exigent les prescriptions de notre règlement, on doit admettre que la moyenne de 8 spots, prélevés dans un empoussiérage constant, est définie à ± 16,7 % pour une concentration de l'ordre de 700 particules/cm³, abstraction faite du rendement de dépôt. Ceci revient à dire que, en utilisant l'appareil considéré suivant les règles en usage, au palier de confiance de 95 %, un chantier peut être classé bon ou mauvais selon le hasard.

c. Prélèvements de poussières sur une longue période dans un charbonnage témoin.

Les buts de cette recherche et les moyens mis en œuvre ont été décrits pluseurs fois dans des publications antérieures (12) (56). Nous avons indiqué également pourquoi nous avions adopté comme appareils de routine les instruments de prélèvements recommandés par notre Code des Mines et pourquoi par après nous en avions abandonné l'emploi.

Pour pouvoir transcrire sur les cartes mécanographiques d'anamnèse professionnelle les résultats des mesures d'empoussiérage faites toutes les quinzaines par les mesureurs du charbonnage, nous avons poursuivi notre travail d'étalonnage des hand-pumps pendant les 4 premiers mois de l'année (4 nouveaux chantiers contrôlés aux 3 postes). Par la suite dans tous les chantiers, y compris ceux des travaux préparatoires, 1.850 prélèvements de poussières ont été effectués au précipitateur thermique (950 en tailles et 900 en bouveaux). Tous ces prélèvements ont été examinés entre les limites 5-0,5 \(\mu\), certains d'entre eux ont été comptés en granulométrie détaillée. Parmi ces prises d'échantillons, 900 ont été soumises à l'examen minéralogique suivant la technique de coloration par immersion sur fond sombre et en contraste de phase. Tous ces résultats sont encore à classer en vue de l'étude des empoussiérages par phases de travail, aussi bien en tailles que dans les bouveaux, c'est-à-dire en faisant la répartition des résultats d'après la tâche principale accomplie: abattage, nettoyage, foudroyage, forage, minage, claveautage, etc...

Entretemps, nous avons terminé la transcription en clair sur les cartes mécanographiques individuelles des valeurs définissant l'empoussiérage qualitatif et quantitatif subi (quinzaine par quinzaine) par les ouvriers du fond durant l'année 1957. Ces valeurs ont été corrigées en fonction des étalonnages mentionnés ci-dessus. Nous avons ainsi comme base de travail pour nos recherches futures, l'empoussiérage moyen de l'air respiré en 1957 par 2.665

ouvriers du fond de diverses catégories : abatteurs, apprentis, pelleteurs, haveurs, moniteurs, surveillants, chargeurs, remblayeurs, foudroyeurs...

## d. Dosage de la silice libre dans les poussières.

La détermination par voie chimique de la silice libre, habituellement sous forme de quartz dans les poussières de mines, a fait l'objet de nombreux travaux. Nous avons ainsi pu examiner et discuter 22 variantes relatives à 8 méthodes différentes (57). Le principe d'attaque par l'acide pyrophosphorique, proposé en premier lieu par Hirsch et Dawihl, est le plus simple et paraît riche de possibilités. Cependant, malgré l'intérêt présenté par plusieurs d'entre elles, aucune des techniques examinées ne nous a paru suffisamment adaptée au problème qui nous intéresse. Nous avons donc mis au point un mode opératoire réunissant les qualités suivantes : adaptation certaine à l'étude des grains fins, possibilités d'incinération préalable des échantillons charbonneux, prises d'essai inférieures à 50 mg, simplicité et rapidité du mode opératoire, efficacité de l'attaque vis-à-vis de nombreux composés, perte en quartz raisonnable, précision satisfaisante.

L'ensemble de ces recherches fera l'objet d'une Communication détaillée.

L'appareillage est simple et peu coûteux. Il comprend d'une part une plaque chauffante électrique de modèle courant, surmontée d'un bloc d'aluminium perforé dans les ouvertures duquel on peut introduire les creusets contenant les poudres à analyser. D'autre part, nous employons un petit four cylindrique contenant un bloc d'aluminium analogue au précédent, mais muni d'un couvercle. On peut effectuer deux essais simultanément.

Le dosage proprement dit peut se résumer comme suit : les prises d'essai, traitées 30 minutes à 700° C, sont versées à la surface de 10 cm³ d'acide pyrophosphorique contenu dans un creuset. Le tout est porté sur notre plaque chauffante de façon à atteindre 275° C en 5 minutes, après quoi on transfère le creuset dans le four où il reste 10 minutes à la température constante de 275° C. On refroidit ensuite, dilue, filtre et lave selon un programme standardisé. Après incinération, le poids du résidu est rapporté à celui de la quantité de départ. On peut vérifier la pureté du résidu au moyen d'une évaporation sulfurico-fluorhydrique.

Le mode opératoire adopté convient à des prises d'essais de 10-50 mg de matières minérales et permet d'analyser 8 échantillons par jour et par opérateur. Son efficacité a été testée vis-à-vis d'une trentaine de minéraux choisis pour leur structure cristallographique ou leur intérêt pétrographique, ces substances témoins étant réduites en grains inférieurs à 5 microns.

Quelques auteurs dont Durkan, Talvitie et Shaw ont également étudié leur propre méthode. Comparée à ces résultats, notre technique a l'avantage d'attaquer parfaitement les feldspaths, la séricite et le talc. De plus, la dissolution de certains minéraux lourds, tels que sphène, topaze et tourmaline, est améliorée ainsi que celle des silicates anhydres du type andalousite.

La perte en quartz inhérente à tout mode opératoire basé sur une attaque chimique est dans le cas présent proportionnelle à la quantité de quartz présente. Elle est de l'ordre de 15 % pour de nombreux échantillons récoltés sur filtre de Soxhlet. Ce phénomène de dissolution relativement faible vis-à-vis de certains autres procédés, sera précisé lors de recherches ultérieures. L'erreur relative totale sur les résultats est de 10 à 20 % dans la plupart des cas.

Le mode opératoire mis au point est particulièrement bien adapté à l'analyse de faibles quantités de poussières atmosphériques de nature charbonneuse (100 mg). Toutefois, il permet également d'étudier d'autres poussières, ainsi que leurs roches-mères, à condition de pulvériser convenablement ces dernières avant l'analyse.

### e. Valeur des examens microscopiques.

Les poussières captées sur porte-objets en verre ou sur membranes rendues transparentes, sont comptées au moyen d'un microscope, complété ou non d'un microprojecteur. La numération des particules se fait en les dénombrant sur plusieurs champs et en les comparant à des repères de dimensions connues. Le problème capital est le choix des microscope, condenseur, objectifs et oculaires. Il n'existe pas de matériel standardisé, chacun, dans chaque pays, ayant commencé plus ou moins tôt avec l'appareillage dont il disposait et ne désirant pas changer, le plus souvent sous le prétexte d'obtenir des valeurs comparables aux anciennes déterminations. C'est ici qu'apparaît le danger de vouloir comparer des réglementations qui ne précisent pas la façon de dénombrer les particules sous le microscope. En effet, à partir du même prélèvement, les résultats des numérations peuvent comprendre toute une gamme de valeurs dont les extrêmes seront peut-être dans le rapport de 1 à 20, voire 1 à 30, suivant le microscope employé, le grossissement réalisé, avec objectif à immersion ou objectif sec ou suivant la technique microscopique adoptée, que ce soit fond clair, fond noir ou contraste de phase.

Fait plus grave encore, l'appréciation des dimensions est une question d'école. Certains considèrent comme une grosse particule un amas de plusieurs petites qui se touchent (agglomérats); d'autres essaient au contraire de les dénombrer toutes dans la mesure du possible en dissociant les agrégats au moment du comptage. Considérer pour une particule plus grande que 5  $\mu$  ce qui en fait est composé de 3 ou 4 particules plus petites, amène parfois des écarts de l'ordre de 20 ... 50 % du nombre de par-

ticules inférieures à 5  $\mu$  comptées sur un même prélèvement tel que nous les effectuons dans nos mines au moyen du précipitateur thermique.

Le résultat d'un comptage microscopique n'a donc de valeur que dans la mesure où l'on a précisé le mode d'examen.

a. Pour illustrer ces considérations, nous donnons au tableau X quelques valeurs des concentrations trouvées (sans prévention) dans des travers-bancs en creusement. Les poussières ont été prélevées au précipitateur thermique et examinées au micropronulométrie et de la densité de dépôt sur la plaque de prélèvement.

Les courbes granulométriques des figures 23 et 24 relatives au premier exemple repris au tableau X, montrent que, si le pouvoir de résolution est de l'ordre de 0,2  $\mu$  pour l'objectif donnant un grossissement 1.000  $\times$ , il est pratiquement au mieux 0,7 ... 0,8  $\mu$  pour le grossissement 500  $\times$  et 2,2 ... 2,5  $\mu$  pour le grossissement 200  $\times$ , dans le cas particulier de la densité de dépôt de ce prélèvement. Elles montrent, d'autre part, que le diamètre médian des particules est 0,7 - 1,2 - 2,4  $\mu$  suivant que le grossissement est 1.000  $\times$ , 500  $\times$  ou 200  $\times$ .

TABLEAU X.

Comparaison des résultats de comptages effectués aux grossissements 1.000 ×, 500 × et 200 ×.

		Nombre de particules par cm <sup>3</sup> d'air (agrégats dissociés au comptage)								
Opération	1.000 × < 5 µ (1)	1.000 × 5 - 0,5 $\mu$ (2)	500 × < 5 μ (3)	200 × < 5 μ (4)	(2)	(2)				
Tir des mines	28.840	17.720	10.800	3.460	1,64	5,12				
	21.500	12.150	9.890	3.160	1,23	3,84				
	25.100	8.320	5.975	2.710	1,39	3,07				
	24.900	15.000	12.120	5.040	1,24	2,98				
	23.830	12.520	8.000	1.630	1,56	7,69				
	25.000	17.480	12.900	5.540	1,35	3,15				
Forage	27.040	14.210	9.120	1.760	1,58	8,07				
	31.500	12.750	11.000	1.545	1,16	8,25				
	22.460	10.870	5.790	1.130	1,87	9,62				
Chargement										
des produits	14.400	6.000	4.300	770	1,39	7.79				
	23.200	12.150	6.740	1.040	1,80	11,69				
	26.620	13.720	9.780	1.885	1,40	7,27				

jecteur sur fond clair, au grossissement  $1.000 \times$ ,  $500 \times$ ,  $200 \times$  en utilisant la même lumière, le même oculaire et des objectifs de très bonne qualité, d'ouverture numérique 1.5 - 0.85 - 0.50.

Il importe de remarquer que l'objectif utilisé pour le grossissement 200 × a une ouverture numérique nettement meilleure que celle des objectifs courants employés pour des grossissements de cet ordre de grandeur. Un objectif ordinaire (O.N. 0,25 ... 0,30) aurait conduit à des valeurs plus petites encore.

On constate qu'en utilisant des grossissements qui sont dans le rapport de 1 à 5, les valeurs trouvées peuvent être dans le rapport de 1 à 20 lorsqu'on compte les particules inférieures à 5 µ sans préciser la limite inférieure.

Par ailleurs, il n'est pas possible de rechercher un coefficient de correction pour passer d'une valeur à l'autre, car ce facteur est fonction de la gra $\beta$ . Si l'on se fixe une limite inférieure de dénombrement, par exemple 0,5  $\mu$ , on trouve que le rapport entre le nombre de particules de 5 à 0,5  $\mu$  au grossissement 1.000  $\times$  et le nombre de particules  $< 5 \mu$  au grossissement 500  $\times$ , est assez constant, de l'ordre de 1,4 ... 1,5. Pour un grossissement plus faible, par contre, ce rapport peut varier de 3 à 11, dépendant presque exclusivement de la granulométrie du nuage poussiéreux (qui est précisément l'inconnue recherchée).

γ. Nous avons signalé que certains organismes de contrôle considèrent systématiquement les agrégats comme une seule particule et que cette façon de procéder conduit à des écarts de l'ordre de 20 ... 30 % du nombre de particules dénombrées inférieures à 5 μ, pour des prélèvements qui n'excèdent pas 40 ... 50 cm³ d'air aspirés (en moyenne 20 ... 25 cm³). Mais si on aspire (au précipitateur thermique) 200

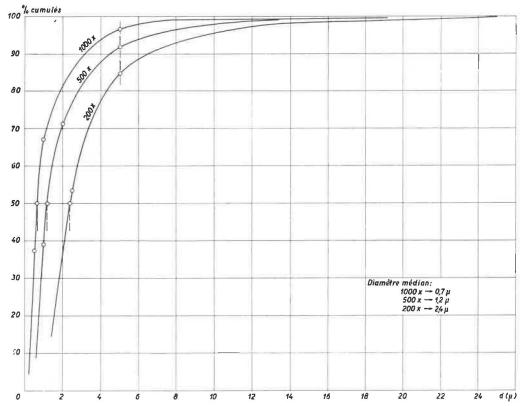


Fig. 23. — Courbes granulométriques cumulatives en % suivant le grossissement utilisé (pourcentages calculés par rapport au total dénombré pour chaque cas).

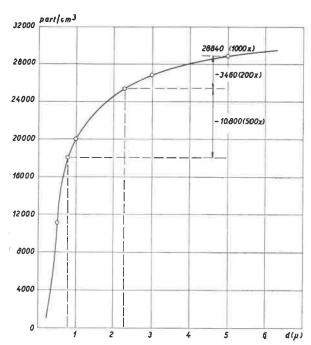


Fig. 24. — Pouvoir de résolution pratique suivant le grossissement utilisé.

... à 400 cm³ par prélèvement ,il y a formation de pseudo-grosses particules sur la plaque et si en plus, on assimile les agglomérats à une particule, le résultat du comptage donne une concentration en particules < 5  $\mu$  d'autant plus faible que la quantité d'air prélèvé est plus grande. En agissant de la

sorte, on trouve, par rapport à notre façon habituelle de procéder, 2 à 3 fois moins de particules de 5 à 1  $\mu$  dans le retour d'air des tailles pendant l'abattage et jusque 5 fois moins de particules de 5 à 0,5  $\mu$  dans le retour d'air des bouveaux en creusement, pendant le forage et le chargement des déblais.

En résumé, l'application des « critères de nocivité des empoussiérages » ne peut se faire qu'avec une extrême prudence. Une concentration « limite » de 500 particules inférieures à 5  $\mu$ , par exemple, basée sur des numérations faites au grossissement 200  $\times$ , signifie pour nous au grossissement 1.000  $\times$  une teneur de 4 à 5.000 particules de 5 à 0.5  $\mu$  (pendant le forage).

D'autre part, cette même valeur arbitraire « 500 » déterminée lors de l'examen de prélèvements de longue durée (et par conséquent à forte densité de dépôt) en tenant compte de la présence des agrégats peut représenter pour nous une concentration de l'ordre de 2.500 particules de 5 à 0,5  $\mu$  mesurée au même grossissement, mais à partir de prélèvements à plus faible densité de dépôt.

Nos investigations dans ce domaine se poursuivent et feront l'objet d'une prochaine publication.

## f. Etude pétrographique des roches du Houiller.

On sait que, pour étudier la composition et la formation des roches, on procède au sciage d'une tranche représentative qu'on use et colle ensuite

entre deux lames de verre. L'étude de telles lames minces d'une épaisseur de l'ordre de guelques dizaines de microns, se fait ensuite au microscope polarisant. Tant que les pierres à usiner sont cohérentes et suffisamment résistantes à l'action de l'eau, l'obtention des préparations microscopiques ne requiert qu'une certaine adresse et de l'entraînement. Il n'en est plus de même lorsqu'on doit travailler des roches friables, telles que les schistes qui gonflent et éclatent en miettes pendant les manipulations. Comme ces roches sont largement représentées dans le Houiller, nous avons mis au point une technique simple, rapide et peu coûteuse consistant à enrober et à imprégner les échantillons au moyen d'une résine acrylique vendue sous le nom de « Solucryl ».

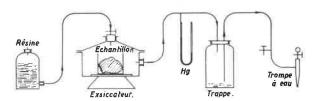


Fig. 25. — Dispositif pour imprégnation des roches.

La figure 25 représente schématiquement le dispositif employé. Le bloc de pierre à consolider est placé dans un récipient et enfermé dans un exsiccateur à vide. Après y avoir réalisé une dépression de l'ordre de 20 mm Hg pendant 1/2 heure à l'aide d'une trompe à eau, on ouvre le robinet de communication avec la réserve de résine, de manière à submerger l'échantillon. On rétablit alors la pression et, après une nouvelle demi-heure, les blocs sont retirés et mis à égoutter. Après 24 heures de séchage à l'air, on termine par un séjour de 24 heures à l'étuve portée à 60° C. A partir d'un mélange Solucryl-xylol en volumes égaux, on obtient un film hydrophobe lisse et souple sans le concours d'autres réactifs. Les échantillons ainsi préparés se laissent convenablement débiter à la scie sous jet d'eau. Un nouveau traitement appliqué aux tranches obtenues permet de préparer les lames minces désirées.

# B. Lutte contre les poussières dans les chantiers. Matériel et procédés divers.

 a. Efficacité de la pulvérisation d'eau pendant les opérations de tir en bouveaux.

Cinq nouvelles séries d'essais d'élimination de poussières de tir ont été faites dans un travers-bancs en creusement au Charbonnage de Houthalen. Le procédé utilisé consiste à créer à proximité du front d'abattage une zone de brouillard suivie d'une zone de pluie. Le bouveau, claveauté au diamètre intérieur de 4,80 m, est ventilé par canars soufflants débitant 2,3 ... 2,4 m³/s. Les minages habituels comportent la mise à feu de 450 à 475 cartouches de dynamite réparties dans 80 fourneaux de mine en moyenne. Les plus fortes teneurs en poussières, sans prévention (de 100 à 120.000 part/cm³ > 0,2  $\mu$ ), apparaissent à 150 ... 175 m des fronts, environ 15 minutes après le tir.

Les contrôles auxquels nous avons procédé ont consisté à prélever les poussières avant le tir, au moment du tir, puis à intervalles réguliers pendant 40 minutes au moins, en effectuant des prises répétées d'échantillons, de manière à pouvoir tracer des courbes de variation des empoussiérages en fonction du temps.

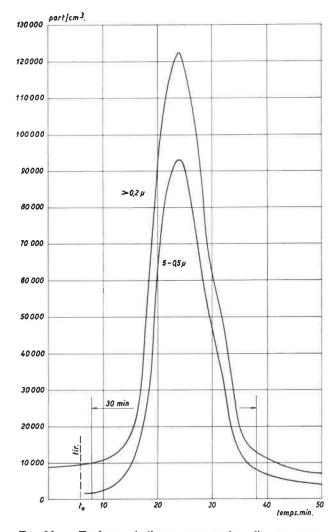


Fig. 26. — Evolution de l'empoussiérage lors d'un tir à sec.

Les diagrammes des figures 26 et 27 reproduisent de telles courbes ; ils permettent de comparer les concentrations moyennes trouvées avec ou sans prévention (valeurs obtenues par intégration graphique de la courbe de variation). La plus forte réduction de l'empoussiérage, 55 % des particules de 5 à 0.5  $\mu$ .

a été atteinte en disposant les pulvérisateurs de la manière suivante :

- 1 pulvérisateur mixte Hüser und Weber, placé dans le dernier canar à 1 m de son extrémité (laquelle se situait à 10 m des fronts);
- une rampe de 5 pulvérisateurs mixtes Lechler
   ED radiaux à 32 m des fronts, suivie d'une
   2<sup>e</sup> rampe de 4 pulvérisateurs identiques, située
   12 m en arrière;
- enfin une rampe d'arroseurs comprenant 1 pulvérisateur Lechler BF 162 et 4 appareils Lechler KS 12, à 9 m plus en arrière encore.

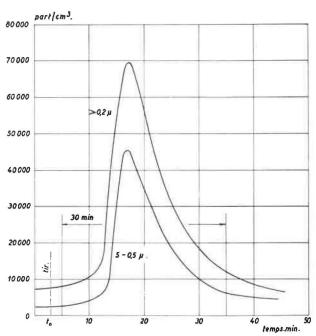


Fig. 27. — Evolution de l'empoussiérage lors d'un tir derrière écran d'eau.

La consommation globale d'eau s'est élevée à 140 litres/minute pour la formation de brouillard et 55 litres/minute pour la réalisation de l'écran d'arrosage, ce qui malheureusement réduit fortement le champ d'application du procédé dans les bouveaux non claveautés, où le risque de « soufflage du mur » est toujours à craindre en terrains schisteux.

## Efficacité du pulvérisateur « Stromboliseur Coanda Alsetex ».

Le principal obstacle à la généralisation de la pulvérisation est la consommation d'eau souvent jugée excessive avec des appareils de type ordinaire cependant bien étudiés comme ceux dont nous venons de faire mention au paragraphe précédent.

Il semble qu'avec un pulvérisateur, d'une toute autre conception, le Stromboliseur Coanda Alsetex (fig. 28), on puisse tourner cette difficulté. En effet, 4 essais successifs d'un stromboliseur ont donné en moyenne les résultats suivants. Dans un courant d'air poussiéreux de débit 1,5 m³/s et de vitesse 0,5 m/s, contenant en moyenne près de 40.000 particules par cm³ > 0,2  $\mu$ , le taux d'élimination a été :

60 % pour les particules > 5  $\mu$ ,

59 % pour les particules de 5 à 3 μ,

49 % pour les particules de 3 à 1 μ.

40 % pour les particules de 1 à 0,5 μ,

46 % pour les particules de 0,5 à 0,2 μ.

soit une réduction de 50 % de particules de 5 à 0,5  $\mu$  pour une consommation d'eau de 1,3 litre/heure et un débit d'air comprimé de 15 m³/h (20° C, 760 mm Hg).

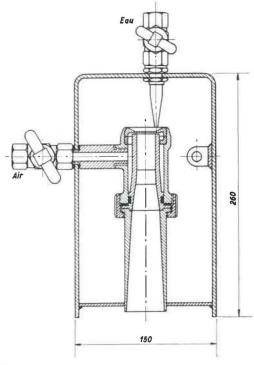


Fig. 28. — Stromboliseur (Licence Sferi-Coanda).

## c. Etude de nouveaux produits tensio-actifs.

Faisant écho au rapport de la section « Mines et Minerais » du Premier Congrès Mondial de la Détergence et des Produits tensio-actifs (Paris, 1954), l'Institut d'Hygiène des Mines avait mis au point (58) une série de tests dont le but était d'évaluer les propriétés des mouillants du point de vue de leur utilisation dans la lutte contre les poussières. Ces épreuves constituaient notre norme A.M. 133 relative à des concentrations de 0,1 % en matières actives. Dans nos conditions standardisées, ces solutions devaient posséder les propriétés suivantes :

- une tension superficielle ≤ 35 dynes/cm
- une vitesse d'immersion de poussières charbonneuses ≥ 3 mg/s
- une vitesse d'immersion de poussières schistogréseuses ≥ 12 mg/s
- un pouvoir moussant ≤ 45 cm<sup>3</sup>.

Depuis l'établissement de ce critère, nous avons eu l'occasion d'étudier dix nouveaux produits dont les propriétés sont rassemblées au tableau XI.

L'examen des résultats montre que deux produits sont à retenir, à savoir : l'Antarox CO-530 et le Nonidet. Ils sont fabriqués respectivement par la « General Aniline and Films Corporation », New York (U.S.A.) et par la Société Shell (Grande-Bretagne). Les représentants de ces firmes en Belgique sont dans l'ordre : la Compagnie pour l'importation de Produits Américains (C.E.P.E.A.) -41-43, rue Ed. Tollenaere, Bruxelles 2, et la Belgian Shell Company, 47 Cantersteen, à Bruxelles. Les deux produits retenus sont non ioniques et formés de condensats d'alkylphénol et d'oxyde d'éthylène ; ils doivent être ajoutés aux 9 produits anciennement sélectionnés (59).

TABLEAU XI.

Propriétés des nouveaux tensio-actifs étudiés.

Nom du produit	Tension super-	Vitesse d'	Pouvoir	
,,,,,,,,,,,,,,,,,,,,,,,,,,,,,,,,,,,,,,,	ficielle dynes/cm	V charbon	V roche	moussant cm3
Antarox CO-530	30,8	6,4	12,0	4,0
CO-630	32,2	7.9	11,0	45,5
CO-880	43,6		_	37,5
Detergex *	38,9	-	-	40,5
Huile de coupe	53.7			10,0
Nonidet	31,4	10,9	14,1	37,0
Pril	33,5	1,3	11,3	132
Réonal	36,0	-	6,5	124
Teepol 414	34,0		3,2	133
Tego *	34,8	_	-	12,5

<sup>\*</sup> Teneur des solutions : 0.1 % en produit commercial.

— Mouillage incomplet.

#### d. Contrôles particuliers de chantiers.

Les très nombreux contrôles de l'empoussiérage effectués dans les chantiers d'abattage (plus de 1.000 prélèvements dépouillés), nous ont permis de constater qu'il existe une humidité « idéale » du charbon, hélas assez élevée, pour laquelle le problème des poussières en taille ne se pose plus.

Nous avons en effet prélevé des échantillons de charbon en place, ainsi que les poussières aériennes au pied et en tête d'un chantier de 200 m de longueur, produisant 400 tonnes au premier poste et 300 tonnes au second poste, dans une couche de 1,35 m à 1,45 m d'ouverture, en contact avec les morts-terrains.

Le charbon prélevé sur toute l'épaisseur de la couche, en un endroit où la havée est terminée, a une teneur en humidité de 3,75 %. Un bloc de houille de 400 g environ, pris à mi-tranche, après enlèvement d'une épaisseur de charbon de 1 m en-

viron, donne 2,86 % d'eau. Le charbon prélevé sur toute l'épaisseur de la couche, au droit d'un suintement d'eau dans le mur, a une humidité de 4,38 %. Enfin, l'examen du charbon échantillonné le long de clivages, havée finie, révèle 7,1 % d'eau.

Les résultats du comptage des plaques de précipitateur thermique ne montrent pas de différence entre les empoussiérages globaux mesurés en tête de taille et au pied de taille. Les courbes granulométriques sont d'ailleurs presque superposables comme le montre le tableau XII et l'écart entre les diamètres moyens des particules est insignifiant.

TABLEAU XII.

	Pour	Diamètre moyen				
	0,5 μ	1 μ	3 μ	5 μ	10 μ	des particules < 5 μ
Tête	78,5	94,5	98,6	99,5	100	0,51 μ
Pied	78,5	96,9	99,3	99,8	100	0,48 μ

On peut donc admettre que les poussières prélevées en tête de taille proviennent presque exclusivement de la voie d'entrée d'air lorsque l'humidité du charbon varie grosso modo de 3 à 7 % du « cœur du massif » aux gros clivages.

#### 2. — Ventilation. — Climat.

## Résolution de problèmes de ventilation par analogie électrique.

a. Au cours de l'année écoulée, un problème de ventilation a été résolu dans notre Institut par la méthode de l'analogie électrique. Il s'agissait d'étudier la répartition de l'air dans un envoyage de schéma compliqué et en particulier d'accroître le débit d'air dans un branchement diagonal servant de remise à des locomotives Diesel. L'étude de ce problème par les moyens « classiques » était rendue pratiquement impossible par suite de la complication du schéma et aussi parce que l'envoyage en question était relié, non seulement à chacun des puits, mais encore à l'aspiration du ventilateur principal installé au fond. L'étude par analogie électrique n'a présenté aucune difficulté particulière.

D'autres problèmes de ventilation ont été résolus en dehors de notre Institut sur le tableau d'analogie électrique qui a été mis en service au début de 1958 au Charbonnage de Monceau-Fontaine. Ce nouveau tableau, construit suivant les conceptions et les directives de notre Service Technique, présente certaines particularités qui le rendent plus rapide que notre premier tableau. Ces particularités ont été exposées en détail dans deux publications (60) (61). Dans celles-ci, nous avons comparé différentes méthodes de résolution des problèmes de ventilation et discuté certains points de théorie de la ventilation minière qui, pensons-nous, n'avaient pas été antérieurement étudiés de manière approfondie.

b. Nous reprendrons ci-après certaines conclusions de cette étude. Considérons le schéma général d'aérage d'une mine. Remplaçons-y chaque branchement (y compris le ventilateur éventuellement présent) par un élément électrique équivalent, c'està-dire un ensemble de résistances et de sources de tension tel que la courbe représentant la tension aux bornes U en fonction du courant débité I soit semblable à la courbe caractéristique H = f (Q) du branchement correspondant. Il est évident que, dans ces conditions, la répartition des courants et des potentiels dans le réseau électrique sera semblable à celle des débits Q et des pressions H (corrigées au préalable pour les variations d'altitude).

La difficulté essentielle de la représentation analogique est due à ce que la caractéristique

$$H = f(Q)$$

n'est pas linéaire; compte tenu de ce que la chute de pression provoquée par les frottements et autres pertes de l'écoulement change de sens en même temps que le débit, la relation  $H=f\left(Q\right)$  devra s'écrire pour un branchement sans ventilateur

$$H = -KQ \mid Q \mid$$
 (a)

et pour un branchement avec ventilateur

$$H = -K \mid Q \mid Q - LQ + V \qquad (b)$$

Si l'on transpose ces relations électriquement en tenant compte de la loi d'Ohm  $U=R\,I$  et des échelles

$$\begin{array}{l} \text{1} \ m^3/_S \, \equiv \, a \ mA \\ \text{1} \ mm \ H_2O \, \equiv \, b \ mV \end{array}$$

on obtient

$$U = -kI|I|-RI$$
 (c)

21700

$$k = \frac{R}{|I|} = \frac{b}{a^2} \text{ K ohm/mA} \qquad (d)$$

$$R' = \frac{b}{a} L \text{ ohm}$$
 (e)

$$E = b V \text{ volts}$$
 (f

Comme on le voit, un élément électrique ne peut représenter un branchement sans ventilateur que si sa résistance est ajustée de façon que le rapport  $\frac{R}{\mid I\mid} \text{ soit proportionnel à la résistance aérodynamique } K = \frac{\mid H\mid}{Q^2} \text{ de ce branchement. Nous avons déjà décrit dans la présente revue (12) le dispositif de$ 

mesure prévu sur le nouveau tableau d'analogie électrique en vue d'ajuster un par un les éléments du réseau électrique de façon que la condition (d) soit satisfaite pour chacun d'eux.

Dans les branchements comportant des ventilateurs, on devra insérer en outre la source de tension E et la résistance fixe R', de valeurs déterminées par (e) et (f); les coefficients K et éventuellement L et V, qui figurent dans les relations (d), (e), (f) sont les données du problème. Une fois les relations (d) satisfaites, la répartition des tensions et des courants dans le réseau électrique sera homologue à celle des pressions (ramenées au même niveau) et des débits dans le réseau de ventilation de même configuration et de coefficients K, L, V donnés.

En pratique, l'analogie entre l'écoulement de l'air dans la mine et celui du courant électrique dans un réseau de même structure n'est pas aussi complète que nous venons de le dire.

La condition de conservation des débits n'est pas parfaitement remplie dans la mine: 1 m³ d'air pénétrant à l'orifice du puits d'entrée d'air subit des modifications de volume sous l'action des variations de pression barométrique et de température au cours de son périple souterrain ; il entraîne avec lui la vapeur d'eau formée par évaporation superficielle des nappes liquides, l'air comprimé s'échappant des engins et des fuites des tuyaux. les gaz dégagés par les terrains. ... Par contre, le réseau électrique obéit rigoureusement à la loi de conservation des courants aux nœuds et entre les nœuds. Pour tourner cette difficulté, on pourrait, en différents points du réseau analogique, soutirer ou injecter des courants calculés de façon à tenir compte au mieux des variations de débit dues tant à la compressibilité qu'aux apports d'air comprimé, de vapeur d'eau et de grisou. Cette solution alourdirait la représentation analogique, mais on peut éviter cette complication en adoptant une échelle variable pour la représentation des débits par les courants électriques.

D'une façon plus précise, supposons qu'en un point donné de la mine le poids spécifique de l'air de ventilation soit δ et que cet air comporte, outre 1 kg d'air sec provenant de la surface, x kg de vapeur d'eau, y kg d'air comprimé détendu et t kg de grisou qui ont été entraînés avec l'air de ventilation entre l'orifice du puits d'entrée et le point considéré. Si en ce point, le même poids d'air sec venant du jour avait amené avec lui x₀ kg de vapeur d'eau, y₀ kg d'air comprimé, t₀ kg de grisou et si le poids spécifique du mélange avait été δ₀ kg/m³, le débit de ventilation aurait été Q₀ m³/s au lieu de Q et l'on aurait eu

$$\frac{Q}{Q_o} = \frac{\delta_o}{\delta} \quad \frac{1+x+y+t}{1+x_o+y_o+t_o}$$

A chaque débit réel Q correspond un débit fictif Qo, caractérisé par une valeur conventionnelle et in-

variable des paramètres  $\delta_0$ ,  $x_0$ ,  $y_0$ ,  $t_0$ . Les débits  $Q_0$  satisfont évidemment de façon parfaite à la loi de conservation des débits et peuvent être représentés à une échelle invariable 1 m³/s = a mA; par contre les débits de ventilation réels, tels qu'ils se présentent en un point du réseau de caractéristiques  $\delta$ , x, y, t quelconques, seront représentés dans un branchement homologue du réseau électrique par un courant

$$I = a Q_0 = a \frac{\delta}{\delta_0} \cdot \frac{1 + x_0 + y_0 + t_0}{1 + x + y + t} Q;$$

l'échelle de la représentation est donc

1 m<sup>3</sup>/s réeI = a 
$$\frac{\delta}{\delta_0}$$
  $\frac{1+x_0+y_0+t_0}{1+x+y+t}$  mA

c'est-à-dire une échelle variable suivant les valeurs locales de  $\delta$ , x, y, t. Les débits réels Q étant remplacés par des débits fictifs  $Q_o$ , il est évident que les coefficients  $K = \frac{H}{Q^2}$  ou résistances aérodynamiques des différents branchements seront remplacés par des coefficients fictifs  $K_o = \frac{H}{Q_o^2}$  de façon telle que les pressions aux bornes des divers branchements.

telle que les pressions aux bornes des divers branchements restent inchangées et représentées par des potentiels électriques à une échelle invariable.

La compressibilité de l'air introduit encore une autre difficulté dans la représentation analogique des réseaux de ventilation. En effet, lorsqu'on tient compte des variations de poids spécifique de l'air, la deuxième loi de Kirchkoff pour les réseaux de ventilation doit s'écrire

$$\Sigma(\delta T_f) = \Sigma KQ | Q | = \Sigma p_v + p_n$$

Au premier membre, on trouve la somme algébrique des chutes de pression provoquées par les frottements qu'implique l'écoulement de l'air dans les galeries, somme calculée autour d'une maille quelconque parcourue dans un sens conventionnel qui fixe le signe de chaque terme ; au second membre, on trouve d'abord la somme algébrique des pressions engendrées par les ventilateurs rencontrés autour de la maille, le signe étant + ou - suivant que le ventilateur considéré favorise ou freine l'écoulement dans le sens de circulation choisi; on trouve ensuite un terme complémentaire pn, qui serait nul si le fluide était incompressible et dont la présence justifie la circulation de l'air autour de la maille considérée, même en l'absence de ventilateur, « par tirage naturel ». On peut prouver que le terme pn peut se calculer très approximativement par l'expression ∫ δ dz, l'intégrale curviligne étant effectuée sur le contour de la maille, δ désignant le poids spécifique et z la profondeur; en pratique, cette intégrale est remplacée par la somme  $\Sigma \delta_m$  ( $\Delta z$ ),  $\delta_m$ désignant le poids spécifique moyen de l'air entre

les profondeurs z et z  $+ \Delta z$ . Ces expressions montrent que la pression pn est égale à la différence des poids des deux colonnes d'air de section unitaire comprises entre les niveaux maximum et minimum de la maille considérée. Cette pression ne prend de valeur non négligeable que si l'écart entre ces niveaux est important et si l'écart de poids spécifique entre les deux colonnes est notable. Bien que la pression pn ne puisse être localisée ni mesurée directement, son influence sur l'écoulement de l'air dans la maille est exactement la même que celle d'un ventilateur inséré dans celle-ci en un point quelconque, et on pourra en tenir compte dans le modèle électrique en ajoutant une source de tension dans un branchement de la maille homologue du réseau électrique. On choisira de préférence un branchement n'appartenant à aucune autre maille ; si cela n'est pas possible, on devra insérer dans plusieurs branchements des sources choisies de facon telle que, dans chacune des mailles intéressées, la somme de ces forces électromotrices additionnelles corresponde à la pression pn valable pour cette

En ce qui concerne les principes sur lesquels repose l'étude de la ventilation par analogie électrique, signalons que l'on n'a guère intérêt à représenter par les courants électriques les débits pondéraux (kg/s) plutôt que les débits en volume (m³/s), puisque dans la mine ni les uns ni les autres ne sont conservatifs. De même, l'emploi de l'analogie entre le potentiel électrique et la hauteur de charge  $\frac{V^2}{V^2}$ 

$$h=z+\frac{p}{\delta}+\frac{V^2}{2g}$$
, n'apporte pas d'avantage

Parallèlement à ces mises au point théoriques, nous avons poursuivi la comparaison des méthodes pratiques d'étude de la ventilation. A cet égard, nous avons montré que la méthode graphique, qui s'avère généralement inutilisable pour des réseaux maillés, peut être intéressante pour simplifier le réseau sur lequel on appliquera ensuite les autres méthodes. Par exemple, il est aisé de construire graphiquement la courbe caractéristique d'un ventilateur fictif remplaçant un ventilateur réel, sa galerie d'aspiration et le sas se trouvant en parallèle avec ces deux éléments. On peut ensuite rechercher les coefficients de l'équation

$$H = -K |Q|Q - LQ + V$$

de la parabole se superposant le mieux possible à la courbe obtenue.

Une autre méthode de résolution des problèmes de ventilation en réseaux maillés est la méthode numérique, par approximations successives, dite encore « méthode de Cross ». Cette méthode, habituellement considérée comme trop lente pour les réseaux à grand nombre de mailles, devient au contraire très rapide lorsqu'on recourt à un ordinateur électroni-

que comme cela a été effectué avec succès au Charbonnage de Winterslag (61) (62). Dans l'état actuel de la question, nous croyons pouvoir apprécier comme suit les mérites respectifs des deux méthodes.

α. La méthode analogique, mise au point à l'Institut d'Hygiène des Mines, présente l'avantage d'être particulièrement intuitive, et se prête bien à l'étude du comportement dynamique d'un réseau. On pourra constater immédiatement, tout au moins d'une manière qualitative, l'influence d'une modification quelconque sur d'autres parties du système. La méthode analogique offre également l'avantage d'une grande souplesse; il est en effet possible, sans complication supplémentaire, de conduire les itérations en tenant compte de certaines conditions particulières qu'on peut imposer a priori, par exemple la limitation d'un débit ou d'une différence de pression à une valeur constante.

La mise sur modèle demandera une demi à une journée, mais les erreurs commises éventuellement apparaîtront rapidement et seront immédiatement corrigées. (1.000 cartes dans le cas ci-dessus). Le listing des données doit être vérifié très soigneusement, car des erreurs éventuelles risqueraient de n'être détectées qu'au dépouillement ou de provoquer des arrêts de la machine, dont la cause est laborieuse à déterminer.

### B. Etude des conditions climatiques du fond.

a. Technique des mesures climatiques.

Nous avons déjà exposé dans ces colonnes (12) les raisons pour lesquelles nous estimions nécessaire, avant de reprendre des mesures climatiques systématiquement dans le fond de la mine, de disposer d'appareils enregistrant les variations des divers paramètres du climat, notamment les températures sèche et humide. Nous avons présenté à titre d'exemple un petit caisson contenant deux thermistances (résistances à coefficient de température négatif) pour la détermination de la température sèche et de la température humide. La circulation de l'air autour des sondes est assurée par un éjecteur à air comprimé placé à quelque distance en aval du

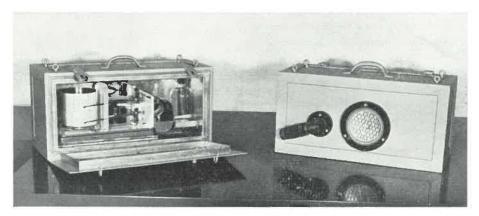


Fig. 29. — Adaptation d'un psychrographe commercial aux conditions du fond.

β. La méthode numérique, mise en œuvre par le Charbonnage de Winterslag sur ordinateur électronique, présente l'avantage d'une capacité plus grande, indépendante du nombre d'éléments disponibles sur un modèle analogique. Du reste, le nombre de 300 branchements, prévu comme maximum pour un ordinateur et un programme particulier, pourrait être dépassé si besoin en était. La méthode numérique se prête d'autre part plus facilement que l'analogie aux injections à débit constant (air comprimé) et à la représentation du tirage naturel. Enfin, sa précision ne dépend pas de celle des résistances et des appareils de mesure électriques utilisés.

Le comportement dynamique apparaît moins intuitivement que sur une analogie, mais il est possible d'étudier un grand nombre de cas en peu de temps (1/2 heure par variante pour un réseau de 65 mailles).

La mise en œuvre des données demande la perforation d'un jeu de cartes qui peut être important

point de mesure ; les sondes sont d'autre part insérées dans un circuit électrique de sécurité intrinsèque permettant l'enregistrement des mesures par un millivoltmètre.

Poursuivant ces travaux, nous avons adapté aux conditions du fond un psychrographe bi-métallique du commerce. La photo figure 20 montre une vue extérieure du caisson étanche dans lequel nous avons placé l'appareil à l'abri des poussières; on y voit le filtre par où entre l'air et l'orifice auquel se raccorde un flexible reliant le caisson à un éjecteur à air comprimé. La même photo montre l'intérieur du caisson étanche; on y aperçoit un écran anti-rayonnement supplémentaire placé autour de la sonde de température sèche et la réserve d'eau additionnelle que nous avons dû prévoir; l'orifice de sortie de l'air se trouve exactement derrière la sonde humide.

Nous avons comparé les enregistrements obtenus avec l'appareil ainsi modifié avec les mesures d'un

psychromètre Assmann utilisé comme étalon. Les erreurs brutes sont encore très variables, de l'ordre de 0,5 à 2,0° C pour t<sub>s</sub> et de l'ordre de 0 à 1° C pour t<sub>h</sub>. Mais une analyse statistique de ces erreurs a permis d'en comprendre l'origine et d'établir une formule de correction ramenant l'erreur résiduelle à environ 0,5° C, ce résidu étant inéluctable par suite de l'influence du frottement de la plume sur le papier. La formule de correction est du type

$$\begin{split} \Delta t_{s} &= a + b \; (t_{s} - t_{s,o}) + c \; (t_{s} - t_{h}) \\ \Delta t_{h} &= a' + b' \; (t_{h} - t_{h,o}) + c' (t_{s} - t_{h}) \; ; \end{split}$$

les termes a et a' représentant une erreur constante due au décalage de la plume enregistreuse vis-à-vis du zéro des diagrammes ; les termes en b et b' indiquent l'existence d'une erreur proportionnelle à l'écart entre la valeur mesurée et une valeur de référence (indice o), erreur qu'on pourrait éliminer en modifiant le taux d'amplification de la tringlerie entre le bimétal et la plume.

Enfin, les termes en c et c' traduisent numériquement l'influence d'une erreur systématique, qui est nulle pour de l'air saturé et s'accroît à mesure que l'air devient plus sec : cette erreur peut sans aucun doute être attribuée à des échanges de chaleur entre les deux sondes, échanges qui s'annulent évidemment lorsque l'on a  $t_{\rm s}=t_{\rm h}$ . Les valeurs numériques du coefficient c sont dans un cas particulier de l'ordre de 0,1, c'est-à-dire que si la différence  $t_{\rm s}-t_{\rm h}$  vaut 10° C, la sonde « sèche » indiquera 1° C trop peu et la sonde humide 1° C en trop. Seules des modifications constructives importantes permettraient de réduire cet effet nuisible, qu'on compense aisément par le calcul.

La vitesse de l'air est également une variable intéressante à suivre de façon continue dans le temps, mais son enregistrement offre de grandes difficultés. Une première méthode consiste à installer à poste fixe dans une galerie un anémomètre totalisateur dont le nombre de révolutions pendant un intervalle de temps donné est proportionnel à la quantité d'air ayant passé pendant ce temps à cet endroit. Des relevés périodiques de ce nombre de tours donnent une indication de la vitesse moyenne de l'air entre deux relevés consécutifs. Cependant, une telle méthode ne fera apparaître que des modifications notables et d'une durée suffisante de la vitesse ou du débit d'air. D'autre part, l'appareil doit être relativement sensible, car on ne peut le placer que là où la section est suffisante, et jamais au centre de la galerie, de sorte que la vitesse au point de mesure est nécessairement assez faible, souvent de l'ordre de 1 m/s.

C'est pourquoi nous avons cherché à réaliser un appareil enregistrant de façon continue la vitesse de l'air, avec une étendue de mesure minimum de l'ordre de o — 1 m/s. Nous exposerons brièvement le

principe sur lequel nous nous sommes basés et les difficultés qui ont dû être surmontées pour rendre un tel appareil utilisable au fond de la mine en toute sécurité.

Considérons un filament chauffé par effet Joule au moyen d'une batterie (fig. 30) et supposons pour

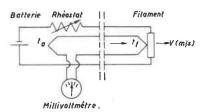


Fig. 30. — Schéma de principe d'un anémomètre à fil chaud.

simplifier que la puissance de chauffe soit strictement constante. La température que ce filament prend lorsqu'il a atteint son équilibre thermique est telle que l'équivalent calorifique de la puissance électrique soit égal à la quantité horaire de chaleur perdue par rayonnement et par convection. Si la température atteinte n'est pas trop élevée, on peut écrire très approximativement

$$\frac{W}{860} = (\alpha + \varrho) S (t_f - t_a)$$

W étant la puissance dissipée en kW,  $\alpha$  le coefficient de convection (kcal/m².h.°C);  $\varrho$  le coefficient de rayonnement apparent à utiliser lorsqu'on linéarise la loi de transmission de la chaleur par rayonnement; S désigne la surface du filament (m²); enfin  $t_f$  et  $t_a$  représentent les températures respectives du filament et de l'air. Dans cette formule, seul  $\alpha$  est une fonction de la vitesse de l'air et l'on pose généralement

$$\alpha = \alpha_0 v^{\lambda}$$

x étant de l'ordre de 0,5.

La loi ci-dessus peut dès lors s'écrire

$$t_f - t_a = \frac{K}{\varrho + \alpha_0 v^x} = f(v)$$

qui se traduit graphiquement par une courbe à allure hyperbolique. Cette formule prouve que la mesure de la différence de température  $t_f$ —  $t_a$  permet de déterminer la vitesse v de l'air au voisinage du filament; cette différence est usuellement mesurée au moyen de 2 thermocouples disposés respectivement dans l'ambiance et contre le filament et raccordés en opposition à un millivoltmètre. Celui-ci peut être gradué en vitesses d'air moyennant un tarage préalable; encore faut-il que la puissance W dissipée par le filament soit bien constante, ce qu'on vérifie d'ordinaire par un contrôle de l'élongation maximum du millivoltmètre (c'est-à-dire obtenue en atmosphère immobile).

L'appareil que nous venons de décrire est appelé « anémomètre à fil chaud ». Dans sa construction habituelle, il n'est pas utilisable dans la mine, car il est fragile et ne satisfait pas aux exigences de la sécurité. En effet, la faible sensibilité des couples thermoélectriques impose l'adoption d'un écart de température  $t_{\rm f}-t_{\rm a}$  élevé (de l'ordre de 100° C), d'un appareil de mesure délicat et d'une puissance de chauffe W assez élevée (quelques watts), même si l'on utilise un filament de très faible masse pour en réduire l'inertie calorifique.

Il nous a cependant paru utile de conserver le principe de l'anémomètre à fil chaud comme base pour la construction d'un appareil enregistreur de la vitesse de l'air. D'abord, l'anémomètre à fil chaud possède une sensibilité plus élevée vers les faibles vitesses que vers les vitesses élevées, ce qui est précisément souhaitable; d'autre part, la substitution d'une mesure de température à une mesure de vitesse nous ramène à un problème déjà résolu par l'utilisation des résistances NTCR. Celles-ci étant beaucoup plus sensibles que les couples thermoélectriques, on peut se permettre de chauffer le « filament » à une température beaucoup moindre (20 à 30° C au dessus de l'ambiance) et la puissance requise est ramenée à environ 0,1 watt. Cependant la vitesse de l'air n'est pas reliée d'une façon directe à la température du filament, mais bien à la différence t<sub>f</sub> — t<sub>a</sub>. Il a donc fallu adapter le pont utilisé pour la mesure des températures à la nécessité d'une mesure différentielle. D'autre part, on a dû résoudre le problème de la stabilisation de la puissance de chauffe (et par conséquent celui de la tension d'alimentation), enfin on a dû construire une sonde robuste et directive, c'est-à-dire permettant la mesure de la composante moyenne de la vitesse de l'air dans une direction donnée, alors qu'un simple filament tendu verticalement n'est pas sensible à la direction du courant d'air, car son refroidissement dépend simplement du degré d'agitation de l'atmosphère.

Tous ces problèmes sont pratiquement résolus à l'heure actuelle, mais il manque encore à notre prototype la sanction d'une expérience pratique au fond de la mine.

## Les limites du travail humain aux températures élevées.

Diverses publications récentes (63) (64) (65) nous ont amenés à revoir la question des conditions climatiques dans lesquelles il est possible à un homme d'exercer une activité normale, sans danger pour sa santé. Comme nous allons le montrer succinctement, l'étude critique des éléments d'information nouveaux dont nous disposons a permis de donner un fondement rationnel à la formule que nous avions proposée antérieurement (52) pour caractériser les ambiances limites et en outre préciser les

corrections à y apporter pour tenir compte de la vitesse de l'air et de l'intensité du travail effectué.

Rappelons d'abord que les ambiances limites dans lesquelles peuvent séjourner de manière prolongée des sujets nus et au repos satisfont à la condition

$$t_e = 0.8 t_h + 0.2 t_s = 36^{\circ} \text{ C}$$

t<sub>s</sub> étant la température ordinaire ou sèche et t<sub>h</sub> la température lue au thermomètre humide. La première partie de cette formule se déduit de l'examen de l'abaque de température effective bien connu de l'A.S.H.V.E. (fig. 51). Rappelons que la tempéra-

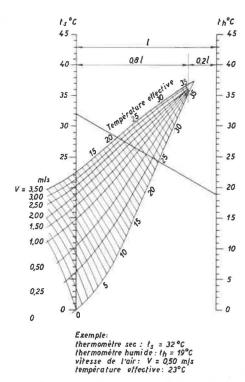


Fig. 31. — Abaque de base de l'A.S.H.A.E. (sujets au repos, nus jusqu'à la ceinture).

ture effective t<sub>e</sub> est par définition celle d'une atmosphère saturée en vapeur d'eau et non agitée qui donne la même impression de confort (ou d'inconfort) que l'atmosphère considérée. Dans toutes les expériences sur lesquelles sont basés les abaques américains, l'air et les parois sont à la même température, mais lorsque cette condition n'est pas remplie, l'abaque reste pratiquement valable (66) si l'on remplace t<sub>s</sub> par t<sub>g</sub>, température lue au globethermomètre (c'est-à-dire un thermomètre dont le bulbe est placé à l'intérieur d'une sphère creuse noircie extérieurement et de dimensions telles que les échanges calorifiques par convection et rayonnement avec l'ambiance soient entre eux dans le même rapport que pour le corps humain).

Lorsqu'il s'agit de sujets effectuant un travail lourd, on ne dispose que des résultats d'expériences

moins systématiques au cours desquelles on a par exemple observé simultanément les conditions climatiques et les réactions physiologiques de soldats entraînés en vue du combat dans le désert, ou de travailleurs occupés dans des mines d'or particulièrement chaudes (Afrique du Sud, Inde). Lorsqu'on note les températures sèche et humide des ambiances qui ont donné lieu aux mêmes réactions physiologiques, on s'aperçoit que l'influence de la température humide est plus importante que ne l'indiquent les essais A.S.H.V.E.; c'est pourquoi, nous basant sur des expériences pour lesquelles le mouvement de l'air ne résultait que du déplacement du sujet, nous avions adopté la règle empirique suivante: un travail lourd et continu reste possible sans troubles dus à la chaleur si on a

$$\begin{array}{c} \text{0.9 t}_h + \text{0.1 t}_s \leqslant 34^{\circ}\,\text{C} \,;\\ \text{il devient difficile si on a}\\ \text{0.9 t}_h + \text{0.1 t}_s = 35^{\circ}\,\text{C}\\ \text{et impossible si on a}\\ \text{0.9 t}_h + \text{0.1 t}_s = 36^{\circ}\,\text{C}. \end{array}$$

De telles expériences ne permettent pas de préciser l'influence exacte de la vitesse de l'air ni de l'intensité du travail effectué. Par contre, ces facteurs sont pris en considération de façon aussi exacte que possible lors de la détermination d'un « indice de contrainte thermique » proposé récemment par Belding et Hatch pour apprécier les possibilités de travail dans un climat chaud (63). Cet indice est défini par le rapport

$$i = \frac{M + Q_c + Q_r}{Q\acute{e}v};$$

au numérateur, on trouve la somme (algébrique) du métabolisme M (ou chaleur engendrée dans le corps par les combustions tissulaires), de la chaleur Qc transmise au corps par convection et de la chaleur Qr transmise par rayonnement à partir des parois environnantes. Au dénominateur, Qév représente la chaleur maximum qui peut être soustraite au corps par évaporation de la transpiration lorsque celle-ci recouvre entièrement le corps. Pour calculer l'indice i, il faudrait en principe déterminer les valeurs de Qc, Qr, et Qév en fonction des paramètres caractéristiques du climat : températures ts et th, vitesse V, pression p, température moyenne des parois. Après avoir établi les formules nécessaires à cette fin, les auteurs américains les ont traduites en un abaque reproduit à la figure 32. Le diagramme A donne directement la somme Qc + Qr en fonction de la température du globe thermomètre tg; sur le diagramme B, on effectue ensuite l'addition M + (Qc + Qr), la valeur de M étant choisie en fonction de la nature et de l'intensité du travail considéré ; on obtient ainsi le numérateur de l'indice i (ordonnée du diagramme C = Z). Par ailleurs, le diagramme X permet de calculer la pression partielle

de la vapeur d'eau dans l'atmosphère, en fonction des températures  $t_s$  et  $t_h$  ou en fonction de  $t_s$  et de l'humidité relative  $\phi$ ; sur le diagramme Y on en déduit ensuite la chaleur Qév qui peut être au maximum soustraite au corps par évaporation de la sueur (abscisse du diagramme C=Z). Les diverses valeurs de l'indice i correspondent à diverses radiantes sur le diagramme Z. Cependant, lorsque le calcul ou le diagramme Y conduit à des valeurs de Qév supérieures à 600 kcal/h, c'est-à-dire à l'évaporation de plus de 1 litre de sueur par heure, on remplace l'expression de i par celle

$$i = \frac{M + Q_e + Q_r}{600}$$

car la vitesse d'évaporation de la sueur ne peut dépasser sa vitesse de sécrétion et on estime que le corps ne peut en moyenne sécréter plus de 1 litre/ heure de sueur pendant la durée d'un poste de travail. Ce changement de définition de l'indice i implique qu'à droite de la ligne Qev = 600 kcal, les radiantes i = constante sont prolongées par des horizontales.

Nous ne discuterons pas ici de la valeur de l'indice i comme paramètre mesurant la contrainte physiologique résultant du travail dans une ambiance chaude. Remarquons cependant que la condition i = 1, qui correspond d'après les auteurs aux climats limites que peuvent supporter des hommes jeunes, robustes et entraînés, équivaut à la relation

$$Q_c + Q_r + M - Q\acute{e}v = 0$$
 [1]

suivant laquelle le bilan thermique du corps se solde par zéro; elle traduit donc d'une manière physique la nécessité physiologique de l'homéothermie. Si dans la relation [1], on substitue à Qc+Qr et Qév leurs expressions analytiques établies par Belding et Hatch, on la convertit en une relation entre  $t_g$ ,  $t_s$ ,  $t_h$  et V. En pratique, dans les mines, la température lue au globe thermomètre est peu différente de la température de l'air, car les parois ne peuvent se maintenir longtemps à une température dépassant notablement celle de l'air. On peut donc éliminer la variable  $t_g$  en posant par exemple  $t_g=t_g+1$ ; dans ce cas, la relation [1] devient

$$a\,t_s+(1-a)\,t_h=35-b-c\,(\frac{M}{250}) \qquad [2]$$
 les coefficients a, b et c étant des fonctions compli-

quées de la vitesse V. La relation [2] peut aussi être établie par voie graphique sur le diagramme X de la figure 32. En effet, on peut partir d'une ordonnée quelconque du diagramme A et y faire correspondre un point du diagramme X, dont l'abscisse vaut  $t_s = t_g - 1$  et l'ordonnée se détermine graphiquement en passant par les diagrammes A, B, C = Z, Y et X suivant le tracé en traits pointillés et en

choisissant dans les divers diagrammes les droites

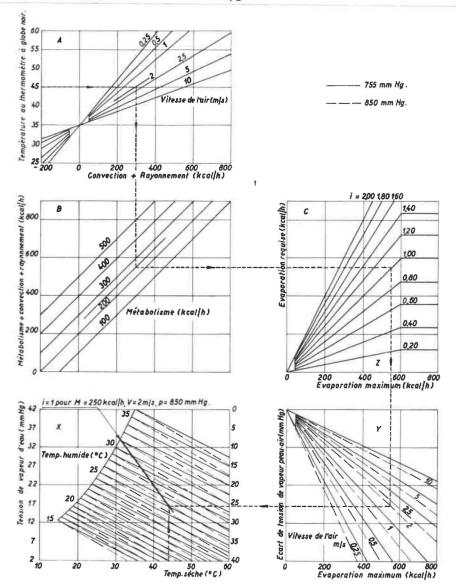


Fig. 32. — Nomogramme pour le calcul de l'indice de contrainte thermique, d'après Belding et Hatch.

qui correspondent aux valeurs admises pour la vitesse V et le métabolisme M. En répétant la construction, on obtient dans le diagramme X le lieu des points pour lesquels i=1 et  $t_g=t_s+1$  pour la vitesse et le métabolisme considérés. On vérifie aisément que ce lieu est une courbe quasi droite dans le diagramme X traduisant graphiquement la relation [2].

Lorsqu'on examine de manière critique les formules qui ont servi à Belding et Hatch pour établir leur abaque, on est amené à y apporter certaines corrections. En particulier, la relation donnant la pression partielle pH20 de la vapeur d'eau en fonction de t<sub>s</sub> et de t<sub>h</sub> contient la pression totale p : suivant la formule de Sprüng, on a en effet

$$p_{H20} = p'_{H20} - Ap(t_s - t_h)$$

 $p'_{H20}$  étant la pression de saturation à la température  $t_h$  et A la constante psychrométrique. Dans le diagramme X, les droites  $t_h = constante$  ont donc

une pente variable suivant la pression. Nous avons indiqué en traits interrompus ce que devient le diagramme X pour p = 850 mm Hg. De même, l'inclinaison des radiantes du diagramme Y varie avec la pression ; les traits interrompus indiquant à nouveau la modification à apporter à ce diagramme pour p = 850 mm Hg. D'autre part, des raisons théoriques imposent, comme Missenard l'a signalé (64), que la vitesse intervienne avec le même exposant dans les lois de la convection et de l'évaporation, ce qui oblige à effectuer une nouvelle correction du diagramme Y. Enfin, certaines constantes sont encore mal déterminées, par exemple le coefficient de transmission de chaleur par rayonnement de la peau humaine.

Il résulte de ces remarques que les coefficients a, b, c de la formule [2] sont également fonction de la pression et que leur valeur numérique n'est pas encore déterminée avec une très grande précision. En tenant compte de certaines corrections judicieuses proposées par Missenard, nous avons trouvé les valeurs suivantes, valables pour p = 850 mm Hg:

V (m/s)	0,5	1	2,5	5
a	0,2	0,15	0,1	0,07
b	0,38	0,34	0,30	0,28
C	5,0	3,75	2,5	1,82

En introduisant ces valeurs numériques dans la formule [2], on voit que celle-ci est à peu de chose près équivalente à la formule simplifiée suivante, valable à  $\pm$  0,2° C près entre 0,5 et 5 m/s

$$t_{\epsilon} \frac{o.15}{\sqrt{v}} + t_{h} (1 - \frac{o.15}{\sqrt{v}}) = 55 - \frac{4.1}{\sqrt{v}} \cdot \frac{M}{250}$$
 [3]

En particulier, pour v = 2 m/s et M = 250 kcal/h, on trouve pratiquement 0,1  $t_s$  + 0,9  $t_h$  = 32° C, qui, à 1° C près, reproduit la condition limite qui avait été proposée par Bidlot et Ledent sur une base purement empirique. En même temps, la relation [3] indique de façon très claire dans quel sens il saut modifier la condition limite adoptée primitivement si l'on désire prendre en considération d'autres valeurs de la vitesse et du métabolisme. Pour de faibles vitesses, l'influence de la température sèche s'accroît au premier membre et la valeur du second membre est abaissée. L'influence de la vitesse, considérable en dessous de 1 m/s, s'amenuise vers les vitesses élevées et est quasi négligeable au-dessus de 5 m/s. D'autre part, la température limite admissible s'écarte de 35° C d'autant plus que le métabolisme est important et la vitesse de l'air faible.

Il n'est pas sans intérêt de signaler que les ouvriers ont la valeur du métabolisme M sous leur propre contrôle et qu'ils compenseront une détérioration éventuelle des conditions climatiques par une diminution de M et donc du travail fourni.

Une dernière remarque est relative aux climats très secs qui se présentent rarement dans nos mines. Dans de tels climats, il arrive, pour certaines valeurs de la vitesse de l'air, que l'évaporation de la sueur soit plus rapide que sa sécrétion ; par suite, la peau s'assèche progressivement et la surface d'évaporation se réduit. Dès lors, la droite qui traduit dans le diagramme X les relations [2] et [3] n'est en fait que la tangente initiale (pour  $\phi=1$ ) à la courbe limite réelle ; toutefois, la courbe ne se détache de cette tangente que pour des valeurs de  $t_s$  très élevées (de l'ordre de 50° C).

#### C. Etude des pertes de charge des puits.

En 1957, M.J. Martinson a publié (67) les résultats d'un nombre important de mesures de pertes de charge de puits, effectuées sur modèles à échelle réduite. Les modèles représentaient deux puits de la société « Harmony Gold Mining Company » en cours d'équipement, et les essais avaient notamment

pour but d'estimer la contribution des diverses parties de l'équipement des puits à leur résistance. Ces essais offrent un intérêt particulier du fait qu'un petit nombre de types de traverses ont été utilisées dans un grand nombre d'essais correspondant à des dispositions différentes de ces traverses. C'est pourquoi on peut en déduire, avec une assez bonne précision, les coefficients de perte de charge caractéristiques de ces différents alignements de traverses. Rappelons sommairement la méthode de calcul qui a déjà été décrite (12). Chaque essai fournit un coefficient de perte de charge brut \(\lambda\). On en déduit un coefficient de perte de charge à, caractérisant la rugosité moyenne de toutes les parois qui entourent les divers compartiments, les alignements de traverses étant évidemment considérés comme des parois. On passe de λ à λ' par la formule

$$\lambda' = \lambda \left[ \Sigma \sqrt{(\overline{S_i})^3 - \overline{P_i}} \right]^2$$

les symboles  $S_i$  et  $P_i$  désignant respectivement la section et le périmètre du  $i^e$  compartiment, tandis que S et P désignent la section et le périmètre total du puits. On pose ensuite que  $\lambda'$  est une moyenne pondérée des coefficients  $\lambda'_i$  caractéristiques des diverses parois ; la pondération se fait au prorata des étendues relatives de ces diverses parois :

$$\lambda' = \Sigma \frac{P_i}{(\Sigma P_i)} \lambda_i' \qquad \qquad [\text{1}]$$

Dans la première série de 7 essais sud-africains, relatifs au puits n° 2 de la Société « Harmony Gold Mining Company » (fig. 33), il y a 7 types de parois. En écrivant la relation [1] pour chaque essai,

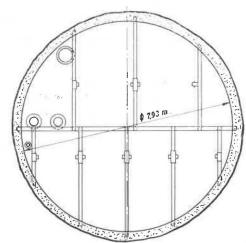


Fig. 33. — Schéma de l'équipement du puits n° 2 de « Harmony Gold Mining Cy. Ltd. ».

on constituerait un système de 7 équations à 7 inconnues. Cependant, dans ces essais, l'espacement des traverses est très grand; on peut dès lors admettre que le coefficient  $\lambda'_i$  pour un alignement de traverses déterminées avec un espacement donné est la moitié du coefficient relatif à un alignement des

mêmes traverses deux fois plus rapprochées. D'autre part, parmi les diverses traverses utilisées, il existe deux profils très voisins pour lesquels on peut admettre le même coefficient  $\lambda_i'$ . Finalement, les 7 équations [1] ne contiennent plus que 3 inconnues, dont les valeurs les plus probables peuvent être calculées par la méthode des moindres carrés. On trouve ainsi :

 $\lambda_{i}^{\prime}=0.0242$  pour une paroi de béton lisse,

 $\lambda_{i}^{\prime}=0.0730$  pour un alignement de traverses I de  $6^{\prime\prime} imes15^{\prime\prime}$  espacées de 15' et

 $\lambda_i'=0.676$  pour un alignement de traverses I de 5"  $\times$  10" ou de 5"  $\times$  12" espacées de 15'.

A titre de comparaison, pour des poutrelles I de 7''  $\times$  9'', espacées de 10', d'autres essais, de Barcza et collaborateurs, avaient donné  $\lambda_i' = 0.104$ . On a donc intérêt à adopter un écartement des traverses plus grand, même si l'on doit pour cela renforcer leurs sections.

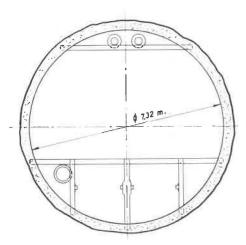
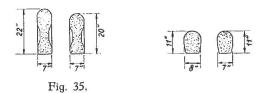


Fig. 34. — Schéma de l'équipement du puits n° 3 de «Harmony Gold Mining Cy. Ltd.».

Pour les 10 essais relatifs au puits n° 3 de la même société (fig. 34), les traverses étaient constituées de poutres en béton précontraint profilées de façon plus ou moins aérodynamique. Il n'est à nouveau pas possible de distinguer les coefficients  $\lambda_i$  relatifs à des profils de traverses peu différents. On



n'a finalement pris en considération que 3 inconnues  $\lambda_1$  dont les valeurs les plus probables sont indiquées à la figure 35.

On constate donc que ces traverses, tout en étant

de section plus forte que les poutrelles I, ont un coefficient  $\lambda_i^*$  moindre, grâce à leur profilage cependant sommaire.

Ces nouvelles valeurs des coefficients  $\lambda_1'$  complètent heureusement la documentation dont nous disposons déjà. Nous avons d'autre part effectué une mesure directe des pertes de charge du puits n° 6 de la S.A. des Charbonnages de Gosson-Kessales, dont l'équipement avait été modifié. La figure 36

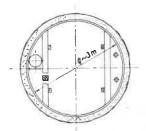


Fig. 36. — Schéma de l'équipement du puits n° 6 des Charbonnages de Gosson-Kessales.

représente la section droite du puits après transformation. Le coefficient  $\lambda$  brut déduit des mesures vaut 0,210, la valeur correspondante de  $\lambda'$  est 0,108. Cette valeur est anormalement élevée, compte tenu des valeurs connues pour les coefficients  $\lambda'_i$  de la paroi extérieure et des alignements de traverses. En réalité, cette anomalie est due à l'existence d'un certain nombre de rétrécissements importants de la section disponible pour la veine d'air, rétrécissements qui sont une source de pertes de charges localisées importantes, comme nous avions déjà pu le vérifier pour le puits n° 7 de la même société.

#### 3. - Enquête.

Nous sommes à même de donner les résultats provisoires de l'enquête que l'Institut fait chaque année sur l'étendue des moyens de prévention mis en œuvre dans les charbonnages belges pour lutter contre les poussières.

On trouvera au tableau XIII, le développement des tailles auxquelles sont appliqués régulièrement des traitements humides : arrosage des fronts, injection d'eau en veine, havage humide et emploi de marteaux-piqueurs à pulvérisation d'eau. Nous avons fait la distinction en indiquant, d'une part, la longueur des fronts traités par une seule de ces méthodes combinée à la pulvérisation d'eau en taille. Nous avons également ajouté la longueur des fronts traités par pulvérisation d'eau au-dessus des engins d'évacuation en taille et celle des fronts naturellement humides et considérés comme peu poussiéreux.

Au tableau XIV, nous avons fait figurer le nombre de travaux préparatoires en creusement en donnant la répartition des moyens de prévention normalement mis à la disposition du personnel au cours des opérations de foration.

TABLEAU XIII.

Développement des tailles auxquelles sont appliqués régulièrement des traitements humides.

Situation au début de 1959, comparée à la situation au 1<sup>er</sup> janvier 1958.

Bassins administratifs	Cam	pine	Liè	ège	Char	rleroi	Cer	ntre	Mo	ons	Ense	mble
Années de référence	1958	1959	1958	1959	1958	1959	1958	1959	1958	1959	1958	1959
Longueur des fronts déhouillés (m)	19.705	20.741	24.185	22.208	33.137	29.417	12.114	10.151	12.933	11.515	102.074	94.032
I. Traitements appliqués au point de formation des poussières.												
1. Arrosage des fronts;	5.047	3.946			2.460	1.730		_	90	245	7.597	5.921
2. Injection d'eau en veine;	9.659	11.133	615	1.597	7.345	6.040	2.358	2.401	1.651	1.875	21.628	23.046
<ol> <li>Havage humide;</li> <li>Emploi de piqueurs à pulvéri-</li> </ol>	3.422	3.493	820	220	290	100		_	_	200	4.532	4.013
sation ;	4.826	5.133	4.693	4.619	6.276	6.063	785	874	170	245	16.750	16.934
Longueur totale traitée	22.954	23.705	6.128	6.436	16.371	13.933	3.143	3-275	1.911	2.565	50.507	49.914
II. Longueur des fronts traités par plusieurs de ces procédés à la fois.	7.351	7.522	465	400	1.125	500	_	_	_	_	8.941	8.422
III. Longueur des fronts traités par un de ces procédés combiné à la pul- vérisation d'eau dans la taille.	5.697	8.350	635	2.940	3.770	4.270	******	211	_	845	10.102	16.616
IV. Longueur des fronts traités par pulvérisation d'eau au-dessus des engins d'évacuation en taille.	7.292	8.666	4.822	6.967	9.181	8.713	2.677	2.098	3.351	3.952	27.323	30.396
V. Longueur des fronts naturellement humides considérés comme peu poussiéreux.	1.851	3.366	7.771	4.715	4.884	3.910	1.183	1.794	4.237	1.401	19.926	15.180

## TABLEAU XIV.

Moyens de prévention normalement mis à la disposition du personnel dans les travaux préparatoires au cours des opérations de foration. Situation au début de 1959 comparée à la situation au 1<sup>er</sup> janvier 1958.

(Bouveaux, bacnures, burquins, approfondissements de puits, ...).

Bassins administratifs	Cam	pine	Liè	ge	Char	leroi	Ce	ntre	Mo	ons	Ense	emble
Années de référence	1958	1959	1958	1959	1958	1959	1958	1959	1958	1959	1958	1959
Nombre de fronts en creusement	143	153	90	87	131	116	41	32	51	40	456	428
Fronts équipés de :												
<ol> <li>Capteurs pour foration à sec</li> <li>Perforateurs à adduction latérale</li> </ol>	18	14	18	14	23	13	13	7	_	_	72	48
d'eau	26	20	10	25	1		<u></u>	1	2	<del></del>	39	46
3. Perforateurs à injection centrale							21	14	43	37	302	288
d'eau	87	109	бо	43	91	8 <sub>5</sub>						
Fronts avec prévention	131	143	88	82	115	98	34	22	45	37	413 90 %	382 89.5 9

#### **BIBLIOGRAPHIE**

- VAN MECHELEN V. De Antraco-silicose in België. - Verhandelingen van de Koninklijke Vlaamse Academie voor Geneeskunde van België, 1951, 13, 5-6, 479-580.
- (2) LUNDIN G. Nitrogen elimination during oxygen breathing. - Acta Physiol. Scandinavica, 1953, 3, suppl. III, 130-143.
- (3) LUNDIN G. et BOUHUYS A. Continue gasanalyses met de stikstofmeter en de toepassing hiervan bij het longfunctieonderzoek. Ned. T. Geneesk., 1956.100, 1-2, 75-85.
- (4) DONALD K.W. et CHRISTIE R.V. A new method of clinical spirometry. - Clin. Sc., 1949, 8, 21-30
- (5) SVANBERG L. Influence of posture on the lung volumes, ventilation and circulation on normals. A spirometric-bronchospirometric investigation. - Scand. J. of Clin. Lab. Invest., 1957, 9, supplément 25, 195 p.
- (6) BECKLAKE M.R. A new index of the intrapulmonary mixture of inspired air. - Thorax, 1952, 7, 111.
- (7) ROBERTSON J.S., SIRI W.E. et JONES H.B. Lung ventilation patterns determinated by analysis of nitrogen elimination rates; use of the mass spectrometer as a continuous gas analyser. - J. Clin. invest., 1950, 19, 577.
- (8) FOWLER W.S., CORNISH E.R.J.R. et KETY S.S. — Lung function studies. VIII. Analysis of alveolar ventilation and pulmonary N2 clearance curves. - J. Clin. Invest., 1952, 31, 140.
- (9) LUNDIN G. Alveolar ventilation (in normal subjects) analysed breath by breath as nitrogen elimination during oxygen breathing. Scand. J. Clin. Lab. Invest., 1955, 7, suppl. 20, 39-51.
- (10) FLEISCH A. Le métabographe. Appareil pour l'enregistrement direct chez l'homme de la consommation d'oxygène, de la production de gaz carbonique, de l'amplitude respiratoire, du débit et de l'équivalent ventilatoire et du quotient respiratoire. - Helv. Physiol. Acta, 1953, 11, 361-394.
- (11) FLEISCH A. Nouvelles méthodes d'études des échanges gazeux et de la fonction pulmonaire - Bâle, Schwabes, 1954.
- (12) HOUBERECHTS A. L'activité de l'Institut d'Hygiène des Mines au cours de l'année 1957. - Annales des Mines de Belgique, 1958, 5° livraison, 373/386.
- (13) VAN WIJMEERSCH L., PATIGNY J. et MOREAU J. — Intérêt et valeur du métabographe de Fleisch pour l'étude des modifications respiratoires à l'effort. - Communication de l'Institut d'Hygiène des Mines, 1958, n° 157, 33 p.
- (14) FLEISCH A., GALLETTI P.M., HAAB P. et GIL-LARD A. — Etude critique de la mesure des échanges respiratoires par le métabographe de Fleisch (communication personnelle d'un travail à paraître).
- (15) LAVENNE F. Le retentissement cardio-vasculaire de la silicose et de l'anthracosilicose. Contribution à l'étude du « Cor pulmonale ». - Rev. Belge Pathologie et Médecine Expérimentale, 1951, 21, suppl. VI, 264 p.
- (16) FERRER M.I., HARVEY R.M., CATHCART R.T., WEBSTER C.A., RICHARDS D.W. et COUR-NAND A. — Some effects of digoxin upon the heart and circulation in man. Digoxin in chronic cor pulmonale. - Circulation, 1950, 1, 161-186.
- (17) COURNAND A. Some aspects of the pulmonary circulation in normal man and in chronic cardiopulmonary diseases. Circulation, 1950, 2, 641-657.
- monary diseases. Circulation, 1950, 2, 641-657.

  (18) TOUSSAINT C. La pression ventriculaire droite chez les anthraco-silicotiques. Acta Clin. Belgica, 1952, 7, 458-464.
- (19) BOLLINELLI R., LE TALLEC Y. et BOLLINELLI M. — Les résultats de l'exploration hémodynamique dans les silicoses pseudotumorales. - J. français de Méd. et Chir. thoraciques, 1957, 11, 594-603.

- (20) KREMER R. et BRASSEUR L. L'hémodynamique dans les pneumoconioses. Premiers résultats. - Communication de l'Institut d'Hygiène des Mines, 1958, n° 150, 20 p.
- (21) LAVENNE F. Le cœur pulmonaire dans les pneumoconioses. Anatomo-pathologie des vaisseaux pulmonaires. Relation entre les troubles de la ventilation et l'hypertension artérielle pulmonaire. - III° Congrès Mondial de Cardiologie. Résumés des Round Table Conferences, Bruxelles 1958, 76-80.
- (22) LAVENNE F., MEERSSEMAN F., KREMER R. et BRASSEUR L. — Le cœur pulmonaire chronique dans les pneumoconioses. Importance relative des altérations vasculaires et du déficit ventilatoire dans sa pathogénie. - Cardiologia. 1959 (à paraître).
- térations vasculaires et du déficit ventilatoire dans sa pathogénie. - Cardiologia, 1959 (à paraître). (23) DONALD K.W., BISHOP J.M., CUMMING G. et WADE O.L. — The effects of exercise on the cardiac output and circulatory dynamics of normal subjects. -Clinical Science, 1955, 14, 37-73.
- (24) BOLT W. et ZORN O. Intrakardiale Druckmessungen bei Silikose. Verh. dtsch. Ges. inn. Med., 1950, 56, 179-180.
- (25) BOLT W. et ZORN O. Intrakardiale Druckmessungen bei Silikose. - Beitr. Klin. Tuberk., 1951, 105, 100-107.
- (26) LAVENNE F. et MEERSSEMAN F. Anatomie pathologique de la circulation pulmonaire. - Acta cardiol., 1954, 9, 343-369.
- (27) MEERSSEMAN F. Les lésions élémentaires de la pneumoconiose des houilleurs belges. Confrontation entre les documents anatomo-pathologiques et l'anamnèse professionnelle. - Communication de l'Institut d'Hygiène des Mines, 1958, n° 152, 35 p.
- (28) GILSON J.C. et HUGH-JONES P. Lung function in coalworkers' pneumoconiosis. Medical Research Council, Spec. Rep. Series n° 290. Londres, H.M.S.O., 1955, 266 p.
- (29) SADOUL P., PILLOT P. et AUBERTIN N. Remarques sur le cœur pulmonaire chronique dans les pneumoconioses. Arch. Mal. profes., 1956, 17, 361-364.
- (30) SADOUL P. Exploration de la fonction pulmonaire dans les pneumoconioses. - In Comptes rendus du 27° Congrès International de Langue Française de Médecine du Travail, Médecine Légale, Médecine Sociale, Strasbourg, 1954, 62-240.
- Sociale, Strasbourg, 1954, 62-240.

  (31) MacILHANY M.L. et SADOUL P. Intérêt des épreuves à l'acétylcholine pour l'étude fonctionnelle des insuffisants respiratoires. Communication faite lors du 4° Congrès International de l'American College of Chest Physicians, Cologne, août 1956.
- (32) RUYSSEN L., DECHOUX J. et LAURENS. Les formes dites pseudotumorales dans les pneumoconioses des mineurs de charbonnages. Retentissement fonctionnel. Pronostic. Thérapeutique. Rapport présenté aux 3°s Journées Françaises de Pathologie Minière, Paris, 25-26 octobre 1956.
- (33) TIFFENEAU R. et BEAUVALLET M. Production exclusive d'effets pulmonaires locaux par inhalation d'aérosols d'acétylcholine. Son utilisation comme test d'insuffisance respiratoire. La Semaine des Hônitaux de Paris 1945 21 154-155
- pitaux de Paris, 1945, 21, 154-155.

  (34) TIFFENEAU R. et DRUTEL P. Les aérosols d'acétylcholine dans l'exploration fonctionnelle des poumons. Etude de leurs actions motrice et sensitive. Applications pratiques. Le Poumon et le Cœur, 1955, 11, 385-468.
- (35) MINETTE A. et VAN WYMEERSCH L. Action des poussières et d'agents pharmacodynamiques sur la fonction respiratoire. 6° partie: Résultats des aérosols d'acétylcholine dans un groupe de 182 houilleurs. Communication de l'Institut d'Hygiène des Mines, 1958, n° 155, 30 p.
- (36) HOUBERECHTS A. L'activité de l'Institut d'Hygiène des Mines au cours de l'année 1956. - Annales des Mines de Belgique, 1957, 5, 372-406.
- (37) COUGH J. Pneumoconiosis in coalworkers in Wales. - Occupational Med., 1947, 4, 86-97.

- (38) GOUGH J. et WENTWORTH J.E. The pathology of the pneumoconiosis of coalworkers in Wales. A new technique for study of lung pathology. Proceedings of the 9th International Congress of Industr. Med., Bristol, Wright, 1949, 661-665.
  (39) HEPPLESTON A.G. The essential lesion of Dathon.
- (39) HEPPLESTON A.G. The essential lesion of pneumoconiosis in Wesh coalworkers. - J. Path and Bact., 1947, 59, 453-460.
- (40) HEPPLESTON A.G. Pathological anatomy of simple pneumoconiosis in coalworkers. - J. Path and Bact., 1953, 66, 235-246.
- (41) FIRKET J. Les réactions des tissus pulmonaires chez nos mineurs de charbonnage. - Revue Médicale de Liège, 1952, 7, 641-653.
- (42) di BIASI W. Pathologische Anatomie der Silikose. Beitr. z. Silikose Forsch., 1949, Heft 3, 95 p.
  (43) FRUHLING L. et CHAUMONT A J. La silicose
- (43) FRUHLING L. et CHAUMONT A J. La silicose pulmonaire. Données anatomopathologiques et statistiques. - Rapports. XXVII° Congrès International de Médecine du Travail, Médecine Légale et Médecine Sociale, Strasbourg, Ed. du Congrès, 1954, 383-444.
- (44) LAVENNE F. et BELAYEW D. Problèmes médicaux soulevés par le travail aux températures élevées. 3° partie. Entraînement des sauveteurs aux hautes températures. Communication de l'Institut d'Hygiène des Mines, 1954, n° 123, 35 p.
  (45) HOUBERECHTS A. L'activité de l'Institut d'Hy-
- (45) HOUBERECHTS A. L'activité de l'Institut d'Hygiène des Mines au cours de l'année 1954. - Annales des Mines de Belgique, 1955, 3° livraison, 373-410.
- (46) LEYH P. Problèmes médicaux soulevés par le travail aux températures élevées. 4° partie : Le maintien de l'accoutumance aux hautes températures. Communication de l'Institut d'Hygiène des Mines, 1957, n° 149, 38 p.
- (47) BLOCKLEY W.V. et TAYLOR C.L. Heat Pip. Air Condit., 1949, May, p. 111 in LADELL W.S.S. Brit. J. Industr. Med., 1955, 12, 111-125.
- (48) LEYH P. Problèmes médicaux soulevés par le travail aux températures élevées. 5° partie: Entraînement de sauveteurs à des températures sèches supérieures à 45° C avec une humidité relative voisine de 50 %. - Communication de l'Institut d'Hygiène des Mines. 1958. n° 156. 45 p.
- Mines, 1958, n° 156, 45 p.

  (49) CAPLAN A. A critical analysis of collapse in underground workers on the Kolar goldfield. Bulletin of the Institution of Mining and Metallurgy, 1943, n° 463, 12-70.
- (50) EICHNA L.W., ASHE W.B., BEAN W.B. et SHELLEY W.B. The upper limits of environmental heat and humidity tolerated by acclimatized men working in hot environments. J. of Industr. Hygand Toxicology, 1945, 27, 59-84.
  (51) ROBINSON S., TURELL E.S. et GERKING S.D. —
- (51) ROBINSON S., TURELL E.S. et GERKING S.D. Physiologic equivalent conditions of air temperature and humidity. - Am. J. Phys., 1945, 143, 21-32.
- (52) BIDLOT R. et LEDENT P. Que savons-nous des limites de température humainement supportables? Communication de l'Institut d'Hygiène des Mines, 1947, n° 28, 14 p.
- 1947, n° 28, 14 p.
  (53) BIDLOT R. et LEDENT P. Climatisation souterraine. Revue Universelle des Mines, 1950, 93, 173-186

- (54) WYNDHAM C.H., VAN DER MERWE BOUWER W., PATERSON H.F. et DEVINE M.G. Practical aspects of recent physiological studies in Witwatersrand gold mines. J. Chem. Metall. and Min. Soc. of South Africa, 1953, 53, 287-306; 1954, 55, 58-60.
- (55) HORNE G.O. et WEINER J.S. Résumé et classification des troubles causés par la chaleur. Communication faite au Groupe de Travail « Travail aux Hautes Températures » de la Communauté Européenne du Charbon et de l'Acier, le 28 avril 1956.
- (56) DEGUELDRE G. Prélèvements de poussières sur une longue période dans un charbonnage témoin. 1<sup>re</sup> partie: Validité des mesures faites à la « hand-pump P.R.U. » dans les chantiers d'abattage. - Communication de l'Institut d'Hygiène des Mines, 1958, n° 151, 64 p.
- (57) CARTIGNY S. Dosage de la silice dans les poussières de roches. 2° partie : Etude critique des méthodes de dosage de la silice libre par voie chimique. Communication de l'Institut des Mines, 1958, n° 154, 35 p.
- (58) HOUBERECHTS A., CARTIGNY S. et DEGUEL-DRE G. Etude comparative de solutions tensio-actives destinées à la lutte contre les poussières dans les mines. Critères concernant leur efficacité. Communication de l'Institut d'Hygiène des Mines, 1955, n° 133, 36 p.
- (59) HOUBERECHTS A. L'activité de l'Institut d'Hygiène des Mines au cours de l'année 1955. - Annales des Mines de Belgique, 1956, 3 et 4, 375-402 et 599-629.
- (60) PATIGNY J. Etude de la ventilation des mines par l'analogie électrique. Revue Universelle des Mines, 1958, XIV, 381-416.
- (61) de CROMBRUGGHE O. et PATIGNY F." Ventilation minière. Méthodes récentes pour l'étude de réseaux maillés. - Bulletin Technique de l'Union des Ingénieurs sortis des Ecoles Spéciales de l'Université de Louvain, 1958, 3, 145-162.
- (62) de CROMBRUGGHE O. et REMACLE J. Ventilation minière. Calcul des réseaux maillés. Annales des Mines de Belgique, 1958, 10e livraison, 875-897.
- (63) BELDING H.S. et HATCH T.F. Index for evaluating heat stress in terms of resulting physiological strains. Heating, Piping and Air Conditioning, 1955, 27, 129-136.
- (64) DUPUY R. Caractéristiques physiques d'une ambiance. Note sur l'indice de contrainte thermique de Belding et Hatch. Chauffage, Ventilation, Conditionnement, 1956, 33, 13-24.
- (65) MISSENARD A. Coefficient de charge thermique dans les ambiances chaudes. - Industries thermiques, 1957, décembre, 735-752.
- (66) BEDFORD T. Environmental warmth and its measurement. - Medical Research Council. War Memorandum n° 17. London, H.M.S.O., 1946, 40 p.
- (67) MARTINSON M.J. Determining the friction factors of n° 2 and 3 shafts, Harmony Gold Mining Cy, by means of scale models. Journal of the Mine Ventilation Society of South Africa, 1957, 10, 51-63.

## La gazéification souterraine en U.R.S.S.

## par O. de CROMBRUGGHE,

Ingénieur Divisionnaire aux Charbonnages de Winterslag (\*)

#### NOTE LIMINAIRE

Dans le cadre des échanges d'information technique et de spécialistes recommandés par le Groupe de travail spécial des problèmes du gaz de la Commission Economique pour l'Europe, un échange d'ingénieurs a été mis sur pied entre les organisations professionnelles de l'U.R.S.S. et la Belgique au cours des mois de septembre et octobre 1958.

La mission russe se composait de M<sup>me</sup> E. Krems, M. Basil Tchernovol et M. Bragine, et a séjourné en Belgique du 21 septembre au 1<sup>er</sup> octobre 1958, tandis que la mission belge a visité la Russie du 10 au 20 octobre. Elle était composée de MM. R.H. Touwaide, chef de mission, J. De Croes et O. de Crombrugghe et fut mise sur pied par la Fédération de l'Industrie du Gaz et par l'Institut National de l'Industrie charbonnière.

La mission belge souhaitait se rendre compte de la situation générale de l'industrie du gaz en U.R.S.S. et de ses perspectives, et plus particulièrement du développement actuel de la gazéification souterraine dans ce pays, tant sous l'aspect de la production que de l'utilisation de ce genre de gaz.

Les experts belges ont pu avoir accès à toute la documentation désirable pour accomplir leur mission; ils ont pu visiter sans réserve les installations et les chantiers.

Les entretiens avec les spécialistes russes ont été empreints d'une franchise et d'une cordialité qui ont grandement facilité leur tâche.

Les membres de la mission se plaisent à remercier toutes les personnalités avec lesquelles ils ont eu des contacts, et spécialement M. M. Sidorenko, qui avait tenu à les accueillir et à veiller à ce que toutes les facilités leur soient accordées et qui avait mis à leur disposition pendant toute la durée de leur séjour M. R. Leshiner et M. Vladimir Prjisezki.

Le concours de ces deux personnes a été des plus précieux pour la réussite de la mission, le premier, par son étonnante érudition et ses connaissances techniques et économiques approfondies, le second, grâce à sa parfaite connaissance de la langue française. Qu'ils veuillent bien trouver ici l'expression de la vive reconnaissance des membres de la mission.

R.H.T.

De commun accord, la Fédération de l'Industrie du Gaz et l'Institut National de l'Industrie Charbonnière ont confié la publication de la première partie du présent rapport à la « Revue Générale du Gaz » et la deuxième partie aux « Annales des Mines de Belgique ».

Des tirés-à-part, réunissant les deux parties, seront disponibles après publication dans les deux revues susdites et pourront être obtenus à la Figaz et à Inichar.

\* \* \*

<sup>(\*)</sup> Mr. de Crombrugghe a participé à une mission en U.R.S.S. au double titre de délégué de la S.A. des Charbonnages de Winterslag et de chargé de mission par l'Institut National de l'Industrie Charbonnière.

#### SAMENVATTING

Sedert 1940 heeft de ondergrondse vergassing in de U.S.S.R. veel vooruitgang gemaakt. Terwijl vóór de oorlog slechts afgezonderde experimenten uitgevoerd werden, werken er nu sedert verschillende jaren piloot-installaties volkomen regelmatig en men staat op het punt installaties op een werkelijk industriële schaal in gang te zetten, waarvan de rendabiliteit verzekerd is.

Met de huidige werkmetodes, die grondig verschillen van de vooroorlogse proeven, wordt de ondergrondse voorbereidingsarbeid volledig uitgeschakeld.

De horizontale bruinkolenlagen, op geringe diepte, worden ontsloten bij middel van een net boringen, met tussenafstanden van 25 tot 35 m. ledere boring wordt gebruikt eerst voor het inblazen van lucht, en daarna voor het opvangen van het gas.

De hellende steenkoollagen worden uitgebaat bij middel van schuine boringen, die van uit de dagzoom volgens de laag geboord worden. Deze boringen vangen het gas op. De lucht wordt ingeblazen bij middel van andere boringen, die door het nevengesteente geboord zijn en de laag op een bepaalde diepte aansnijden.

De ondergrondse verbinding tussen de boringen wordt over afstanden van 20 tot 40 m tot stand gebracht door een van de volgende metodes :

- inblazen van perslucht in de laag, terwijl het vuur zich tegen de lekkende luchtstroom heen verplaatst;
- verwarming van de kolen door een elektrische stroom;
- doorbreken van de laag bij middel van een zeer hoge waterdruk;
- horizontaal uitwijken van « gerichte » boringen.

In het bruinkolenbekken van Moskow werkt een vergassingstation regelmatig sedert 12 jaar. Per jaar produceert het 400 millioen m³ gas met 800 kcal/Nm³. Een ander station wordt in werking gebracht: het zal binnenkort gas leveren voor een gasturbine van 12 MW.

De vergassing van de eigenlijke steenkolen werd in het Donetzbekken beproefd, en zal onmiddellijk een toepassingsgebied vinden in het Kuznetzkbekken (Siberië), waar een piloot-installatie reeds gas levert met 1.000 kcal/Nm³.

Twee industriële stations zijn in bouw. Zij werden ontworpen om jaarlijks 1 tot 2 miljard  $m^3$  gas met 800 ... 1.000 kcal/ $Nm^3$  te produceren. Verdere ontwerpen voorzien installaties van 10 tot 20 miljard  $m^3$  per jaar.

Het geproduceerd gas is hoofdzakelijk bestemd voor de ontwikkeling van elektrische drijfkracht. Het kan echter ook voor industriële ovens, in de onmiddellijke nabijheid van de vergassingstations, gebruikt worden.

De in de U.S.S.R. ontwikkelde werkwijzen zijn toepasselijk op regelmatige, horizontale of hellende afzettingen, op geringe diepte (tot nu toe 200 m) en met een voldoende uitgestrektheid (enkele tientallen km²). Het proces schijnt inderdaad alleen rendabel to kunnen zijn wanneer het op grote schaal toegepast wordt. Bovendien moet men over de grondoppervlakte gedurende 2 tot 3 jaar kunnen beschikken.

### RESUME

Depuis 1940, la gazéification souterraine a fait, en U.R.S.S. de grands progrès. Du stade d'essais isolés, avant guerre, on est passé depuis plusieurs années au stade d'installations pilotes en marche régulière, et on est maintenant sur le point de réaliser des installations vraiment industrielles, rentables par elles-mêmes.

Les méthodes actuelles, très différentes des premiers essais, ont éliminé complètement les travaux souterrains pour la préparation des chantiers.

Les gisements horizontaux de lignite, à faible profondeur, sont gazéifiés à partir d'un réseau de sondages distants de 25 m à 35 m, servant successivemnt à souffler l'air et à recueillir le gaz.

Les gisements pentés de charbon dur sont exploités au moyen de sondages inclinés, forés dans la couche à partir de l'affleurement et destinés à recueillir le gaz, tandis que l'air est soufflé par des sondages forés en roche et recoupant la couche en profondeur.

La liaison souterraine entre les sondages est réalisée sur des distances de 20 à 40 m, soit par filtration d'air comprimé à travers la couche, avec remontée du feu contre le courant d'air, soit par échauffement du charbon au moyen d'un courant électrique, soit par fracturation au moyen d'une pression hydraulique très élevée, soit enfin par des sondages déviés horizontalement.

Dans les lignites du bassin de Moscou, une station fonctionne régulièrement depuis 12 ans. Elle produit par an 400 millions de m³ de gaz à 800 kcal/Nm³. Une autre est en démarrage et alimentera prochainement une turbine à gaz de 12 MW. La gazéification de charbons durs, expérimentée dans le Donetz, trouvera un champ d'application immédiat dans le bassin de Kouznetzk (Sibérie) où une station pilote produit déjà du gaz à 1.000 kcal/Nm³.

Deux stations industrielles sont en construction. Elles sont conçues pour produire par an 1 à 2 milliards de  $m^3$  de gaz à 800 ... 1.000 kcal/ $\tilde{m}^3$ . Des projets existent pour des installations de 10 à 20 milliards de  $m^3$ /an.

Le gaz produit est destiné en principe à la production de courant électrique. Il peut également servir à la chauffe de fours industriels, à proximité immédiate des stations.

Les techniques utilisées actuellement en U.R.S.S. sont applicables à des gisements réguliers, plats ou pentés, à faible profondeur (actuellement jusqu'à 200 m), et d'une certaine extension (quelques dizaines de km²), car le procédé n'est rentable que s'il est appliqué à grande échelle. Il faut pouvoir disposer de la surface du sol pendant 2 à 3 ans.

#### TABLE DES MATIERES

ο.	Généralités						•••		•••			• • • •		(4)		482
1.	Technologie	NO. 300 110	****		000			ww.	• • • • •			• 1000		• (4)		482
	10.	Evolution der	uis 1940			100			(1)						• • •	482
	11.	Gisements ho	rizontaux	de ligni	te											483
		110.	Principe	de la m	éthod	le										483
		111.	Disposit	ion des	sonda	ages		4						• 4		484
			Creusem			_					• • •			• •		486
			Timing								• • •				• • •	486
		114.	Raccord	ement d	es so	ndag	es		• • •		• • •				• • •	486
			Drainag				***		***	***	•••			• • •	• • •	487
	12.	Gisements in			• • •			• • •	111	• • •		•••		• • •	• • •	487
			Principe	201							• • •	• • (*)			• • •	487
			Disposit	122	120	0.00		• • •	* • •	• • •	• • •			***	• • (4)	488
			Creusem			-			***	• • •	• • •	• • (6)	• • •		• • (1)	488
			Timing					• • •	***			• • •	• • •	3	• • (4)	490
			Raccord		es so	ndag	es			• • •	• • •				• • •	490
			Drainag				• • •		÷	• • •	• • •		• • •	•••		490
	13.	Etablissement			ouche	9	• • •		Ų.,	• • •						491
			Générali				• • •				***	• • •	***			491
			Procédé				-				• • •				• • •	491
			Procédé		ou à	l'eau	ı - h	aute	press	sion			• • •		• • •	491
			Monitor		• • •	(*,*,*	***		3.55					***		492
			Electro-I	0.00				•••		• • •					• • •	492
			Forage	_				• • •	• • •			*.**	* * *,	83.		493
	14.	Circuits des		***				• • •		• • •	• • •	••,•/;		* • •	• • •	494
			Soufflag	_	• (3)			• • •	(a,	••(8)	• • •	• • •			• • •	494
			Aspiration					• • •		• • •	• • •	• • •	• • •	9	• • (a)	495
		_	Tuyaute					• • •	***	• • •	• • •		• • •		• • 60	495
			Conditio					• • •	* . •	• • •	• • •			*		496
	15.	Mécanisme de					• • •	• • •		• • •						496
			Générali	200	10.00			• • •		• • •	• • •					496
			Déplace				. 10	• • •			• • •					496
			Dynamic	-				zeux	• • •		• • •					497
			Cinétiqu				***	• • •	•••		• • •		• • • •		• • •	499
			Bilan n		• • •		•••	• • •		• • •	• • •	•••	•••	***		500
			Bilan th				• • •	• • •			• • •	12.5	• • •	* • •	10	503
		156.	Essais a	vec oxy	gene	et va	peur									504

160. Généralités						***	•••	500
161. Autopsies de chantiers					* * * *	***	• • •	500
162. Pourcentage d'utilisation				• • • • • •	•••		• • •	507
163. Remblayage				•••	• • •		• • •	507
164. Affaissements de terra							• • •	508
165. Exploitation de couch						***	***	500
166. Récupération du maté	riel	***	•••			***	•••	509
a Lattest of Cartes II and the real of								
2. Instituts et Stations de gazéification souterraine	•••		• • •		***	• 69	• • • •	510
20. Instituts de Recherches								510
200. Organisation générale					í ex			510
201. Institut de recherche f	fondan	nentale	à M	oscou				510
202. Institut de planning à	Stalin	no			4			510
21. Station de Toula								511
22. Station de Schatskaïa							++•	515
23. Station d'Angren								516
24. Station de Lissitchansk					• • •			517
25. Station de Kaminskaïa							0.00	520
of Clair I V AI · I ··		. (6).						521
27. Remarques générales								522
								, ,
3. Aspects économiques								523
•						ă.		3
			***				• • •	523
The state of the s			•••				• • •	523
301. Présentation des résult				• • • • • • • • • • • • • • • • • • • •	• • •			523
302. Interprétation des résul				***		• • •	• • •	523
31. Main-d'œuvre			•••		• • •		• • •	524
			•••	•••	50.00	• • •		524
			• • •			• • •	• • •	524
Care II				• • • • • • • • • • • • • • • • • • • •			***	524
				· · · ·			• • •	524
321. Stations en constructio	n				+ + +		• • •	525
	• • • • • • • • • • • • • • • • • • • •			-25		•••	• • •	··· 525
			8	90	2.52	• • • •	• • •	··· 525
	•••		• • •			• • •	• • •	526
						•		
35. Coût des méthodes de préparation d	les ch	antiers	• • •			* • •		526
			••		• 550		%	526
					• • •			526
352. Sondages dirigés hori						• • •		526
353. Liaison par air à moye		ression			• • •	• • •	* * *	526
354. Liaison par voie électri	3	• • •			F . (1)	• • •	4 V 4	527
			• • •					527
37. Coût de production du gaz					***			527
31							• • •	527
371. Station de Lissitchans				·	• • •			528
372. Stations en construction						• • •		528
373. Stations en projet dan	Contract #1						• • •	529
38. Comparaison gazéification souterrain					e			529
380. Station de Toula		±100 to 0						529
381. Stations de Schatskaï							• • •	530
382. Stations du Kuzbass	0.2							530
39. Utilisation du gaz dans les centrales	s élect	triques	***					530
4. Perspectives de la gazéification souterraine				32.1				531
40. Perspectives en U.R.S.S			-	44000		 I 7		531
400. Place de la gazéification	on sou	uerraine	aan	s i ecoi	iomie	ae I	ener	gie 531

401.	Perspectives immédiates	532
402.	Prévisions à longue échéance	532
	Conclusions	533
41. Applicabilité	de la gazéification souterraine	533

#### 0. GENERALITES

Après 25 ans d'essais divers, la gazéification souterraine est, en U.R.S.S., en train de passer du stade d'installations pilotes au stade industriel proprement dit.

Six stations de gazéification souterraine sont actuellement en activité ou en cours de construction.

Deux d'entre elles sont des installations expérimentales, déjà anciennes, qui ont permis aux techniciens soviétiques d'acquérir une vaste expérience, dans des conditions très diverses.

Deux autres stations sont des installations industrielles dont l'échelle est encore modeste, mais qui sont appelées à se développer rapidement.

Enfin, deux installations sont en construction et entreront en service dans un avenir rapproché (± 1 an). D'autres stations à plus grande échelle sont à l'état de projet.

Les installations en service actuellement produisent du gaz pauvre (800 à 1.000 kcal/m³) destiné à la production d'énergie électrique ou à la chauffe de fours industriels dans un rayon de quelques kilomètres autour des stations de gazéification. Cellesci produisent actuellement chacune 600.000 à 1.200.000 m³ de gaz par jour, ce qui correspondrait à une puissance électrique de l'ordre de 7 à 15 MW si le gaz était utilisé intégralement dans des centrales. Cependant, les travaux de construction et d'extension en cours d'exécution doivent porter la puissance de certaines stations à 100 MW.

Des essais se poursuivent, notamment avec de l'air suroxygéné, en vue de l'obtention d'un gaz riche en hydrogène, destiné à la synthèse de l'ammoniaque. On en est cependant encore, dans ce domaine, au stade de la recherche.

## 1. TECHNOLOGIE

#### 10. Evolution depuis 1940.

Les techniques expérimentées avant la guerre (1932-1940) se divisaient en quatre groupes :

a) La méthode par chambres (combustible abattu par les moyens classiques ou ébranlé à l'explosif et entassé sur place dans des chambres souterraines). Cette méthode a été rapidement abandonnée (travaux souterrains importants — fonctionnement irrégulier) (fig. 1).

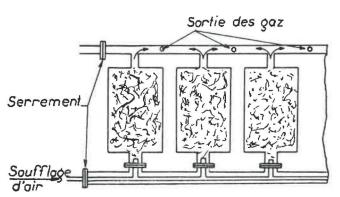
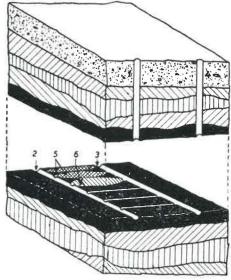


Fig. 1. — Principe de la méthode de gazéification par

b) La méthode par trous forés en couche (trous forés dans la couche parallèlement aux épontes et



- 1. Puits d'entrée d'air
- 2. Galerie d'oir
- 3. Golerie de gaz
- 4. Puits de sortie des gaz
- 5. Trous épuises
- 6. Trou en fonctionnement

Fig. 2. — Principe de la méthode des trous forés en couche.

reliant deux galeries souterraines parallèles). Cette méthode a donné les meilleurs résultats technologiques, mais exigeait trop de travail souterrain et ne se prêtait guère au travail à grande échelle (fig. 2).

c) La méthode par courant (l'air contournait un panneau au moyen d'un chenal creusé à la main et l'entamait comme une taille rabattante). Cette méthode paraissait seule capable d'assurer des grandes productions, mais le contrôle de la qualité du gaz était difficile. Elle avait fait en U.R.S.S. l'objet des réalisations les plus poussées et se trouvait à la base de la plupart des essais effectués dans d'autres pays (fig. 3).

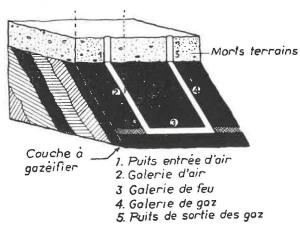


Fig. 3. — Principe de la méthode par courant (taille rabattante).

d) La méthode par percolation (l'air traversait la couche entre deux sondages grâce à la porosité du combustible). Cette méthode paraissait limitée à certains combustibles et à des systèmes de faible dimension (fig. 4).

panneaux à gazéifier. Les sondages en couche ont été conservés, du moins en charbon dur, pour la collecte du gaz. La méthode par percolation enfin s'est largement développée pour la gazéification du lignite.

A ces éléments anciens, sont venus s'ajouter des éléments nouveaux dont les principaux sont :

- les procédés de liaison en couche entre sondages par courant électrique ou par haute pression (eau ou air comprimé);
- les perfectionnements apportés aux méthodes de forage (sondages « dirigés »).

Les méthodes actuelles résultent de la combinaison judicieuse de ces nouveaux éléments avec les anciennes techniques, de façon à adapter le mieux possible le procédé aux caractéristiques du gisement à exploiter : nature du combustible et des terrains encaissants, puissance et inclinaison des couches, humidité du terrain, etc.

En fait, nous pouvons distinguer deux types bien distincts dans les gisements auxquels la gazéification souterraine a été appliquée jusqu'ici :

- 1) couches de lignite, horizontales et relativement puissantes, à des profondeurs de 50 à 150 m:
- couches de charbon gras, fortement inclinées, de puissance variable, affleurant sous un revêtement peu épais de terrains récents (10 à 40 m).

Nous décrirons séparément les méthodes appliqués à l'un et l'autre cas.

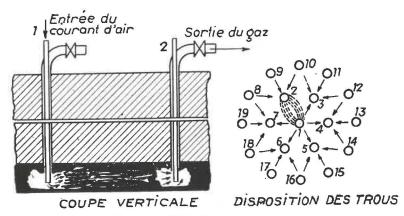


Fig. 4. — Méthode par percolation.

Les techniques actuelles ont profondément évolué par rapport aux précédentes. Elles se caractérisent par l'élimination complète des travaux souterrains, la couche de combustible étant atteinte exclusivement par des sondages forés à partir de la surface.

De la méthode par courant, on a conservé le découpage et la disposition générale rabattante des II. Gazéification du lignite en couches horizontales à faible profondeur.
110. Principe.

La méthode décrite ici est applicable à des couches horizontales, d'une puissance de quelques mètres, d'un combustible poreux et riche en cendres peu fusibles. Elle a été utilisée jusqu'ici à des profondeurs de 50 m environ, mais une installation est en construction sur un gisement situé à 150 m de profondeur.

La couche est atteinte par des sondages forés à partir de la surface et débouchant dans le charbon. Après avoir autant que possible asséché le gisement, on souffle de l'air dans une série de trous (3.000 à 5.000 Nm³/h d'air par trou). Cet air circule dans les fissures ou filtre à travers la couche de lignite incandescent qui brûle ou se gazéfie plus ou moins complètement. On récolte par d'autres son-

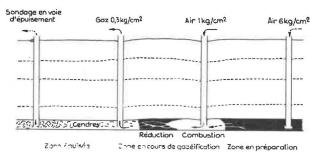


Fig. 5. — Principe de la gazéification souterraine d'une couche horizontale, à faible profondeur (coupe).

dages un gaz à 800 ... 900 kcal/Nm³ dont les éléments combustibles consistent essentiellement en H<sub>2</sub> et CO, le premier étant généralement un peu plus abondant que le second (fig. 5).

#### 111. Disposition des sondages.

Les sondages sont implantés dans le panneau à gazéifier suivant un quadrillage dont les mailles ont 25 à 35 m dans les deux sens. On travaille généralement par lignes de 8 ou 10 trous, soit sur un front de 200 à 300 m correspondant à la largeur du panneau. La longueur de celui-ci n'est limitée que par la régularité du gisement et peut atteindre plusieurs kilomètres.

Normalement, dans ce procédé, le feu progresse vers l'amont du courant d'air. Les trous de captage du gaz se trouvent donc dans la zone brûlée et la zone en combustion se déplace vers la ligne des sondages de soufflage. Quand ceux-ci sont atteints, ils deviennent à leur tour collecteurs de gaz, et l'air est soufflé par une nouvelle ligne de sondages, préparés entretemps dans le gisement vierge (fig. 6).

Pour démarrer un chantier, il faut d'abord allumer la couche et établir la liaison entre les 8 ou 10 trous de la ligne de départ. Les procédés utilisés à cet effet sont décrits au chapitre 13. La jonction étant opérée, on entretient la combustion en souf-flant de l'air par exemple dans un trou sur deux et en aspirant par les autres trous le gaz formé. On crée ainsi une zone de réaction étroite (quelques mètres ou fractions de mètres) sur ± 200 m de longueur (fig. 7).

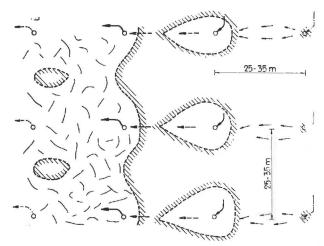


Fig. 6. — Principe de la gazéification d'une couche horizontale, Plan.

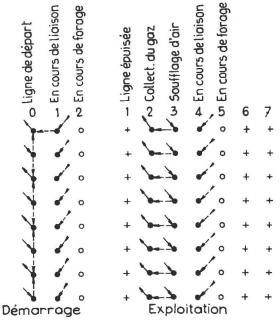


Fig. 7. — Disposition des sondages au cours du démarrage et de l'exploitation d'un panneau.

On creuse alors les sondages de la deuxième ligne et on les relie un à un au système précédent (mêmes procédés de liaison). A partir de ce moment, les nouveaux sondages servent d'entrée d'air, et ceux de la première ligne sont tous raccordés au collecteur de gaz. Les liaisons entre les nouveaux trous et les anciens s'élargissent progressivement, le feu entamant les stots laissés entre elles jusqu'à disparition complète.

On creuse alors une troisième ligne de trous, que l'on relie de la même façon à la seconde. Quand le charbon compris entre les deux premières lignes est épuisé, la troisième ligne devient entrée d'air, la deuxième, collecteur du gaz, et la première est mise hors service, et ainsi de suite.

En principe, les sondages sont creusés verticalement. Cependant, si la couche à gazéifier est épais-

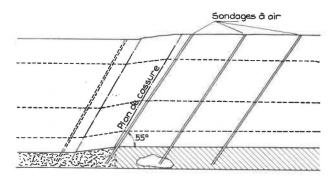


Fig. 8. — Sondages inclinés pour la gazéification d'une couche puissante horizontale (projet d'Angren) (coupe).

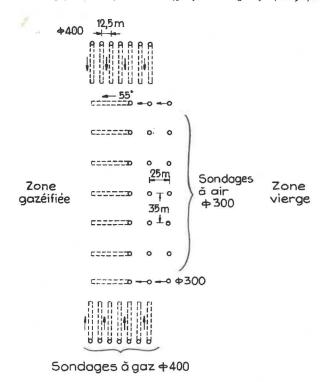


Fig. 9. — Couche puissante. Plan.

se, on peut craindre que l'affaissement du terrain consécutif à la gazéification du charbon ne détruise les sondages pendant la première ou la deuxième phase de leur utilisation. Dans ce cas, on les fore avec une inclinaison de 50 à 60°, légèrement inférieure à celle du talus naturel (ou plutôt des plans limites d'influence). Seule, la première ligne est forée verticalement. Les autres sont inclinées, le pied

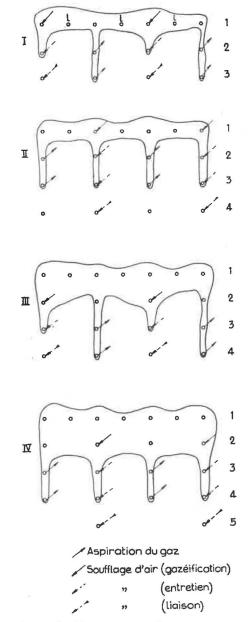


Fig. 11. — Soufflage inversé. Projet de réalisation. (N.B. Les trous 1 ne servent qu'à l'établissement de la liaison de la première ligne).

vers la zone brûlée, de façon à rester en dehors des mouvements de terrains, tout au moins pendant la phase de soufflage d'air. Le gaz est dans ce cas prélevé par les trous situés aux extrémités de chaque

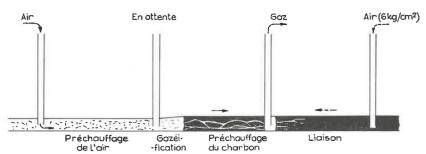


Fig. 10. — Schéma de soufflage inversé. Principe.

ligne, en bordure du panneau. Ces trous ont un diamètre plus grand que les autres. Ils sont inclinés comme eux, le pied vers l'intérieur du panneau (fig. 8 et 9).

D'autres variantes sont possibles. On envisage, par exemple, d'inverser le courant dans une partie des trous, de façon à souffler l'air dans la zone épuisée, et à faire passer le gaz, après réaction, le long du combustible en place, pour le collecter finalement en avant du front, de façon à réaliser le séchage et le préchauffage du combustible, ce qui assure la meilleure utilisation de la chaleur sensible du gaz et des terrains et doit, comme le montrent les essais effectués, améliorer nettement les conditions de la gazéification (fig. 10 et 11).

#### 112. Creusement et tubage des sondages.

Les sondages sont forés suivant les procédés classiques au diamètre de 250 mm. A Toula, où la profondeur est de 50 m et où les terrains sont des sables et des argiles consistants, ils sont exécutés au trépan, à sec, avec évacuation des déblais à la cuiller, ou avec suspension dense.

Une machine creuse de 350 à 500 m de sondages par mois (travail aux 3 postes), tubage, cimentage et temps morts compris.

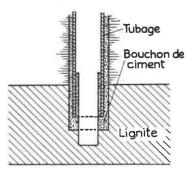


Fig. 12. — Pied de sondage.

Les sondages sont arrêtés après avoir traversé les 2/3 de l'épaisseur de la couche. On y descend alors un tubage de 200 mm Ø et on y verse un lait de ciment qu'on fait remonter, en le mettant sous pression, entre le tubage et le terrain, jusqu'à ce qu'il apparaisse à la surface. Le tubage est ainsi scellé sur toute sa longueur. Après cette opération, on refore l'extrémité du sondage à travers le bouchon de ciment pour mettre à nu le combustible (fig. 12).

## 113. Timing d'exploitation.

La vitesse de progression du feu est de l'ordre de 0,60 m par jour dans une couche de 3 m de puissance. Il faut environ 6 semaines pour gazéifier la zone comprise entre deux lignes de sondages. Cette période correspond donc aussi au temps pendant lequel un sondage sert d'entrée d'air ou de sortie de gaz. La liaison d'un sondage à un système en feu,

distant de 25 m, demande environ 6 semaines par la méthode de l'air à moyenne pression, utilisée ordinairement. La durée d'utilisation totale d'un sondage est donc de l'ordre de 18 semaines (6 semaines pour établir la liaison, 6 semaines comme sondage à air et 6 semaines comme sondage à gaz), et il faut en forer et équiper 8 toutes les six semaines. Ce sont d'ailleurs le forage et la liaison des sondages qui, au dire des exploitants, constituent leur souci principal, la gazéification elle-même ne comportant guère d'aléas pour autant que la teneur en cendres de la couche reste normale.

Les temps cités ci-dessus sont des ordres de grandeur pour une couche de 2 à 5 m de puissance : le débit par trou restant constant, la vitesse d'avancement serait d'autant plus faible que la couche est plus puissante, et la durée de vie des sondages serait prolongée d'autant.

L'épuisement d'une partie de panneau est indiqué d'abord :

a) par la quantité totale d'air consommé, qui est contrôlée en permanence;

b) par la détérioration du gaz : des échantillons sont prélevés chaque jour à chaque sondage (ce qui est facile, puisqu'ils sont en surpression) et l'évolution des analyses indique s'il y a lieu de fermer ou non (apparition d'oxygène non utilisé); et enfin

c) par les affaissements de terrain en surface, qui sont observés soigneusement.

Comme chaque sondage peut, indépendamment de ses voisins, être ouvert ou fermé, et raccordé aux tuyauteries de gaz ou d'air, la conduite des opérations est très souple.

#### 114. Raccordement de sondages.

Les collecteurs généraux d'air et de gaz longent côte à côte le grand côté du panneau en cours de gazéification, parallèlement à la direction de l'avancement (fig. 15). Les collecteurs de chantier se rac-

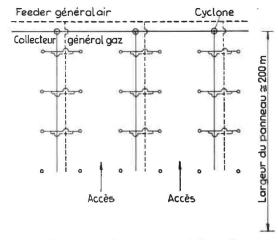


Fig. 13. — Disposition des tuyauteries le long d'un panneau (couche horizontale).

cordent perpendiculairement aux précédents dans l'intervalle entre les files de sondages, mais n'occupent qu'un intervalle sur deux et servent successivement aux deux files de sondages adjacentes. L'intervalle libre de tuyauteries facilite considérablement l'accès aux différentes parties de l'installation (fig. 15).

Chaque sondage peut être raccordé facilement, indépendamment de ses voisins, au collecteur d'air ou de gaz le plus proche (fig. 14). Le raccordement

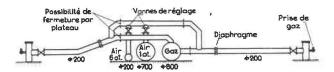


Fig. 14. — Raccordement des sondages.

est muni d'une vanne de réglage et d'un diaphragme de mesure. Celui-ci est relié à un poste de mesure déplaçable, contenant les appareils enregistreurs de débit et de température. Ces indications peuvent être transmises automatiquement à la station centrale (distante de plusieurs km) au moyen d'impulsions électriques de durée variable.

Lorsqu'une file de sondages a fini de servir, les conduites de l'embranchement correspondant sont découpées au chalumeau et ripées par des tracteurs en sections de ± 100 m jusqu'à leur nouvel emplacement où elles sont resoudées.

#### 115. Drainage.

L'assèchement du gisement est une grosse préoccupation du staff des stations de gazéification souterraine. Les couches exploitées sont en effet très humides, et généralement surmontées d'un ou plusieurs niveaux aquifères. Le temps nécessaire au séchage de la couche retarde les opérations de liaison entre sondages, et les venues d'eau peuvent compromettre la gazéification, en particulier dans sa phase initiale. Si on veut mettre en veilleuse une partie d'un chantier, il est nécessaire d'y maintenir une pression d'air suffisante pour empêcher l'eau d'envahir le système.

L'assèchement du gisement avant et pendant la gazéification constitue donc un élément important de l'exploitation. Il se fait au moyen de sondages supplémentaires de 300 mm Ø formant un réseau à mailles carrées de 100 à 200 m de côté. Dans ces sondages, on place des pompes centrifuges à axe vertical du type classique. S'il y a plusieurs niveaux aquifères et si le gisement est profond, on assèche en plusieurs étapes, en épuisant le niveau supérieur complètement avant de s'attaquer aux niveaux inférieurs. Cette façon d'échelonner les opérations limite la quantité d'eau à extraire à grande profondeur et diminue la consommation d'énergie.

Les sondages d'épuisement sont éventuellement scellés pendant la gazéification, pour éviter les fuites d'air ou de gaz.

## Gazéification du charbon en couches inclinées à proximité de l'affleurement.

### 120. Principe.

La présente méthode est appliquée à des couches de charbon dont l'inclinaison varie, dans les stations existantes, de 37° à 50°, mais il ne semble pas y avoir de difficulté à exploiter des couches à pendage encore plus raide. Il faut, par contre, que cette pente soit constante, pour l'ensemble du panneau, ou ne varie que lentement.

On gazéifie des panneaux rectangulaires s'étendant parallèlement à l'affleurement, entre une limite supérieure constituée par les terrains de recouvrement ou le Houiller altéré au contact de ceux-ci, et un chenal horizontal, tracé dans la couche à une profondeur de l'ordre de 200 m par une des méthodes décrites au paragraphe 13 (fig. 15).

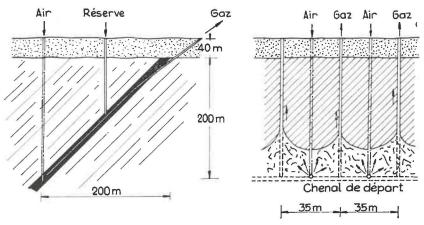


Fig. 15 et 15 bis. - Principe de la gazéification de couches inclinées.

L'air est soufflé par une série de trous forés en roche et débouchant dans le chenal. Le gaz est récolté par des trous forés en charbon à partir de la surface en suivant la plus grande pente de la couche jusqu'au chenal. Le feu progresse à partir de celui-ci vers l'affleurement en élargissant progressivement les sondages inclinés et en entamant les stots de charbon compris entre eux.

#### 121. Disposition des sondages.

Les sondages d'entrée d'air sont alignés, parallèlement à la direction de la couche, à des intervalles variant de 20 à 50 m. Normalement, ils sont forés verticalement, à travers les terrains recouvrant la couche. Cependant, si celle-ci est puissante, il y a lieu de craindre la détérioration, par suite des mouvements de terrain, des trous forés au toit. On les creuse alors de préférence dans le mur, avec une pente un peu moins forte que celle de la stratification, de façon à venir recouper la couche à la profondeur souhaitée (fig. 16).

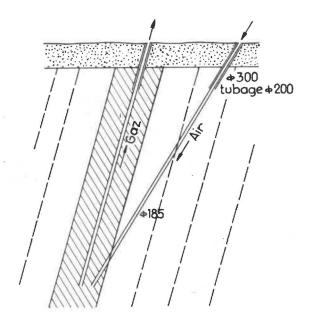


Fig. 16. — Gazéification de couches inclinées de forte puissance. Sondages à air au mur de la couche.

Les sondages à gaz sont forés au milieu de l'intervalle séparant les sondages à air. Généralement, on les arrête quelques mètres avant leur profondeur définitive, et on n'achève le creusement qu'après l'établissement du chenal entre les sondages à air.

Parfois, on creuse des sondages verticaux supplémentaires à mi-hauteur du panneau. Ces sondages recoupent les sondages à gaz et servent de réserve : en cas d'obstruction ou d'incident, ils peuvent servir, soit d'entrée d'air, soit d'évacuation des gaz et permettent éventuellement d'exploiter un panneau en deux tranches.

Un panneau complet comporte une dizaine de couples de sondages et s'étend sur 300 à 500 m en

suivant la direction de la couche. Tous les couples fonctionnent en parallèle, et le front de feu, plus ou moins festonné par la présence des sondages à gaz, remonte progressivement vers la surface jusqu'à la limite supérieure du panneau.

### 122. Creusement et tubage des sondages.

Le creusement de sondages verticaux ne pose pas de problèmes, mais celui des sondages inclinés demande une technique toute spéciale.

En général, la partie des sondages qui se trouve en roche est forée à petit diamètre, puis réalésée à 300 mm et munie d'un tubage de 200 mm scellé au ciment sur toute sa longueur. La partie creusée en charbon est forée à travers ce tubage à un diamètre légèrement inférieur à 200 mm (taillants de 180 mm Ø).

Ces sondages étaient jusqu'ici creusés avec des sondeuses Crælius, montées sur un chevalement incliné donnant à la machine la pente voulue. Le forage se fait avec circulation d'eau dense (émulsion d'argile) et l'outil est un tricône ou un tube carottier muni de plaquettes en métal dur.

Différents procédés permettent, avec ce matériel classique, d'obtenir à volonté des déviations du trou de sonde.

On a d'abord remarqué que les trous inclinés avaient tendance, sous l'influence du poids de l'outil, à s'incurver vers le bas. Cette tendance varie avec la vitesse de rotation et la poussée exercée sur l'outil et, en étudiant la relation entre ces facteurs et la courbure du trou, on arrive à régler cette dernière dans une certaine mesure.

Une autre méthode consiste à forer au fond du sondage un avant-trou à diamètre plus faible, au moyen d'un outil étagé. Si on introduit ensuite dans cet avant-trou un carottier du diamètre correspondant, les tiges portant celui-ci sont en porte-à-faux sur une certaine longueur, et la courbure qu'elles prennent sous leur propre poids modifie l'orienta-

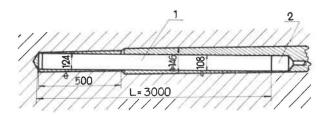


Fig. 17. — Déviation d'un sondage.
1. tube carottier; 2. pièce de fixation. Le carottier s'engage dans l'avant-trou formé au moyen d'un outil étagé.

tion du carottier et provoque une déviation du sondage vers le haut (fig. 17). On peut même insérer une articulation entre le carottier et le train de tiges.

Ces procédés sont assez lents, surtout à cause du montage et du démontage des tiges nécessaires à chaque manœuvre. Pratiquement, on fore 80 à go m par mois avec une machine.

Depuis peu de temps, on se sert d'une foreuse électrique utilisée depuis longtemps pour les forages de pétrole. La machine entière, y compris le moteur, pénètre jusqu'au fond du forage, au bout d'un train de tiges qui reste fixe. L'appareil comporte un taillant tricône ou un tube carottier de 296 mm Ø, entraîné à la vitesse de 540 tr/min par un moteur électrique à cage de 28 kW, de construction spéciale, logé dans un tube de 3 m de longueur. Ce tube est relié lui-même aux tiges par un élément qui peur être droit, ou au contraire angulaire si l'on

sont accouplées par manchons à filets coniques. Les conducteurs sont reliés par des emboîtements coniques allongés en caoutchouc durci, montés aux extrémités des tiges, et portant sur leurs parties mâle et femelle trois bagues concentriques pour le passage du courant. Ce système de jonction donne satisfaction tant que les manchons sont en bon état (fig. 19).

Le courant est amené à la tête du train de tiges, sous 440 V, par une boîte à bagues permettant la rotation de la tige pour le vissage des manchons. La protection électrique est assurée par un relais électromagnétique.

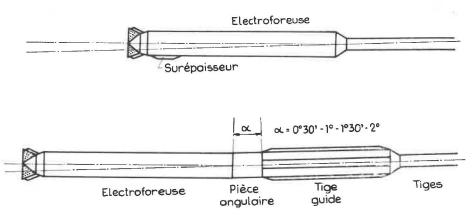


Fig. 18. — Principe de la déviation d'un sondage au moyen de l'électroforeuse.

veut imposer à l'appareil de forage une certaine déviation  $(1/2 - 1 - 1 \ 1/2 \text{ ou } 2^{\circ})$  (fig. 18).

Les tiges cylindriques sont creuses. Les conducteurs d'alimentation de l'« électroforeuse » se trouvent dans l'axe des tiges, la suspension dense circulant dans l'espace annulaire restant. Les tiges

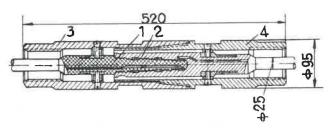


Fig. 19. — Accouplement des tiges de l'électroforeuse. 1 et 2 : cônes intérieurs mâle et femelle en caoutchouc durci portant les bagues conductrices. 3 et 4 : cônes extérieurs filetés.

Des éléments munis de surépaisseurs peuvent être intercalés pour centrer exactement l'appareil dans le trou, ou au contraire, pour lui imposer une certaine déviation : comme le train de tiges et l'enveloppe du moteur sont immobiles, il est facile d'imposer une modification de direction au moyen d'éléments dissymétriques d'orientation déterminée. On peut réaliser des rayons de courbure de 200 m (fig. 18).

Un autre modèle d'électroforeuse pour des trous de 200 mm Ø va bientôt être mis en service (fig. 20). Il est équipé d'un moteur de 9 kW et un réducteur à planétaires est intercalé entre le moteur et l'outil de forage (alors que l'appareil de 300 mm Ø serait à entraînement direct d'après ce qu'on nous a affirmé). Ces appareils permettent des avancements de 3 à 10 m/h.

Pour réaliser les sondages en couche (sondages à gaz) sous un recouvrement de 40 m de morts-

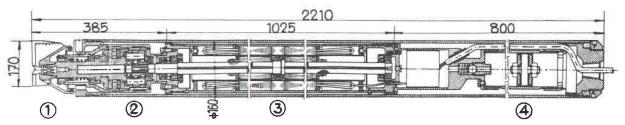


Fig. 20. — Electroforeuse. — 1. fraise; 2. réducteur à planétaires; 3. moteur électrique; 4. cylindre d'équilibre, maintenant la pression d'air à l'intérieur de l'appareil égale à la pression d'eau extérieure.

terrains, on se place un peu en dessous du prolongement de la couche (repérée soigneusement au préalable par des sondages verticaux) et on fore à travers les bancs du mur avec une inclinaison un peu inférieure à celle de la stratification. On recoupe donc la veine par le mur sous un angle très faible et la sonde la suit un certain temps. Quand on en sort, on effectue un carottage pour déterminer l'angle exact que fait l'axe du sondage avec la couche, puis on bouche le fond du trou avec du ciment, et on reprend le forage en le faisant dévier vers le bas. Le travail se poursuit de la sorte par un mouvement de lacet entre toit et mur de la couche.

Les sondages inclinés en roche (partie supérieure des sondages à gaz ou sondages à air creusés au mur de la couche) doivent donc être dirigés avec précision pour recouper la veine au point prévu. On interrompt le forage tous les 5 ou 10 m pour exécuter un carottage ou un relevé au téléclinomètre. Ce dernier appareil permet de relever d'une façon continue les pentes et azimuths d'un sondage, la mesure étant provoquée par une impulsion électrique émise de la surface et enregistrée sur des appareils récepteurs situés à côté de l'émetteur. L'appareil de mesure est contenu dans un tube en bronze placé à l'intérieur d'un support épousant la forme du sondage.

Le tube contient une boussole magnétique, avec suspension à la Cardan, pour la mesure des azimuths, et un pendule (dont les mouvements sont amplifiés par des engrenages miniatures) pour la mesure des inclinaisons. L'ensemble pivote autour de son axe, grâce à des roulements à billes, de façon que le pendule indique toujours la plus grande pente, même en cas de rotation des tiges ou de déviation du trou hors du plan vertical. L'appareil est monté au bout du train de tiges, à la place de l'électroforeuse, et permet de faire autant de mesures que l'on veut entre la surface et le fond du sondage. Les indications sont transmises à la surface par un émetteur à fréquences porteuses, utilisant les trois conducteurs d'alimentation du moteur de forage.

#### 123. Timing d'exploitation.

La durée d'utilisation des sondages est dans ce cas-ci beaucoup plus longue que dans la méthode par trous verticaux, puisque 10 sondages à air et 10 sondages à gaz doivent en principe suffire à gazéifier un panneau de 380 m de longueur et 125 à 250 m de hauteur. Ils sont d'ailleurs généralement creusés dans des terrains plus consistants que les précédents. Par contre, ils sont plus difficles à creuser et les aléas sont plus grands.

Un panneau de 380 m de longueur et 125 m de hauteur utile dans une couche de 0,80 m de puissance contient 50.000 tonnes de charbon et, à rai-

son de 300 tonnes par jour, fournira 30.000 m³ de gaz à l'heure pendant 5 à 6 mois. Pour le préparer, il faudra forer environ 2.200 m de sondages inclinés (à gaz) et 1.500 m de trous verticaux (à air). Il faudrait quatre sondeuses Craelius pour forer les sondages à gaz sur la durée de vie du panneau à remplacer. Par contre, un seul appareil capable des performances que l'on attribue à l'electroforeuse viendrait facilement à bout de tout le travail (sondages à air et à gaz), même en tenant compte des aléas qu'il comporte (bien entendu, il faudrait deux appareils à utiliser alternativement, l'un à grand, l'autre à petit diamètre).

## 124. Raccordement des sondages.

Comme les sondages d'entrée d'air, d'une part, et ceux de captage du gaz, d'autre part, sont tous alignés, il suffit d'un distributeur d'air et d'un collecteur de gaz courant parallèlement à la direction des couches. Chaque sondage restant relié à la même conduite pendant toute la durée de son utilisation, le raccordement est très simple. Les différents chantiers seront alignés les uns derrière les autres si on n'exploite qu'une seule couche, ou parallèlement les uns aux autres si on exploite plusieurs couches simultanément.

Comme en général, les gaz sont plus chauds que pour la méthode des trous verticaux (400 à 500° C), des pulvérisateurs d'eau sont prévus à la tête des sondages. Des compensateurs de dilatation de construction sommaire sont insérés dans les raccordements des sondages à la conduite collectrice. Des vannes permettent d'isoler chaque trou et de le laisser éventuellement débiter à l'air libre (fig. 21).

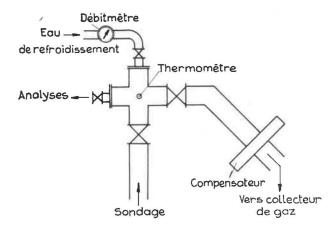
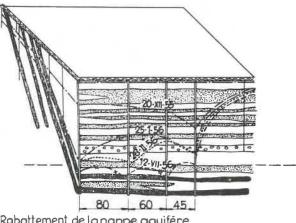


Fig. 21. — Raccordement d'un sondage à gaz (couches inclinées).

#### 125. Drainage.

Le drainage du chantier est effectué au moyen de sondages verticaux, implantés à proximité du chenal horizontal de départ, ou à l'aval pendage du panneau. Les joints de stratification, s'ouvrant sous



Rabattement de la nappe aquifére

Terre arable

Alévrolite

Alévrolite colcareuse

☐ Argillite

Charbon

-- Niveau du chenal de gazéification à établir

Fig. 22. — Rabattement de la nappe aquifère par étapes successives (Yuzno-Abinskaïa).

l'action de la chaleur, collectent efficacement l'eau. qui se rassemble au point bas du chantier (fig. 22).

On a intérêt à relier directement les sondages de drainage au chenal de gazéification. Ceci s'effectue par une des méthodes développées au chapitre 13 : on crée un petit système de gazéification entre le sondage de drainage et le système principal. Il faut bien entendu, dans ce cas, sceller le sondage de drainage pendant le fonctionnement du gazogène souterrain.

#### Etablissement des liaisons en couche.

#### 130. Généralités.

Les premiers essais de gazéification souterraine ont été faits sur des chantiers préparés entièrement à la main par les méthodes minières habituelles. Il est copendant évident que la servitude du travail souterrain inhérent à cette préparation ôtait à la nouvelle méthode une grande partie de son attrait du point de vue humain et économique. Aussi la méthode de percolation, malgré son domaine d'application apparemment limité, a-t-elle très tôt retenu l'attention des chercheurs soviétiques qui, en s'y attachant avec opiniâtreté, en ont fait une technique bien au point pour la gazéification des lignites.

En ce qui concerne les cha-bons durs, le problème était plus difficile et, jusqu'à l'année dernière, le canal horizontal à la base des panneaux était encore creusé à la main.

Les nouvelles techniques de liaison par haute pression ou par courant électrique ont cependant permis de résoudre le problème même en charbon dur, et de réduire substantiellement le temps nécessaire pour les liaisons à établir en lignite.

Enfin, le forage dirigé, quoique jusqu'ici encore trop lent, ouvrira de nouvelles possibilités avec le perfectionnement des électroforeuses et des téléclinomètres.

## 131. Liaison entre sondages par air à moyenne pression.

La technique la mieux établie actuellement est la liaison par air à moyenne pression (6 kg/cm<sup>2</sup>). Elle est employée couramment pour la gazéification du lignite, aussi bien pour réaliser la jonction entre les sondages de la ligne de départ que pour relier un nouveau sondage à un système en activité.

Dans le premier cas (liaison à froid entre deux sondages) on envoie de l'air sous pression de 6 atm dans un des sondages. Cet air filtre à travers le terrain, en refoulant l'eau qui l'imbibe et en le séchant. Quand l'air commence à s'échapper dans le second sondage, on y verse du coke incandescent. Le feu ainsi amorcé a tendance à remonter vers l'amont du courant d'air filtrant à faible vitesse à travers le combustible. Cette remontée se fait à raison de 0,6 à 0,7 m par jour environ (fig. 5).

La chaleur dégagée provoque le séchage, la fissuration et une certaine distillation du charbon, d'où résulte une augmentation de la perméalibité. Lorsque le feu atteint le sondage d'origine, la communication s'établit et on ramène la pression à 2 atm.

La liaison de deux sondages distants de 25 m demande environ 6 semaines.

S'il s'agit de relier un sondage à un système en activité, on souffle de la même manière du sondage froid vers la zone chaude : l'opération est plus facile, car le combustible est rendu plus sec et perméable par la proximité de la zone en feu.

Ce procédé est simple et sûr : il réussit, nous a-t-on assuré, dans 100 % des cas, et est applicable jusqu'à des distances de 40 m (c'est le débit de gaz par trou, et non l'établissement de la liaison, qui limite la distance entre trous). Il est relativement lent, mais, par suite de cette lenteur même, il permet d'emmagasiner dans la couche une quantité de chaleur importante qui assure un bon départ de la gazéification, et permet même de laisser le système quelque temps en veilleuse (avec un débit d'air réduit) sans trop de risques d'extinction par les venues d'eau inévitables.

Il consomme de 10.000 à 25.000 m³ d'air par m de chenal à créer, et l'énergie de compression de cet air représente 1.300 à 2.500 kWh par mètre.

## 132. Liaison haute-pression.

Pour rendre la méthode plus rapide, on a augmenté la pression d'air comprimé (par exemple 60 à 80 atm). Comme en Angleterre, on a constaté

une brusque augmentation de perméabilité lorsque la pression devient égale au poids du terrain recouvrant la couche (fig. 23). Il est possible, dans ces

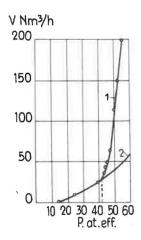


Fig. 23. — Liaison par air à haute pression à la profondeur de 150 m (station de Lissitchansk).
Courbe 1: relation expérimentale entre pression et débit d'air.
Courbe 2: relation théorique, à perméabilité constante.

conditions, d'établir une liaison sans l'action du feu et indépendamment de la perméabilité du combustible. Le procédé est beaucoup plus rapide que celui à moyenne pression et on peut réaliser la liaison entre sondages à raison de 3 à 4 m par jour.

A Lissitchansk, en charbon dur, on a obtenu les résultats suivants (tableau I) :

## TABLEAU I.

Distance moyenne entre sondages	Pression d'air (atm)	Vitesse de liaison m/jour)	Energie de compression (kWh/m)
13,8	10*	0,57	_
14,7	16	0,91	1.030
11,6	55	2,29	515
20,0	61	4,00	980

<sup>\*</sup> Air suroxygéné (25 à 35 %  $O_2$ ).

A Yuzno-Abinskaïa, des résultats analogues ont été obtenus, mais avec des pressions plus faibles (20 à 30 atm), la couche étant plus épaisse et plus perméable.

Le procédé présente cependant un inconvénient sérieux. Au début de l'injection d'air dans la couche, il se produit une certaine oxydation du charbon, ou, à plus forte raison du lignite. De ce fait, l'air parvenant au sondage de sortie se trouve parfois partiellement ou totalement désoxygéné, et devient impropre à entretenir la combustion du coke que l'on place dans ce sondage (fig. 24). Ce phénomène est d'autant plus marqué que la pression est plus élevée. Il peut même y avoir auto-inflammation du combustible dans le sondage d'entrée : dans ce

cas, il devient très difficile d'établir la liaison: la gazéification se produit d'une façon diffuse autour du sondage à air, mais il ne se forme pas de chenaux vers les sondages à gaz, faute de comburant.

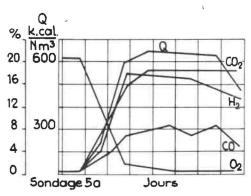


Fig. 24. — Liaison par air à haute pression. Auto-inflammation de la couche: évolution de la composition du gaz recueilli par un sondage situé à 5 m du sondage de soufflage.

A ce point de vue, il est plus avantageux d'utiliser de l'eau à la place d'air (par exemple à 100 kg/ cm²). L'énergie de compression et les fuites sont plus faibles, et la vitesse de liaison atteint 20 à 30 m par jour.

Dans ce dernier cas, il est nécessaire d'épuiser l'eau du sondage vers lequel on se dirige; une fois la liaison effectuée, il faut souffler de l'air à 15 ... 20 kg/cm² pour assécher le système. L'allumage se fait ensuite avec un brûleur descendu au fond du trou.

Ce procédé semble très intéressant pour les liaisons à établir en charbon dur. Les premiers essais sont prometteurs.

#### 133. Liaison hydraulique par monitor.

Des essais ont également été faits avec un jet d'eau à grande vitesse dirigé vers la paroi du trou de sonde. On aurait pu ainsi créer une cavité de 12 m de profondeur. Ces essais semblent abandonnés.

## 134. Licison électrique.

La chaleur nécessaire pour fissurer le combustible et le rendre perméable peut être produite électriquement au lieu de l'être par combustion. C'est le principe de l'électro-linking étudié simultanément aux U.S.A. et en U.R.S.S.

Dans les deux sondages à relier, on descend des électrodes constituées d'un tuyau de 75 mm Ø, assemblé par longueurs de 5 m, sur lesquelles sont enfilés des éléments isolants (un par longueur) en porcelaine. La partie inférieure du tuyau s'enfonce dans le lignite de la couche, ou dans du coke assurant le contact avec le charbon.

On applique à ces électrodes une tension alternative, réglable en vingt échelons de 0 à 2.000 ou 3.000 V. La résistance initiale est de l'ordre de quelques dizaines d'ohms et le courant initial de quelques dizaines d'ampères sous la tension maximum.

Sous l'action de ce courant, le combustible s'échauffe jusque 100 ... 200° C et sèche. Sa résistivité, après une légère diminution due à la mobilité plus grande de l'eau qui l'imprègne et à l'augmentation de la solubilité des électrolytes, devient brusquement très grande à partir du moment où le charbon est sec. Ce fait oblige les lignes de courant à s'épanouir et à préchauffer et sécher un massif relativement important avant que la température puisse s'élever localement plus haut (fig. 25).

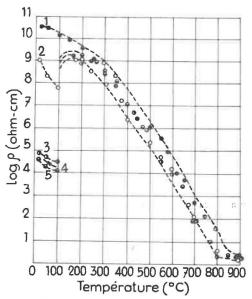


Fig. 25. — Evolution de la résistivité du lignite en fonction de l'humidité et de la température (diagramme logarithmique). - Humidité originelle: 1: 0 %, 2: 0,73 %, 3: 5,8 %, 4: 8,23 %, 5: 15 3 %. - Au-dessus de 200°, l'humidité est évaporée et tous les échantillons se comportent de la même façon.

Après cette phase initiale, la température de la zone séchée commence à monter. Dès que l'élévation de température a provoqué un début de cokéfaction en un point, la résistivité diminue fortement : le courant a tendance à se concentrer le long des zones où cette cokéfaction s'est amorcée et il naît ainsi des passages privilégiés qui sont rapide-

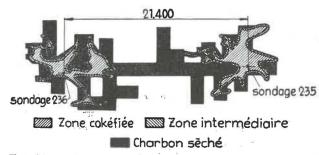


Fig. 26. — Formation d'un chenal par liaison électrique.

ment portés à l'incandescence et fournissent au courant un chemin de moindre résistance (fig. 26).

La tension initiale est de l'ordre de 2.750 V. On la diminue au fur et à mesure que le courant augmente de façon à limiter celui-ci à 300 ... 500 A. Au cours de la phase finale, on atteint 1.200 à 1.300 A sous quelques centaines de volts, la résistance étant inférieure à 1 ohm (fig. 27).

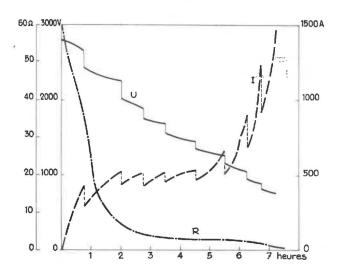


Fig. 27. — Mise en communication par voie électrique. Diagramme type de l'évolution du courant, de la tension et de la résistance en fonction du temps.

La liaison de deux sondages distants de 25 m dure, en lignite, de un à quelques jours. En charbon dur, la vitesse est trois à quatre fois plus faible. Cette méthode a, sur le procédé à l'air comprimé, l'avantage de la vitesse, mais la chaleur emmagasinée dans le sous-sol étant moins importante, les débuts de la gazéification proprement dite sont plus aléatoires.

Il faut environ 700 à 1.500 kWh par mètre de canal à créer. L'énergie est fournie par des transformateurs triphasés-monophasés, de 1.200 ou 1.500 kVA, alimenté en 6.000 V, dont la tension secondaire est réglable par échelons de 150 V entre 0 et 3.000 V. Ils sont placés à 300 m environ des sondages auxquels ils sont reliés par câbles souples, et sont montés sur skis, de façon à être ripables par des tracteurs.

#### 135. Forage dirigé.

Une technique de liaison toute différente des précédentes est celle des sondages dirigés: elle a été essayée aussi bien en gisement horizontal qu'en gisement incliné, et, bien qu'elle soit encore dans le stade expérimental, les techniciens soviétiques mettent de sérieux espoirs dans son perfectionnement.

Il s'agit de forer dans la couche de combustible un trou horizontal, reliant les sondages verticaux ou inclinés, ou tout au moins passant suffisamment près de ces sondages, pour que la liaison s'effectue rapidement par la méthode ordinaire à moyenne pression.

En principe, le sondage est amorcé à partir de la surface, en dehors du panneau à gazéifier, avec une pente de ± 60°. A partir d'une certaine profondeur, on le fait dévier vers le haut, au moyen de l'un ou l'autre des procédés décrits ci-avant (par. 122), avec une courbure telle qu'il vienne se raccorder tangentiellemen à la couche. A partir de ce moment, le sondage se poursuit horizontalement, en suivant la direction de la couche et en décrivant un mouvement en lacet entre le toit et le mur de celle-ci (fig. 28).

Il est certain que la méthode du forage dirigé, pour être applicable, suppose que la couche soit relativement régulière et que sa position soit connue avec précision. D'autre part, il faut disposer, pendant le forage lui-même, d'un appareillage permettant un relevé précis de la postion de la sonde par rapport à la couche. Outre le téléclinomètre dont nous avons parlé ci-dessus, les ingénieurs soviétiques sont occupés à mettre au point toute une gamme d'appareils de mesures en sondages : mesures de conductivité par électrode mobile, mesures de radioactivité des épontes et de la couche, mesures par ultra-sons, etc.

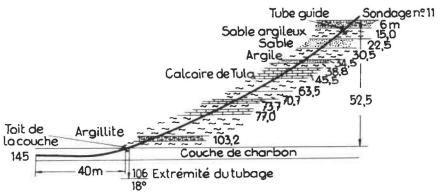


Fig. 28. — Sondage « dirigé » horizontalement (Toula). Les chiffres indiquent les longueurs forées cumulées (en m).

Ces essais ont été faits aussi bien en couches inclinées de charbon dur (Lissitchansk) qu'en gisement de lignite horizontal (Toula). Dans ce dernier cas, on a foré en 1956, avec des sondeuses Craelius, 15 trous comportant une partie inclinée de 80 à 110 m en roche et une partie horizontale de 60 à 80 m en lignite. La vitesse de forage a été de 120 à 200 m par mois en roche et de 100 à 500 m par mois en charbon. Il a fallu au total de 500 à 1.300 heures par sondage avec un coût moyen de 481 R/m en roche et 223 R/m en charbon.

Ces sondages ont ensuite été reliés par air-linking à des sondages verticaux, implantés près de leur extrémité. Cette liaison s'est faite la plupart du temps très rapidement (un ou deux jours).

Il a fallu ensuite les nettoyer, en les faisant souffler à l'air libre. Enfin, on a constitué des systèmes de gazéification en soufflant l'air par les sondages verticaux et en recueillant le gaz par les sondages inclinés (600 à 750 kcal/m³). Cette méthode cependant a été abandonnée à Toula, malgré la réussite du forage proprement dit, parce que l'air-linking ou l'electrolinking sont plus rapides et plus simples à appliquer.

L'électroforeuse, avec moteur incorporé et tiges fixes, ouvre évidemment de nouvelles perspectives dans ce domaine et les essais se poursuivent à Lissitchansk.

#### 14. Circuits des fluides.

#### 140. Soufflage.

Le comburant utilisé en marche industrielle est pratiquement toujours de l'air, qui n'est pas préchauffé. Des essais ont été faits avec des additions de vapeur à l'air de soufflage, mais les résultats obtenus sont irréguliers. A Lissitchansk, on emploie de l'air enrichi à 30-37 % d'oxygène, mais ce procédé ne semble justifié que par des circonstances locales (l'oxygène est disponible en grandes quantités comme sous-produit de la fabrication de gaz rares) et par la nécessité d'améliorer le bilan thermique de la gazéification, très défavorable à cause de l'humidité du gisement.

Le soufflage est continu, la pratique du soufflage pulsé ou alterné (suppression ou inversion périodique) étant abandonnée depuis longtemps.

Le débit soufflé dans chaque trou est de l'ordre de 3.000 m³/h, soit 25.000 à 35.000 m³/h par chantier. Des essais systématiques ont en effet montré que le régime optimum se situait entre 3.000 et 5.000 m³/h. En dessous de ce régime, les réactions sont trop lentes et les pertes de chaleur trop grandes. Pour des débits plus élevés au contraire, le comburant n'a pas le temps de réagir complètement, et la pression de travail plus élevée provoque des

fuites trop importantes et des courts-circuits souterrains dans la zone brûlée. Au moyen des vannes placées sur chaque sondage, on règle le débit à la valeur normale de 3.000 m<sup>3</sup>/h.

La perte de charge dans le trajet souterrain est de l'ordre de 0,5 à 1 kg/cm². Dans les sondages euxmêmes, on admet jusqu'à 0,25 kg/cm². La pression de soufflage varie de 1 à 2 kg/cm² effectifs.

Dans les stations expérimentales, l'air comprimé à basse pression est généralement fourni par des compresseurs à piston (à un étage) entraînés par des moteurs électriques synchrones. Il faut prévoir en outre, pour l'établissement des liaisons entre sondages (par. 13), des compresseurs à moyenne pression (6 kg/cm² eff.) capables d'assurer un débit de l'ordre de 10 % des précédents (compresseur à pistons à 2 étages). Ces unités sont encombrantes. Elles sont installées dans de vastes salles de machines, situées souvent à plusieurs km des chantiers de gazéification.

La tendance actuelle est de remplacer les compresseurs à pistons par des compresseurs centrifuges, entraînés électriquement, ou même par des compresseurs axiaux entraînés par turbine à gaz. Un compresseur à plusieurs étages pourrait d'ailleurs fournir simultanément l'air à basse et à moyenne presion, le premier étant prélevé avant le réfrigérant intermédiaire et le second parcourant seul le réfrigérant et les étages supéreurs.

On pourrait concevoir également de produire l'air à moyenne pression sur les chantiers mêmes au moyen de compresseurs mobiles, ou plutôt de surpresseurs alimentés par le réseau d'air à basse pression. On économiserait ainsi un réseau de tuyauteries et la conduite des opérations gagnerait en souplesse. Cette solution ne paraît cependant guère intéresser les techniciens soviétiques qui nous ont répondu que les appareils ayant les caractéristiques nécessaires s'écarteraient des fabrications normales.

## 141. Aspiration du gaz.

Le circuit air-gaz est toujours en surpression sur toute sa longueur. Ceci élimine évidemment tous les inconvénients inhérents aux rentrées d'air éventuelles (dégradation du gaz, risques d'explosion...). Le gaz sort des sondages à une pression de 0,3 à 0,6 kg/cm² qui suffit à le transporter à plusieurs km jusqu'à la station centrale et à le faire passer à travers les appareils de conditionnement. Si, cependant, le gaz doit être transporté à grande distance (par ex. 10 km), il passe par un surpresseur qui élève et régularise la pression de distribution, mais le réglage sera toujours tel qu'il subsiste une forte surpression dans le réseau de captage.

# 142. Tuyauteries.

Etant donné la distance parfois importante entre la station de compression d'air et de conditionnement du gaz, et les chantiers, le déplacement continuel de ceux-ci, et le nombre de sondages à raccorder successivement au réseau d'air comprimé à moyenne pression, à basse pression et au réseau de gaz, les tuyauteries prennent une place importante dans l'équipement, et les tubes sillonnant le paysage constituent un aspect caractéristique des sites de gazéification souterraine.

Vu le faible pouvoir calorifique du gaz, les volumes à transporter sont très importants et le diamètre des conduites varie de 700 mm (collecteur de chantier) à 1.200 mm et même plus (liaison avec la station). Ces diamètres sont standardisés par échelons de 50 mm en dessous de 500 mm Ø, et de 100 mm au-delà. Ces conduites sont généralement construites en tôle de 8 mm soudée, mais on nous a affirmé qu'une épaisseur de 5 ou 6 mm serait parfaitement suffisante, et qu'une économie importante résulterait de cette diminution d'épaisseur. C'est pour une question de disponibilité de matières premières que l'on a été obligé d'utiliser des tôles de 8 mm.

Le diamètre optimum d des conduites, exprimé en m, se calcule par la formule :

$$d_{opt} = \, o.o15 \sqrt{\frac{C}{a} \left[ \left( \frac{\gamma \, Q^3 \, T^2 \, t}{P^2} \right)_{\!\!A} \!\! + \! \left( \frac{\gamma \, Q^3 \, T^2 \, t}{P^2} \right)_{\!\!G} \, \right]}$$

dans laquelle:

γ est le poids spécifique (à 0°, 760 mm Hg) de l'air ou du gaz

Q le débit en Nm³/h

T la température absolue

t la durée d'utilisation (en heures)

$$P = \frac{P_1 + P_2}{2}$$
 la moyenne des pressions d'entrée et de sortie

l'indice A se rapporte à la période d'utilisation pour le soufflage d'air

l'indice G se rapporte à la période de captage du

C est le coût du kWh en roubles

a est le coefficient reliant le prix au m des tuyaux à leur diamètre.

Le prix au m des tuyaux (q) est donné par une formule linéaire

$$q = q_0 + ad$$

qui se justifie si on admet que les tuyaux de différents diamètres sont fabriqués à partir de tôles d'épaisseur constante.

Dans l'exemple cité :  $q_0 = 80$  et a = 1430, C varie de 0,05 à 0,20 R/kWh, et a de 500 à 2000 R/m/m

Les brides sont complètement supprimées, même pour les collecteurs de chantier, qui sont à démonter périodiquement : les assemblages se font par soudure et les démontages au chalumeau. L'élimination des brides s'est imposée pour des raisons d'étanchéité.

De place en place on a prévu (mais pas toujours) des joints de dilatation hermétiques. Ceux que nous avons vus étaient réalisés de façon assez sommaire sous la forme d'une boîte circulaire plate aux fonds de laquelle les conduites étaient soudées de part et d'autre. Ces joints doivent compenser non seulement les dilatations thermiques, mais également les déformations dues à l'affaissement du sol. Si on escompte que celles-ci seront très importantes, on place les conduites sur des supports extensibles.

Ces conduites ne sont jamais calorifugées.

Les sondages sont reliés aux collecteurs par des embranchements de 200 mm Ø soudés également. Seuls les diaphragmes de mesure et les vannes sont assemblés par brides.

On compte, pour ces tuyauteries, sur une durée de vie moyenne de 5 ans. La corrosion ne semble guère provoquer de difficultés, malgré la teneur élevée du gaz en soufre.

# 143. Conditionnement du gaz.

Le gaz brut subit un conditionnement assez simple.

La température de sortie, dans le cas de gazéification du lignite, est comprise entre 100 et 200° C, et n'impose pas de mesures spéciales. Dans le cas du charbon dur (avec soufflage à l'oxygène), la température est beaucoup plus élevée (400-500° C). On installe dans ce cas, à la tête du sondage de captage, des pulvérisateurs (simple tuyau percé) dont le débit est réglé de façon à ramener la température du gaz en dessous de 200° C.

Le gaz contient des quantités importantes de vapeur, provenant du chantier souterrain ou des pulvérisateurs. Cette vapeur se condense en cours de transport, et l'eau est évacuée par des gardes hydrauliques assez profondes, vu la pression du gaz (± 6 m), et enterrées partiellement.

Le dépoussiérage se fait en plusieurs étapes. Des cyclones en acier, sans recouvrement spécial, peuvent être installés aux points de raccordement des collecteurs de chantier au collecteur général. A la station centrale, le gaz passe par un scrubber à chute d'eau libre, puis par des filtres électrostatiques.

Le cas échéant, le gaz subit encore une désulfuration au moyen d'une solution d'arséniate de soude dans un scrubber rempli d'anneaux Raschig. Ce procédé permet de récupérer du soufre libre et de l'hyposulfite de soude.

Enfin, on envisage, en vue des applications technologique, une « conversion » du gaz. Sous l'action de vapeur d'eau surchauffée et d'un catalyseur, le

CO du gaz serait transformé en  $CO_2$  avec formation  $dH_2$ :

$$CO + H_2O = CO_2 + H_2$$

Le CO<sub>2</sub> formé, ainsi que celui qui est présent dans le gaz avant l'opération, peuvent être éliminés par un lavage sous pression au moyen d'un solvant approprié, ce qui laisserait finalement un résidu riche en H<sub>2</sub> qui serait une matière première intéressante pour la synthèse, d'ammoniaque. Ce procédé serait encore au stade d'essais de laboratoire.

# 15. Mécanisme des réactions.

### 150. Généralités.

Comme en fait foi l'abondante littérature publiée sur le sujet, le mécanisme intime de la gazéification souterraine a fait et fait encore l'objet de nombreuses recherches. Celles-ci portent surtout sur les phénomènes de turbulence se produisant dans le canal de gazéification, les conditions de la filtration du mélange gazeux dans le combustible autour des sondages, l'influence de l'humidité du terrain sur les réactions, l'effet de la suroxygénation éventuelle du comburant et le calcul des pertes de gaz ou de chaleur au massif. Par contre, les difficultés principales qui ont marqué les essais occidentaux : le déplacement du feu, le by-passage de la zone de réaction par une partie du comburant venant brûler en aval une partie du gaz formé, la dégradation des «réacteurs» souterrains avec le temps, ne semblent plus guère préoccuper les spécialistes soviétiques depuis l'élimination des travaux souterrains et des galeries à grande section dans la préparation des chantiers. Avec des systèmes composés de sondages de faible diamètre ou de chenaux établis par filtration dans la masse même du combustible, la réalisation d'un contact satisfaisant entre comburant et combustible ne constituerait plus un problème.

### 151. Déplacement du feu.

#### 1510. Remarques générales.

D'un échange de vues avec les spécialistes de l'Institut de Gazéification Souterraine de Moscou, il résulte qu'aux yeux des spécialistes russes les facteurs suivants favoriseraient la fuite du feu : section de canal largement ouverte (taille) - vitesse élevée de l'air - température basse - humidité.

Par contre, les facteurs favorisant la remontée du feu sont : section étroite (sondages) ou encombrée (filtration) - vitesse réduite du courant gazeux - préchauffage ou suroxygénation de l'air - haute réactivité du combustible.

Rappelons que, dans les méthodes mises en œuvre en U.R.S.S., le débit par trou est relative-

ment faible (3.000 à 5.000 m³/h) et que ce débit se répartit sur une surface importante, dans tout l'espace compris entre les sondages. Les vitesses sont donc faibles.

Par contre, dans les essais occidentaux par la méthode de courant, des débits beaucoup plus élevés passaient dans des galeries creusées à la main : ce serait là, d'après les ingénieurs soviétiques, la cause des difficultés rencontrées.

# 1511. Méthode classique en couche horizontale.

Dans les procédés de gazéification utilisés actuellement en U.R.S.S., le feu a tendance à remonter dans le sens contraire au courant d'air aussi loin que le permet la présence de combustible, puis à se stabiliser dans la région où le comburant vient au contact du charbon.

C'est ainsi que, dans la méthode de liaison entre trous par filtration à basse pression, c'est dans le trou de sortie de l'air que l'on introduit le coke incandescent servant à allumer la couche. La vitesse de l'air filtrant vers ce trou (40 m³/h) est suffisamment faible pour que le feu ait tendance à remonter, avec une vitesse de l'ordre de 0,5 à 1 m par jour, vers le sondage dans lequel l'air est soufflé. Pendant la phase d'exploitation, c'est autour des sondages d'entrée d'air que se développent les zones gazéifiées : celles-ci s'élargissent en forme de poire (la queue dirigée vers les sondages de sortie du gaz) et finissent par se rejoindre, ne laissant plus entre elles que des stots insignifiants (fig. 6).

Vue dans son ensemble, la progression de la gazéification suivant le schéma adopté en général pour le lignite est donc discontinue : de la rangée n° 2 de sondages vers la rangée n° 1, puis de la rangée n° 5 vers la rangée n° 2, puis de la rangée n° 4 vers la rangée n° 5, etc... (fig. 7).

# 1512. Méthode inversée.

On pourrait imaginer un processus plus continu: souffler l'air par des sondages situés dans la zone brûlée et récolter le gaz par des sondages implantés dans le combustible intact (fig. 10). L'air soufflé, traversant la zone brûlée, récupérerait partiellement la chaleur du terrain. Il viendrait ensuite réagir avec le combustible sur toute la largeur du front (et non plus exclusivement autour des sondages). Enfin, les gaz formés traverseraient la masse du combustible qu'ils sécheraient et préchaufferaient en lui cédant leur chaleur sensible, avant d'être captés par les sondages collecteurs. Cette méthode semble donc assurer un bon rendement thermique, ce qui a été confirmé par les essais effectués à échelle réduite. Elle présente deux inconvénients : d'abord, le gaz de médiocre qualité, formé pendant le processus de liaison des nouveaux sondages, qui se trouvent nécessairement en avant de la zone de réaction, viendrait se mélanger au gaz de gazéification. D'autre part, le fait de souffler à partir des

sondages à air, situés dans la zone épuisée, vers des sondages à gaz situés en face d'eux dans le charbon, risque de donner naissance à des passages privilégiés captant la majorité du courant d'air et laissant subsister entre eux des zones imbrûlées (alors que, dans le processus actuel, l'air, débouchant au mlieu de la masse de combustible, est forcé de réagir). Pour éliminer ces inconvénients, la méthode proposée par l'Institut de Gazéification Souterraine de Moscou (fig. 11) utilise un procédé alternatif : les trous de soufflage sont décalés par rapport aux trous de captage de facon à forcer le courant d'air à lécher le massif de combustible. Les trous de captage de gaz ne sont utilisés que pendant un cycle sur deux, et sont mis entretemps en veilleuse, un débit d'air réduit empêchant le refroidissement. C'est pendant cette période de repos que l'on relie les nouveaux sondages au système.

En tablant sur un meilleur contact entre comburant et combustible, on espère, par cette méthode, pouvoir augmenter l'intervalle entre les sondages, dont le diamètre serait augmenté.

L'inconvénient est que chaque sondage doit être raccordé alternativement sur le distributeur d'air et sur le collecteur de gaz. Les raccordements et les manœuvres sont donc plus compliqués que dans le procédé classique « à sens unique », mais la méthode paraît séduisante et va être essayée (fig. 11).

### 1513. Méthode pour couches inclinées.

Les installations fonctionnant en couches inclinées de charbon dur travaillent d'ailleurs suivant un principe analogue : les sondages d'entrée d'air, creusés en roche, au toit ou au mur de la couche, débouchent à la base du panneau, dans la zone brûlée. L'air traverse celle-ci, où il est préchauffé, et attaque le combustible suivant un front plus ou moins festonné.

Ici aussi, il est clair que, si le feu avait tendance à se déplacer dans le sens du courant d'air, il fuirait par les sondages à gaz et qu'il y aurait des pertes de gisement importantes entre ceux-ci, contrairement à ce que l'on constate.

Dans ce cas-ci, le bon contact entre comburant et combustible est assuré par le décalage entre les trous de captage du gaz et les trous de soufflage, implantés chaque fois au milieu de l'intervalle séparant les premiers. D'autre part, les trous de captage du gaz sont forés dans la couche sur toute leur longueur, au lieu de la recouper en un seul point comme dans le cas des couches horizontales, de sorte que l'air ne peut gagner la sortie du circuit sans avoir léché le combustible sur une longueur importante.

#### 152. Phénomènes aérodynamiques.

La perte de charge dans le gazogène souterrain est de l'ordre de 1 kg/cm². Avec des pressions pareilles, on ne rencontre pas de difficultés dues aux

obstructions ou éboulements souterrains : la porosité naturelle du combustible, augmentée par l'échauffement, fournira toujours au comburant la possibilité de s'ouvrir un nouveau chemin.

Cette porosité peut être déterminée a priori en laboratoire sur des échantillons de 200 à 400 mm de longueur et de 100 × 100 mm de section, enrobés dans du plâtre. Une extrémité de l'échantillon est chauffée par une résistance électrique, l'autre reçoit de l'air comprimé à 1 ou 2 kg/cm² eff. Un chenal plus ou moins large se forme par remontée du feu, plus ou moins rapidement, selon la nature du combustible (30 mm Ø et 10 h pour le lignite, 5 mm Ø et 35 h pour le charbon).

Par contre, les fuites posent un problème. Elles sont couramment de l'ordre de 10 à 15 % du débit d'air. Pour les réduire au minimum, les sondages sont tubés et cimentés au terrain sur une grande partie de leur longueur. Il faut, d'autre part, pouvoir compter sur l'étanchéité des bancs eux-mêmes. Les morts-terrains, recouvrant les couches de lignite soumises à la gazéification souterraine, comportaient dans chaque cas une ou plusieurs couches d'argile plastique réalisant l'étanchéité. Dans les giscments de charbon dur, des bancs de schiste jouent un rôle analogue. De plus, l'affleurement est recouvert de terrains récents argileux, qui ferment les joints de stratification du houiller sous-jacent.

De nombreux essais sur modèles ont mis en évidence l'influence de la turbulence du courant gazeux sur l'intensité des réactions et l'élaboration du

The state of the s

Fig. 29. Influence de la direction du jet sur la forme de la zone gazéifiée.

gaz. A un changement de direction du canal correspond une activité accrue. Des essais effectués « in situ » en lignite ont montré que, si on souffle l'air au fond d'un sondage au moyen d'un ajutage (vitesse de sortie de l'ordre de 100-200 m/sec), la position et l'extension de la zone brûlée sont fortement influencées par la direction du jet (fig. 29). L'air ne circule donc pas suivant le gradient du champ de pression, mais, malgré l'effet de freinage des cendres dans la zone brûlée, les effets d'inertie sont

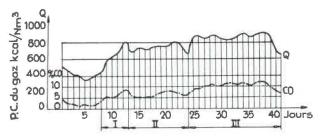


Fig. 30. — Amélioration du gaz obtenue en renouvelant la surface du combustible par modification de l'orientation du jet de comburant (périodes I - II - III comme sur la fig. 29).

sensibles. C'est l'impression qui se dégage également de l'examen après épuisement (autopsie) de certains panneaux à Lissitchansk: le canal ne suivait pas la route la plus courte entre les sondages d'entrée et de sortie, mais serpentait à la façon des méandres d'une rivière, se déplaçant par érosion progressive de la paroi concave (fig. 31).

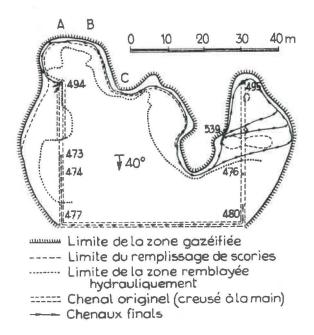


Fig. 31. — Panneau expérimental, de  $40 \times 50$  m, tracé à la main dans une couche inclinée à  $40^{\circ}$  (Lissitchansk). Les numéros indiquent l'emplacement des sondages (n° 494 : soufflage d'air ; n° 495 : aspiration du gaz). (Voir fig. 32 la coupe du chenal aux points A - B - C).

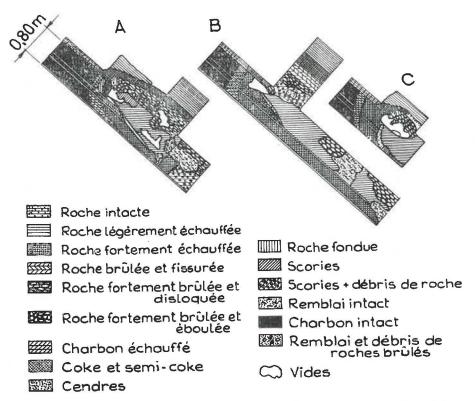


Fig. 32. — Aspect du chenal de gazéification (autopsie d'un panneau expérimental à Lissitchansk). Voir l'emplacement des points A, B et C sur la fig. 31.

# 153. Cinétique des réactions.

De nombreuses recherches, théoriques et expérimentales, ont été consacrées à l'étude du mécanisme des réactions. Nous ne retiendrons ici que quelques points pouvant avoir une influence sur le mode d'exploitation.

Des recherches systématiques ont été faites dans le lignite de Moscovie et dans le charbon du Kuznetzk sur l'évolution de la qualité du gaz dans l'espace et dans le temps : au moyen de sondages, des échantillons de gaz ont été prélevés tout le long d'un chenal de gazéification en activité (fig. 53).

L'oxygène du comburant est épuisé après un parcours de quelques mètres. A ce moment, le gaz contient par ex. 15 % CO<sub>2</sub>, 12 % H<sub>2</sub> et 8 % CO. Ce

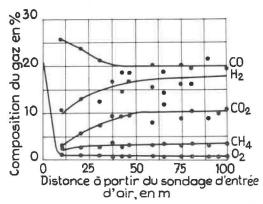


Fig. 33. — Evolution de la composition du gaz en fonction de la distance (Yuzno-Abinskaïa). Débit d'air:  $2200\ Nm^3/h$ .

point correspond également au maximum de température et au maximum de pouvoir calorifique. Audelà, le gaz subit une lente dégradation : il perd de l'oxyde de carbone et s'enrichit en CO<sub>2</sub> et H<sub>2</sub> par suite de la réaction :

$$CO + H_2O \rightarrow CO_2 + H_2$$

Par contre, on n'a jamais pu mettre en évidence la réaction de dissociation :

$$_2$$
 CO  $\rightarrow$  CO $_2$   $+$  C

Il n'est pas possible de distinguer une zone d'oxydation suivie d'une zone de réduction, puisqu'il ne se forme plus de CO après la disparition de l'oxygène libre.

Enfin, les pourcentages importants d'hydrogène s'expliquent facilement, si on se rappelle que les couches gazéifiées sont en général très humides et riches en matières volatiles.

La distance nécessaire à la disparition de l'oxygène libre est fonction du débit d'air soufflé. Elle est dans une couche de lignite de 2,50 m à 5 m de puissance, de l'ordre de 17,5 m pour un débit de 3.000 m³/h, et de l'ordre de 35 m pour un débit de 5.000 m³/h.

On conçoit donc fort bien que les débits d'air ou de gaz et les distances optima entre sondages soient liés entre eux, et que, pour une distance donnée entre sondages, il y ait une valeur optimum à

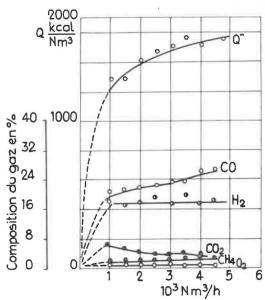


Fig. 34. — Evolution de la composition et du P.C.I. du gaz en fonction du débit (Yuzno-Abinskaïa).

respecter pour le débit (fig. 34). On ne peut envisager d'augmenter la distance entre sondages qu'à condition de pouvoir augmenter le débit par trou, ce qui postule des pressions plus élevées, des appareils de soufflage plus puissants, et un danger accru de fuites: cette modification devra donc être réservée à des gisements plus profonds recouverts d'assises imperméables. C'est pourquoi les techniciens russes s'engagent avec prudence dans cette voie. A Angren, où la couche se trouve à 150 m de profondeur, les trous se trouveront à 35 m les uns des autres (contre 25 m à Toula).

### 154. Bilan matières.

### 1540. Base du calcul.

Les mesures, nombreuses et systématiques, effectuées dans les installations soviétiques de gazéification souterraine, permettent d'établir un bilan assez complet des différentes matières intervenant dans les réactions.

Le but de ce bilan est de se faire une idée de l'importance des fuites de gaz et des pertes de combustible, de façon à pouvoir calculer le rendement thermique de l'opération et évaluer les possibilités d'amélioration des résultats obtenus.

Nous donnons ci-après le principe du mode de calcul utilisé en U.R.S.S., dont la connaissance nous paraît nécessaire pour donner aux chiffres cités une signification précise.

Les données de départ sont :

 la quantité de charbon « exploitable » dans le panneau, calculée d'après la géométrie du gisement et les données des sondages;

 — la composition élémentaire de ce charbon (C, H, O, N, S), ainsi que sa teneur en eau et en cendres (en % pondéraux);  la quantité de comburant utilisée pendant la période d'établissement des liaisons souterraines (air-linking) et la quantité de comburant utilisée pendant la période de gazéification proprement dite (Nm³ soufflés);

 la composition de ce comburant (en cas d'enrichissement à l'oxygène, on tient compte de 2 % d'azote présent dans l'oxygène industriel);

 la quantité de gaz brut recueilli, d'une part, et lâché à l'atmosphère, d'autre part;

 la composition de ce gaz : on tient compte des hydrocarbures lourds, assimilés à C<sub>2</sub>H<sub>4</sub>, et de l'hydrogène sulfuré H<sub>2</sub>S ; l'humidité du gaz est mesurée également.

Toutes les quantités sont exprimées en kg et rapportées à 100 kg de charbon exploitable en place (humidité et cendres comprises).

### 1541. Bilan d'Azote.

L'azote constitue le fil conducteur permettant de comparer les quantités de gaz produites aux quantités de comburant soufflé.

Pour répartir le déficit apparaissant nécessairement entre les quantités totales d'azote à l'entrée et à la sortie, on fait généralement les hypothèses suivantes:

a) les rentrées d'air sont inexistantes, puisque tout le système est en forte surpression;

b) l'azote du charbon peut généralement être négligé, sauf dans le cas d'un comburant très riche en oxygène;

c) une proportion fixe (50 %) de l'air soufflé sous moyenne pression pendant l'établissement des liaisons se perd dans le terrain dans la direction opposée à celle de la liaison à établir;

d) le solde du bilan d'azote représente les fuites dues à l'étanchéité du gazogène souterrain. Le fluide s'échappant par ces fuites est supposé être un mélange de 50 % de gaz tel qu'il est recueilli à la sortie et de 50 % de comburant, dont l'oxygène serait remplacé par du CO<sub>2</sub>. L'humidité de ces fuites est prise égale aux 2/3 de celle du gaz. Les fuites ainsi calculées représentent de 20 à 35 % du volume total de gaz élaboré;

e) une étude plus nuancée a été faite par voie statistique pour répartir le plus vraisemblablement possible le déficit d'azote entre les périodes de « liaison » et de « gazéification » pour la station de Toula. Il en résulte qu'en moyenne 1/3 de l'air souf-flé pendant la période de liaison et 2/3 de l'air souf-flé pendant la période de gazéification seraient consommés utilement, mais les résultats individuels varient largement autour de ces moyennes.

# 1542. Bilan Carbone.

Le bilan carbone est le lien le plus sûr entre le gaz produit et le combustible consommé. La totalité du carbone présent sous forme de CO<sub>2</sub>, CO, CH<sub>4</sub> ou CmHn dans le gaz brut ou les fuites, provient du combustible et permet de calculer la quantité de charbon réellement gazéifié. La différence entre le charbon exploitable et le charbon gazéifié donne le résidu

Il arrive que l'on obtienne pour ce résidu un chiffre négatif : ceci signifie que la gazéification a intéressé du charbon considéré comme « non exploitable » (inclusions de charbon dans les épontes, schistes charbonneux) dont on n'a pas tenu compte dans le calcul des réserves, basé sur la puissance de la couche proprement dite.

Les auteurs soviétiques basent donc généralement le calcul du charbon consommé uniquement sur le bilan carbone. Ils négligent ainsi la formation de coke ou le dégazage éventuel, sans gazéification, d'une partie du charbon, ce qui se justifie dans le cas de l'exploitation totale d'un gisement étendu avec maintien prolongé d'un état de régime. Il est impossible dans ce cas de satisfaire exactement le bilan oxygène.

Les pertes de charbon qui résultent de ce calcul varient de 0 à 30 %. Elles dépendent des conditions géologiques, de la teneur en cendres, de la distance entre sondages et de la conduite de l'exploitation.

A Toula, par exemple, on a fait varier systématiquement les distances entre sondages et déterminé les pertes de charbon correspondantes (tableau II) :

# TABLEAU II.

Mailles du réseau	Pertes
25 m × 40 m	52 %
$_{25~\mathrm{m}}$ $ imes$ $_{35~\mathrm{m}}$	46 %
$_{25~\mathrm{m}}$ $ imes$ $_{30~\mathrm{m}}$	37 %
$_{25 \text{ m}} \times _{25 \text{ m}}$	21 %

Par ailleurs, les pertes de gisement ont été de 3,5 à 15,4 % dans du charbon à 40 % de cendres et de 27 à 32 % dans du charbon à 45 % de cendres, mais il n'y a là nullement une règle absolue.

# 1543. Bilan Hydrogène.

L'hydrogène, présent dans le gaz sous forme de H<sub>2</sub>, CH<sub>4</sub>, C<sub>2</sub>H<sub>4</sub> ou H<sub>2</sub>S, provient soit de la décomposition de l'eau, soit de celle du charbon.

Le charbon gazéifié étant calculé à partir du bilan carbone, on en déduit la quantité d'hydrogène en provenance de ce charbon. Une partie de cet hydrogène, correspondant à 58 % de l'oxygène contenu dans le charbon, est supposée dégagée à l'état de H<sub>2</sub>O (vapeur pyrogénée). Comme on ne tient pas compte d'un éventuel apport de matières volatiles en provenance de charbon incomplètement gazéifié, tout l'hydrogène du gaz en excès est censé provenir

de la décomposition de la vapeur d'eau. Aussi les bilans publiés dans la littérature soviétique indiquent-ils généralement une production relativement importante de gaz à l'eau (p. ex. 20 kg de H<sub>2</sub>O décomposée par 100 kg de charbon en place).

# 1544. Bilan Oxygène.

L'oxygène que l'on retrouve dans le gaz recueilli ou que l'on impute aux fuites sous forme de O<sub>2</sub>, CO<sub>2</sub> ou CO provient de l'oxygène du comburant, de celui de la vapeur d'eau décomposée et de celui du combustible. Cette dernière partie est loin d'être négligeable, car l'oxygène du lignite de Toula, par exemple, représente 25 % en poids de la matière combustible.

Comme la quantité de comburant est définie par le bilan azote, la vapeur décomposée par le bilan hydrogène, et la consommation de combustible par le bilan carbone, le bilan oxygène se trouve théoriquement complètement déterminé par les trois précédents. En fait il subsiste un solde (trop peu d'oxygène à la sortie) résultant de l'inexactitude inévitable des analyses et des mesures de débit, et des hypothèses admises. Pour expliquer ce solde, les spécialistes soviétiques admettent la possibilité d'une absorption de l'oxygène par le combustible non gazéifié, dans le gisement voisin du panneau.

# 1545. Bilan Soufre.

Le bilan du soufre compare le soufre du gaz (sous forme de H<sub>2</sub>S) à celui qui était contenu dans le combustible gazéifié. On admet cependant que 20 % du soufre du combustible gazéifié restent liés aux cendres. L'excès de soufre habituellement constaté dans le gaz est attribué à la décomposition de nodules de pyrite, non compris dans l'analyse du charbon.

#### 1546. Bilan Eau.

Le bilan eau est forcément incomplet. Sauf en des cas exceptionnels, il est impossible de connaître l'eau s'infiltrant dans le chantier ou l'eau condensée dans la partie souterraine de l'installation. Mais on connaît la quantité d'eau entraînée sous forme de vapeur par le gaz, et la quantité d'eau décomposée (bilan oxygène et hydrogène). D'autre part, on connaît la quantité d'oxygène contenue dans le charbon gazéifié. On admet que 50 % à 60 % de cet oxygène se combinent à une partie de l'hydrogène du charbon et se dégagent sous forme de vapeur « pyrogénée », le reste participant directement aux réactions. Enfin, on peut parfois calculer approximativement la quantité de vapeur provenant du séchage des épontes de la couche (sur une profondeur de plus ou moins 1 m). On peut alors établir par exemple le bilan du tableau III.

TABLEAU III.

Entrées		Sorties	
Vapeur pyrogénée Humidité du charbon Humidité des épontes Venues d'eau { vaporisées condensées	1,3 % 3,1 % 5,0 % 54,3 % 36,3 %	Humidité du gaz recueilli Humidité des fuites de gaz Vapeur décomposée Eaux condensées dans le fond Divers	49.5 % 7.9 % 2.2 % 36.3 % 4,1 %
Total ( condensées		= 465 kg d'eau par 100 kg de charboi	

Ce bilan est relatif au panneau n° 10 de Lissitchansk, dont le gisement est très humide. Les eaux condensées se rassemblaient au point bas du chantier. On a pu évaluer leur quantité en estimant le volume du vide qu'elles remplissaient.

# 1547. Conclusion.

Le tableau IV reproduit un bilan matières relatif à un panneau de 21.200 tonnes, gazéifié à Toula en 1957 et ayant produit 43,2 millions de Nm³ de gaz.

Ce bilan,établi en kg par 100 kg de charbon en place (dans la couche proprement dite), a été calculé suivant la méthode exposée ci-dessus.

Les débits d'air, pendant la phase « liaison » et la phase « gazéification », ainsi que le débit de gaz ont été mesurés directement, la quantité de charbon disponible résulte des dimensions du panneau. Comme indiqué ci-dessus, les fuites d'air représentent 50 % du débit soufflé pendant la phase de liaison, et les fuites de gaz représentent un mélange de comburant où O<sub>2</sub> est remplacé par CO<sub>2</sub>, et de gaz identique à celui qui est recueilli à la sortie. L'importance de cette fuite a été déterminée par le bilan azote : le solde non nul de ce bilan provient sans doute d'une légère erreur de calcul. Pour satisfaire au bilan carbone déficitaire, on a fait appel à du charbon « non-exploitable ». Enfin, tout l'hydrogène en excès est attribué à la décomposition de la vapeur d'eau.

Le bilan oxygène laisse un déficit de 10 kg environ. Il serait possible d'éliminer ce déficit en admettant que l'hydrogène en excès provient de la distillation de combustible incomplètement gazéifié. Dans cette hypothèse, il n'y aurait pratiquement pas eu de décomposition de vapeur d'eau, et on pourrait satisfaire simultanément les bilans hydrogène, oxy-

TABLEAU IV. Bilan matières (hypothèses des par. 1541 à 1546).

		1000000		31	-51-2			
Entrées	С	Н	0	N	S	Cendres	$\mathrm{H_2O}$	Total
Charbon de la couche	32,40	2,50	10,70	0,70	2,50	21,20	30,00	100,00
Inclusions charbonneuses des épontes	1,43	0,14	0,38	0,04	0,11	2,48	1,14	5.72
C . J Etablissement des liaisons			7,00	23,16	_	_		30,16
Comburant   Gazéification			54,53	174,58	_			229,11
Eau Pyrogénée		_			_		6,23	)
ou {Décomposée		2,52	20,08	:		_		51,30
vapeur (Non décomposée	_		_			_	22,48	
Nodules de pyrite	_	_	_		2,92		_	2,92
Sorties								
Gaz brut	28,88	4,08	61,51	151,25	4,58	_	53,45	303,75
Fuites de gaz	4,95	0,38	11,75	33,88	0,43		6,40	57,79
Fuites d'air	_		3,50	11,58		_		15,08
Vapeur pyrogénée		0,69	5,54		-			6,23
Cendres		-		_	0,52	23,68	_	24,20
Solde pour balance (déficit)	_		10,39	1,77	_	_	_	12,16
Total	33,83	5,15	92,69	198,48	5,53	23,68	59,85	419,21

		<b>TABLEA</b>	UV.			
Bilan	matières	(hypothèse	d'un	résidu	$d_{le}$	coke).

Entrées	С	Н	0	N	S	Cendres	$\rm H_2O$	Total
Charbon de la couche	32,40	2,50	10,70	0,70	2,50	21,20	30,00	100,00
Inclusions charbonneuses des épontes	24,98	1,93	8,25	0,55	1,93	16,35	23,13	77,12
Comburant Etablissement des liaisons	_	-	7,00	23,16	_		_	30,16
Compurant (Gazéification	_	_	54,53	174,58	_	_	-	229,11
Combustion d'hydrogène						-	3,15	3,15
Nodules de pyrite			_	_	0,15	-	—	0,15
Sorties								
Gaz brut	28,88	4,08	61,51	151,25	4,58		53,45	303,75
Fuites d'air		_	16,17	47.74		$\overline{}$		63,91
Combustion d'hydrogène	_	0,35	2,80	_		_	-	3,15
Résidu (cendres, coke, eau)	28,50	_	_		_	37,55	2,83	69,28
Totaux	57,38	4.43	80,48	198,99	4,58	37,55	56,28	439,69

gène, azote et soufre (tableau V). Mais il faudrait supposer qu'il est resté dans le panneau du coke plus ou moins dégazé représentant un excès de 5.400 tonnes de carbone, alors que la réserve totale de combustible semble à peine suffisante pour four-nir le carbone contenu dans le gaz recueilli.

# 155. Bilan thermique.

Lorsque le bilan matières est établi, le bilan thermique se calcule facilement à partir des températures (mesurées ou estimées) et des pouvoirs calorifiques inférieurs des corps en réaction.

A l'entrée, le pouvoir calorifique du combustible gazéifié constitue environ 96 à 99 % de la quantité totale de chaleur, le reste représentant la chaleur sensible ou l'enthalpie des divers composants. Notons que l'on considère ici exclusivement le charbon gazéifié. Les pertes de charbon restent donc en dehors du bilan.

A la sortie, le poste principal (45 à 75 %) est le pouvoir calorifique du gaz brut recueilli, compris généralement entre 800 et 1200 kcal/m³. La chaleur sensible du gaz représente quelques %, mais l'enthalpie de la vapeur d'eau entraînée par le gaz peut varier dans de larges limites : de 3 %, pour un gisement sec, jusqu'à 40 % de la chaleur totale, pour un gisement très humide. Les fuites de gaz entraînent, sous forme de pouvoir calorifique, de chaleur sensible et de vapeur, une perte de calories non négligeable, de l'ordre de 10 à 20 %.

Le solde du bilan, après décompte de tous les postes calculables, représente la chaleur sensible restée dans les cendres ou perdue au terrain. Ces pertes représentent, suivant les cas, 10 à 20 % de la chaleur totale (p. ex. 10 % pour une couche de 9 m et 20 % pour une couche de 1 m de puissance).

La chaleur sensible des gaz et l'enthalpie de la vapeur n'étant jamais utilisées, les calories correspondantes sont considérées comme pertes. Aussi, le rendement thermique du processus est-il défini par le rapport du pouvoir calorifique inférieur du gaz recueilli au pouvoir calorifique inférieur du combustible gazéifié.

Ce rendement est de l'ordre de 45 à 50 % dans les cas défavorables (venues d'eau importantes, couches minces à Lissitchansk, couche très cendreuse à Toula) et peut s'élever à 65 ou 70 % dans les cas favorables (gisement puissant et bien draîné à Youzno-Abinskaïa). Avec de l'air enrichi en oxygène, on a même atteint 75 % à Toula.

La teneur en cendres, à partir de 40 %, et l'humidité sont des facteurs défavorables à un bilan thermique élevé, ainsi que le montrent les diagrammes, fig. 35 et 36.

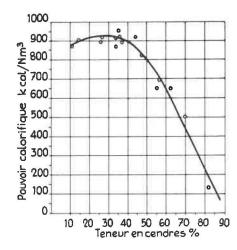


Fig. 35. — Pouvoir calorifique inférieur du gaz en fonction de la teneur en cendres du lignite gazéifié (station de Toula).

# TABLEAU VI. Bilan thermique (Youzno-Abinskaïa) (en % de la chaleur totale) Période du 27-5-55 au 1-11-56.

Entrées		Sorties	
Pouvoir calorifique du charbon	99,19	Pouvoir calorifique du gaz	65,00
Chaleur sensible du charbon	0,08	P.C. des fuites de gaz	16,95
Chaleur sensible de l'humidité du charbon	0,02	Chaleur sensible du gaz	4,13
Enthalpie de l'air sec	0,18	Chaleur sensible des fuites de gaz	1,11
Enthalpie de l'humidité de l'air	0,35	Enthalpie de l'humidité du gaz	2,69
Chaleur sensible de l'humidité du terrain	0,18	Enthalpie de l'humidité des fuites de gaz	0,69
		Chaleur sensible des cendres	0,15
		Pertes au massif	9,28
Total	100,00	Total	100,00

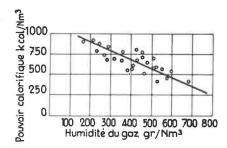


Fig. 36. — Pouvoir calorifique inférieur du gaz en fonction de l'humidité (station de Toula).

Si l'on tient compte des pertes de charbon, le rendement global diminue encore. Ainsi, pour la station de Toula, en 1956, on évalue globalement à 25 % les pertes de charbon, à 35,8 % les fuites de gaz et à 62,8 % le rendement thermique de la gazéification proprement dite, sans tenir compte des fuites. Le rendement global s'établit dans ces conditions à :

$$(1-0.25)$$
  $(1-0.358) \times 0.628 = 0.303$  ou 30.3 %.

Ce chiffre très bas est influencé défavorablement par l'incidence élevée des fuites de gaz. On espère, en améliorant la technique, réduire les pertes de charbon à 7 ou 8 %, celles de gaz à 10-15 % et porter le rendement thermique à 70-77 %, ce qui permettrait de récupérer :

$$(1-0.075)$$
  $(1-0.125)$   $\times$  0.75 = 60 %

environ des calories contenues dans le combustible.

A titre de comparaison, l'exploitation souterraine, dans le même gisement, récupère environ 66 % du combustible en place.

### 156. Essais oxygène-vapeur.

Quoique le comburant utilisé pour la production de gaz énergétique soit toujours de l'air (sauf à Lissitchansk), des essais ont eu lieu en 1953 et 1957 avec de l'air suroxygéné à Toula, en vue d'obtenir du gaz dit « technologique » destiné à servir de matière première pour la synthèse d'ammoniaque.

Les essais de 1957 ont été effectués en soufflant 1400 à 1450  $Nm^3/h$  d'un mélange à 60-70 % d'oxygène, dans un sondage, le gaz étant recueilli dans deux sondages voisins, distants respectivement de 25 et 50 m. Au comburant on ajoutait de la vapeur à raison de 200 à 500 g/ $Nm^3$ , et on recueillait 5500  $Nm^3/h$  de gaz. Le pouvoir calorifique du gaz brut a atteint 1750 kcal/ $Nm^3$ , mais on perd 200 kcal/ $m^3$  à la purification (élimination de  $H_2S$ ).

Lorsqu'on supprime la suroxygénation de l'air, le P.C.I. se maintient aux environs de 1200 kcal/m³ pendant plusieurs journées, alors qu'en marche à l'air normale, on n'obtient que 800 à 900 kcal/m³. On profite sans doute de la température élevée produite par le soufflage suroxygéné.

Le but poursuivi étant l'obtention d'un mélange propre à la synthèse, le CO et CH4 du gaz doivent être transformés en hydrogène sous l'action de vapeur d'eau:

$$CO + H_2O \rightarrow CO_2 + H_2$$
  
 $CH_4 + _2H_2O \rightarrow CO_2 + _4H_2$ 

Le CO<sub>2</sub> est ensuite éliminé par un lavage sous pression. Pour que le mélange obtenu soit propre à la synthèse, il faut que, dans le gaz brut, le rapport CO + H<sub>2</sub>

$$\frac{\mathrm{CO} + \mathrm{H_2}}{\mathrm{N_2}}$$
 soit proche de 3. Cette condition est très approximativement réalisée par le gaz de gazéi-

très approximativement réalisée par le gaz de gazéi fication souterraine avec soufflage à 65 %  $O_2$ .

Les résultats de ces essais sont repris dans les tableaux VII et VIII. On y a ajouté une comparaison avec les résultats de 1953 et avec ceux d'un gazogène de surface utilisant le même combustible partiellement séché.

Nous avons recalculé le bilan matières d'après des données publiées, mais en faisant intervenir le charbon incomplètement gazéifié (tableau VIII).

Cha	rbon	S	oufflage	1				Co.	mposition et	caractéristi	ques du ga	z			Charbon	Rende-	
H <sub>2</sub> O	Cendres	Débit	% O <sub>2</sub>	Vapeur	H <sub>2</sub> S	CO <sub>2</sub>	CmHn	02	i co i	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	N <sub>2</sub>	P.C.I.	Débit	gazéfié	ment thermique	Durée
%	%	Nm3	%	g/Nm3	%	%	%	%	%	%	%	%	kcal/m3	Nm3	t	%	jours
Essa	is de 19	57 (souffla	ge: 1.4	00 Nm³/	/h — Ga	az : 3.500	Nm³/h)										
32	23	116.000	60	265	2,5	27.0	0,3	0,1	15,2	34,9	1,8	18,2	1.700	309.340	241,5	75,5	5
32	23	747.670	65	300	2,9	28,4	0,4	0,2	15,6	35,0	1,8	15,7	1.750	1.964.400	1.611	73,8	24
32	23	78.320	67	400	3,0	30,7	0,4	0	12,8	35.4	1,9	15,8	1.690	164.440	132	72.5	3
32	23	111.860	70	400	3,3	31,0	0,4	0,2	12,8	35,9	1,9	14,5	1.721	254.800	206	73,0	5
Essa	is de 19	953 (souffla	age: 1.0	000 Nm³	/h).									Nm³ gaz	kg chark	on	
25,1	21,6		70,5	200	2,2	38,9	0,2	0,2	9,9	33,8	1,5	13,3	1.440	1,	39		
Gazo	ogène d	e surface.															

TABLEAU VIII. Bilan matières (en kg par 100 kg de charbon gazéifié).

Entrées	С	н	О	N	S	Cendres	н20	Total
Charbon complètement gazéifié	30,8	3,19	8,85	0,8	1,36	23,0	32,0	100
Charbon incomplètement gazéifié	9.45	0,98	2,71	0,25	0,42	7,0	9,8	30,61
Comburant (air enrichi à 65 % O2)	_		49,90	23,45	_		- 1	73,35
Vapeur injectée   décomposée	-	0,33	2,64			-		1
(400 g/Nm³ \ non décomposée			_			—	16,23	19,2
Nodules de pyrite (pour balance)			_	_	2,88	_		2,88
Sorties								
Gaz recueilli   sondage nº 180	14,6	1,97	28,0	9,6	2,12	_	9.7	65,99
sondage nº 179	16,2	2.53	36,1	14,9	2.54		21,2	93,57
Résidu	9,45	_	_	_		30	- 1	39,45
Eau condensée (pour balance)			-				27,13	27,13
Totaux	40,25	4,50	64,10	24,5	4,66	30,0	58,03	226,04

Par ailleurs la station de Lissitchansk utilise régulièrement un air enrichi contenant 30 % environ d'oxygène. Le pouvoir calorifique du gaz reste cependant du même ordre de grandeur que celui du gaz à l'air ordinaire de Toula: l'enrichissement du soufflage ne sert qu'à compenser l'influence défavorable des venues d'eau très abondantes et de la faible épaisseur de la couche.

# 16. Aspects miniers de l'exploitation.

### 160. Généralités.

Quoique la gazéification souterraine soit, par essence, tout à fait différente de l'exploitation minière conventionnelle, elle s'y rattache cependant par certains aspects qui restent communs : le fait de soustraire par une méthode quelconque, abattage ou gazéification, un volume de charbon à l'écorce terrestre implique des problèmes qui se poseront toujours, indépendamment de la méthode employée.

Nous ne parlerons pas ici des travaux préparatoires souterrains, nécessaires avec les anciennes méthodes, puisque les procédés actuels ont complètement éliminé ces travaux.

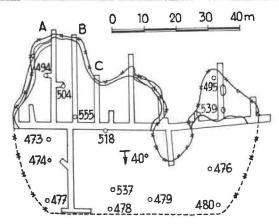
Par contre, les travaux de reconnaissance, généralement par sondages carottés, restent indispensables et doivent même être poussés beaucoup plus loin qu'avec les méthodes classiques, puisque la plupart des méthodes de gazéification impliquent une connaissance précise, en un réseau de points rapprochés, de la position de la couche, de sa puissance, de son inclinaison et de sa régularité. Les techniques adoptées étant classiques, nous ne nous y attarderons pas. Signalons toutefois que les techniciens soviétiques s'efforcent de perfectionner les méthodes de carottage et de mettre au point des appareils de télémesure basés sur la résistivité, la radioactivité, les ultra-sons, etc...

### 161. Autopsie des chantiers.

Quoique ne faisant pas partie de l'exploitation proprement dite, les travaux de reconnaissance effectués après la gazéification présentent un intérêt évident pour vérifier l'épuisement du gisement et étudier les conditions de circulation du courant gazeux.

Favorisés par la disposition du gisement, les travaux de Lissitchansk ont permis une « autopsie » détaillée d'un chantier.

Un panneau en fer à cheval de  $50 \times 40 \text{ m}^2$  avait été tracé (manuellement) dans la couche  $l_8$  fortement inclinée. On y accédait, à partir d'anciens travaux dans la couche voisine  $l_7$ , par un petit traversbanc qui fut muré pendant la gazéification. Des sondages reliaient la surface aux deux extrémités du fer à cheval (fig. 37), l'un servant pour l'air, l'autre pour le gaz. Après la gazéification et l'extinction du



- Travaux de reconnaissance
  Extension de la zone gazéifiée
- tension du remplissage de scories
- Sondages

Fig. 37. — Travaux de reconnaissance effectués dans le panneau expérimental de Lissitchansk. (Comparer avec fig. 31 et 32).

chantier, on creusa une galerie de niveau à travers la zone brûlée et, à partir de cette galerie, une série de petits montages ou de descenderies, permettant de reconnaître chaque fois l'extension de la zone complètement ou partiellement gazéifiée, et d'effectuer un relevé complet de l'état du terrain.

On a constaté, dans ce cas, que le charbon était complètement brûlé, sauf quelques lentilles contre le mur, et une bande de coke s'étendant en biseau vers le mur, le long du massif de charbon encore intact.

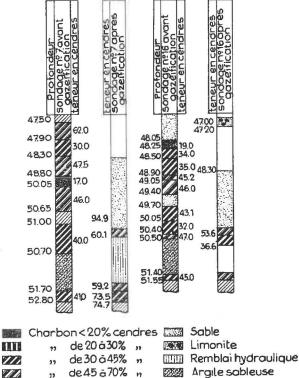
L'espace brûlé est rempli de scories plus ou moins mêlées de débris du toit à des degrés divers de cuisson. Cet amoncellement hétérogène comporte des crevasses remplies de remblai hydraulique (voir par. 163). A proximité du front de charbon subsistent cependant quelques chenaux ouverts (de quelques dm² de section) dans lesquels circulaient les gaz (fig. 52).

Les roches du toit immédiat de la couche sont rougies par cuisson, fissurées et partiellement éboulées. Les traces d'échauffement se marquent jusqu'à 1 m ou 1,50 m du toit de la veine.

A Toula, les terrains, moins consistants, ne permettaient guère des travaux analogues. On a dû se contenter de sondages carottés, difficiles à effectuer à cause des crevasses (fig. 38). En comparant les coupes avant et après gazéification, on constate qu'il reste souvent un peu de charbon, dont la teneur en cendres a fortement augmenté par rapport aux échantillonnages antérieurs, à cause du départ des matières volatiles. Ces résidus se trouvent généralement au mur de la couche, mais on trouve aussi des îlots où la puissance entière a été conservée. Généralement, c'est dans les zones à la teneur en cendres la plus forte que la gazéification a été la moins complète. Mais cette règle souffre de nombreuses exceptions. La quantité de charbon résiduel est de

11/1

ZZZ Argile



Sondages carottés dans la zone gazéifiée (station de Toula).

Scories et sable éboulé

**Vides** 

l'ordre de 10 à 20 %, ce qui correspond approximativement à la différence entre le charbon exploitable en place et le charbon complètement gazéifié calculé par le bilan matières. Dans le remplissage constitué de scories spongieuses fondues et parfois de cendres poreuses, subsistent de nombreux che-

Quand le toit de la couche est constitué de sable, il est généralement éboulé et le sable remplit les crevasses. L'argile par contre s'affaisse en gardant sa cohérence, mais laisse souvent subsister un vide immédiatement en dessous du toit. Le sable paraît non influencé par la chaleur, tandis que l'argile prend une teinte rouge par cuisson. On en trouve souvent des morceaux emprisonnés dans les scories.

Le calcaire du mur, cendreux et poreux ,ne paraît guère modifié.

### Taux d'utilisation du gisement.

Le calcul du bilan matières, l'autopsie, par galeries souterraines ou par sondages carottés, de panneaux gazéifiés, et l'observation des affaissements provoqués à la surface (fig. 39), concordent pour fixer vers 10 à 25 % les pertes de gisement par gazéification souterraine. Ce chiffre est remarquablement faible, si l'on considère que, dans un gisement comme celui de Toula, l'exploitation souterraine est obligée d'abandonner un tiers environ du charbon théoriquement exploitable. La teneur en cendres du

combustible et la distance entre les sondages sont les paramètres principaux (voir par. 1542) au point de vue de l'épuisement total du charbon. Pour pouvoir augmenter la distance sans augmenter les pertes, des dispositions spéciales sont nécessaires (par. 111).

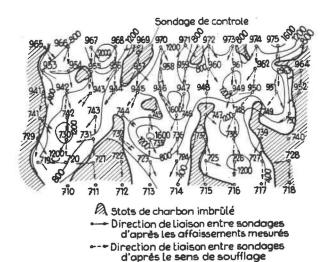


Fig. 39. - Affaissements de terrain au-dessus d'un panneau gazéifié. Lignes d'affaissements égaux (équidistance : 400 mm) (station de Toula).

Notons que la gazéification peut s'étendre à des queuvées ou des intercalations charbonneuses qui ne font pas partie de la couche proprement dite, ou même à des schistes charbonneux, que l'on néglige dans le calcul des réserves et que l'exploitation minière est forcée d'abandonner. D'autre part, les stots laissés entre les panneaux gazéifiés successivement sont extrêmement faibles ou même inexistants, la distance entre les sondages de panneaux voisins est généralement la même qu'entre les sondages d'un même panneau.

Bien entendu, pour juger du taux d'utilisation finale du combustible du gisement, il y a lieu de tenir compte du rendement thermique de la gazéification et des pertes de gaz (voir par. 155).

### 163. Remblayage.

En couche mince et inclinée, le foudroyage peut tarder, ce qui crée la possibilité de courants d'air parasites : pour améliorer dans ce cas le contact entre comburant et charbon, on a fait des essais d'injection de boue dans la zone brûlée. Ces essais ont été faits à Lissitchansk, dans le panneau décrit au par. 161, à partir de sondages forés de la surface. Le remblai, sous forme d'une suspension de sables et d'argile dans de l'eau, de densité 1,5 à 1,7, coulait sous son propre poids, ou était pompé sous haute pression (50 à 60 atm). On a ainsi d'abord remblayé par gravité, pendant la gazéification du panneau, les galeries creusées à la main qui le délimitaient au départ (1153 m³ de remblai), puis ultérieurement on a injecté sous pression 727 m³ de boue dans l'espace gazéifié. A l'autopsie, on a constaté que le remblai injecté s'était répandu jusqu'à 20 m des sondages d'amenée, mais n'avait rempli que 1/3 des cavités ouvertes, qui représentaient elles-mêmes 1/4 environ du volume du charbon gazéifié. Dans une partie du panneau, les matériaux de remblayage avaient manifestement subi l'action de la chaleur, ce qui prouve qu'ils avaient pénétré dans la zone de réaction elle-même (fig. 51).

#### 164. Affaissements de terrain.

La disparition du charbon gazéifié provoque des affaissements de terrain comme l'exploitation normale et, comme on travaille à faible profondeur et dans des couches puissantes, ces affaissements sont importants. D'après les personnes consultées, leur amplitude et leur vitesse sont cependant réduites par rapport à une exploitation souterraine foudroyée: en effet, les intercalations et les cendres du combustible constituent sur place un remblai partiel, et les vitesses d'avancement sont faibles. De plus, un front de gazéification ne constitue pas une ligne droite, avec une cassure nette, comme un front de taille.

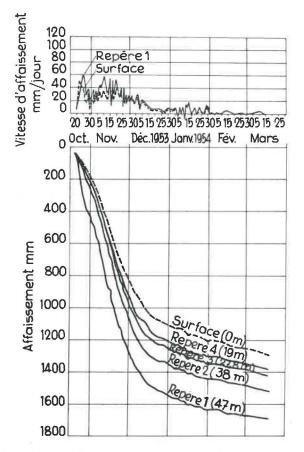


Fig. 40. — Affaissements et vitesses d'affaissement de la surface du sol et de repères ancrés à différentes profondeurs dans un sondage (le repère 1 est au toit de la couche) (station de Toula).

Dans la région de Toula, l'affaissement du toit de la couche atteint une valeur finale de 2 m pour une couche de 3 m de puissance. A la surface, l'affaissement final est de 1,20 m environ, ce qui correspond à un foisonnement de 2 à 3 % des terrains de recouvrement (40 m). Des repères fixés à diverses profondeurs dans des sondages verticaux ont permis de localiser, dans le quart inférieur, les principaux décollements de bancs. La vitesse d'affaissement, irrégulière, peut atteindre 30 mm par jour au voisinage de la couche, mais à la surface on a en moyenne 1,5 mm/jour (fig. 40 à 42).

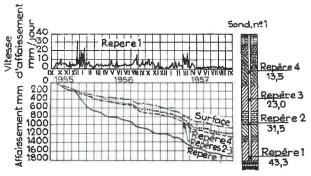


Fig. 41. — Affaissements et vitesses d'affaissement de la surface et de repères ancrés dans un sondage à différentes profondeurs, à Schatskaïa.

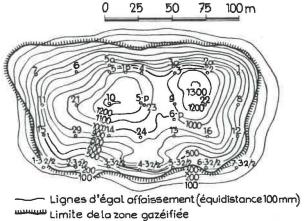


Fig. 42. — Cuvette d'affaissement à Schatskaïa.

Ces affaissements sont observés avec grand soin: ils permettent de localiser les zones gazéifiées et les stots imbrûlés éventuels (fig. 39).

A Lissitchansk, où la couche est moins puissante (0,80 m seulement), la roche plus résistante, la profondeur plus grande (jusque 1,50 m) et le pendage assez raide (40°), les affaissements sont moins marqués et se produisent avec un certain retard. Leur valeur finale n'est que de quelques dizaines de mm (après 8 mois).

Dans le Kuznetsk par contre, où on gazéifie une couche de 9 m de puissance sous une dizaine de mètres de recouvrement argileux, les affaissements prennent une allure d'effondrements : ils peuvent at-

teindre plus d'un mètre par jour. Des entonnoirs seforment le long de la ligne d'affleurement de la veine, et il faut les colmater avec de l'argile au moyen d'un bull-dozer. On arrive cependant à maintenir une étanchéité relative. Ici aussi, des sondages inclinés, forés au toit de la couche, permettent de suivre le mouvement des bancs (fig. 43).

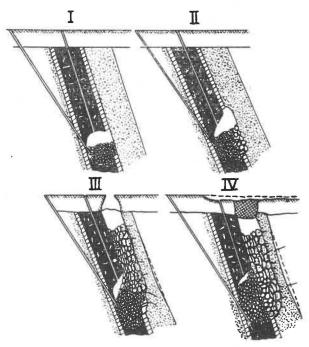


Fig. 43. — Gazéification d'une couche puissante en dressant (Yuzno-Abinskaïa). Comportement du toit.

Ces affaissements ne présentent guère d'inconvénient, les chantiers se trouvant toujours dans des zones non construites, ce qui est d'ailleurs une nécessité, vu l'encombrement des tuyauteries de surface et les servitudes de leur déplacement. Il faut cependant prendre parfois certaines précautions pour protéger les installations elles-mêmes : supports extensibles et joints à soufflets pour les tuyauteries, inclinaison des sondages, etc...

### 165. Exploitations voisines.

Généralement, les installations de gazéification souterraine sont situées à 2 km ou plus des mines les plus voisines. On a cependant dû, dans un charbonnage voisin de Toula, prendre des mesures contre les infiltrations de gaz de gazéification.

Les techniciens soviétiques sont unanimes à déclarer que la gazéification n'est pas à envisager dans un terrain ébranlé par l'exploitation minière. Cependant, à Lissitchansk, où l'exploitation date de l'époque de Pierre le Grand, on a tracé des panneaux à proximité immédiate d'anciens travaux supenficiels, mais en dessous de ceux-ci.

En gisement incliné, on a pu gazéifier successivement des couches partiellement superposées, à condition qu'elles soient séparées par des bancs imperméables. On a d'ailleurs constaté, lorsqu'on a gazéifié la couche inférieure, des fuites de gaz vers la surface par les remblais de la couche supérieure : on pense que les deux couches ont été mises en communication par des sondages de drainage, ou par des fissures du terrain consécutives à l'exploitation de la couche inférieure.

# 166. Récupération du matériel.

Les tuyauteries de surface sont régulièrement déplacées et réutilisées, les démontages et remontages se faisant au chalumeau. Le tubage des sondages constitue donc le seul matériel éventuellement perdu. Comme le coût de ce tubage est un élément important du prix de revient, on s'efforce cependant de le récupérer. L'opération est rendue difficile par le scellement des tubes au terrain, mais souvent le ciment a perdu sa cohérence sous l'influence de la chaleur et des mouvements de terrain. Eventuellement, on coupe les tubes au moyen d'un outil à couteaux effaçables, pour en récupérer au moins la partie supérieure. A Toula, on récupère ainsi 60 % des tubes. Un vibreur électrique, à moteur à balourd, est à l'étude pour faciliter l'opération (fig. 44).

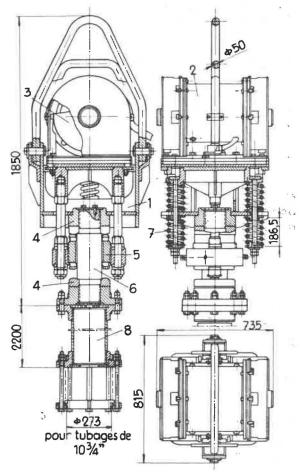


Fig. 44. — Vibreur pour la récupération de tubages.

1. Support; 2. Moteur électrique; 3. Balourd; 4. Butées;

5. Mouton; 6. Guide; 7. Ressorts amortisseurs; 8. Tube de liaison.

## 2. INSTITUTS ET STATIONS DE GAZEIFICATION SOUTERRAINE

# 20. Instituts de recherches.

# 200. Organisation générale.

Jusqu'en 1957, le Podzemgaz, organisme chargé des recherches relatives à la gazéification souterraine, se plaçait dans le cadre de l'industrie charbonnière, qui était centralisée à l'échelle de l'Union Soviétique par le Ministère du Charbon.

Depuis la décentralisation administrative de juillet 1957, l'industrie charbonnière de chacune des républiques fédérées est devenue autonome. Cependant, comme il n'apparaissait pas opportun de disperser les efforts consacrés à la gazéification souterraine, le Podzemgaz a été maintenu et a été rattaché au Glavgaz ou Direction Générale du Gaz, dépendant directement du Conseil des Ministres de l'Union Soviétique. Le Glavgaz a gardé sa structure unitaire à l'échelle de l'Union, car les problèmes de production, de transport et de consommation du gaz naturel ou manufacturé doivent être considérés dans un cadre plus large que celui de chacune des républiques.

Le Podzemgaz centralise et coordonne les efforts de l'Institut de Gazéification Souterraine de Moscou (VNII - Podzemgaz) consacré à la recherche fondamentale, ceux de l'Institut d'Etudes et Projets de Stalino (GIPRO - Podzemgaz) et ceux des six stations de gazéification souterraine, en activité: Podmoskovnaïa (à Toula) - Schatskaïa (à 20 km de Toula) - Lissitschansk (Donetz) - Youzno-Abinskaïa (Kuzbass-Sibérie Centrale), ou en construction: Angren (Taschkent-Uzbekistan) et Kamenskaïa (Rostov). Il collabore, pour l'étude de certains problèmes de théorie pure ou de laboratoire, avec les Instituts Spécialisés de l'Académie des Sciences, qui coordonne toute la recherche scientifique en U.R.S.S.

### Institut de Recherche fondamentale à Moscou.

L'Institut VNII - Podzemgaz de Moscou centralise depuis 1949 toutes les recherches théoriques et de laboratoire consacrées à la gazéification souterraine. De plus, il suit de près les essais effectués sur le terrain dans les différentes stations, en analyse et interprète les résultats, et transmet ses conclusions à l'Institut de Stalino, chargé d'élaborer les projets d'exploitation.

L'Institut de Moscou occupe 300 personnes, dont 200 chercheurs universitaires. Une centaine de ces personnes sont détachées dans les stations de gazéification (dont certaines à 5.000 km de Moscou) pour y suivre les essais.

L'Institut comporte de nombreux services spécialisés, dont les laboratoires sont dispersés dans la capitale. Nous avons eu l'occasion de visiter cet Institut, et les chefs des services nous ont exposé les thèmes principaux de leurs recherches.

Le service «Mines» s'occupe plus particulièrement des travaux d'exploration (par forage ou galeries) des panneaux gazéifiés, de l'étude des mouvements de terrain, du comportement des roches et du remplissage de la zone gazéifiée.

Le service « Hydrologie et Géologie » effectue les prospections et étudie les procédés d'assèchement des chantiers avant leur mise à feu et pendant leur fonctionnement.

Deux services « Gazéification » sont spécialisés, l'un pour l'étude des charbons « bruns » (lignite, boghead...), l'autre pour les charbons « durs ». Ces services mettent au point les techniques de liaison souterraine et de gazéification proprement dite, et étudient le mécanisme des réactions et l'influence des différents paramètres.

Un service se consacre spécialement à l'electrolinking, un autre à l'amélioration des méthodes de forage dirigé. Un service d'aérodynamique étudie les questions d'écoulement gazeux et l'influence de la turbulence dans les gazogènes souterrains (modèles réduits).

Il y a enfin un service spécialisé pour les mesures à distance et l'automatisation des manœuvres.

Finalement, une section économique établit la rentabilité des méthodes projetées ou des stations en exploitation, et un service de documentation suit de très près tout ce qui est publié à l'étranger sur la question.

Nous avons été frappés par la compétence et par l'extrême spécialisation des chercheurs de l'Institut. Celui-ci est une sorte de « Banque intellectuelle d'information scientifique » et les échanges de vue qui s'y produisent régulièrement entre chercheurs de laboratoire et techniciens détachés aux différentes stations, permettent de rassembler une documentation de première valeur. Les éléments les plus intéressants de cette documentation sont publiés dans la revue trimestrielle « Podzemnaïa Gazificatzia Uglia » à laquelle les membres de l'Institut collaborent abondamment.

# 202. Institut d'Etudes et Projets à Stalino.

L'Institut « GIPRO - Podzemgaz » est installé à Stalino, à la limite orientale de l'Ukraine, entre Kharkhov et Rostov, à proximité du bassin du Donetz. Son rôle est d'élaborer, à partir des données scientifiques fournies par l'Institut de Moscou, les projets d'exploitation et les plans complets des stations de gazéification souterraine.

L'Institut, qui occupe 150 ingénieurs et techniciens, s'occupe également des problèmes de transport et d'utilisation du gaz produit. C'est à Stalino qu'ont été mis au point les brûleurs permettant d'obtenir une flamme stable avec du gaz à 800-900 kcal/m³ et d'utiliser le gaz de gazéification souterraine dans les appareils domestiques. L'Institut a fourni les données nécessaires au calcul des turbines à gaz de 12 MW de Schatskaïa, et a étudié la chauffe de fours à briques Hoffmann au gaz de G.S. Il a établi les plans des stations de Schatskaïa (en cours de démarrage), d'Angren et de Kamenskaïa (en construction), ainsi que les projets de stations futures, plus puissantes, dont l'exécution attend l'approbation des autorités supérieures.

Subsidiairement, l'Institut de Stalino s'occupe de la distribution de gaz de ville dans toute la région.

# 21. Station de Toula.

### 210. Situation.

Autour de Moscou, en direction S. et W., s'étendent sur 100.000 km² un ensemble de gisements de lignite et de boghead d'âge carbonifère. Par suite de l'absence de sollicitations tectoniques et thermiques, ces couches, contemporaines de notre Houiller, sont restées à un stade peu avancé de houillification.

La partie sud de ce bassin s'étend autour de la ville de Toula, à 200 km au sud de Moscou. Les couches de lignite ont une allure lenticulaire. Elles sont comprises entre des bancs d'argile et de sable ou de grès très tendres, à une profondeur de l'ordre de 50 à 200 m. La puissance est assez variable (de 2 à 5 m) et le gisement est gorgé d'eau, ce qui rend l'exploitation par les méthodes classiques (35 millions de t par an) assez pénible.

Sur ce gisement s'est fixée une industrie métallurgique relativement importante et il existe à Toula des grandes installations de gazogènes (système Lurgi à l'air suroxygéné) qui participent à l'alimentation de Moscou en gaz de ville (l'importance relative de ces installations a cependant diminué depuis que Moscou reçoit du gaz naturel en provenance du Nord du Caucase).

Des essais de gazéification souterraine ont eu lieu dans cette région dès avant la guerre (1933) (Krutov) par différentes méthodes (panneau fragmenté par des charges de dynamite, galeries suivant un schéma en fer à cheval, trous parallèles...), mais les résultats furent défavorables, aussi s'orienta-t-on délibérément, à partir de 1940, vers des méthodes sans main-d'œuvre souterraine, basées sur le principe de la percolation, et une station pilote fut implantée en 1940 par le Podzemgaz sur la lentille de lignite de Novobass, à 3 km au S-E de Toula.

### 211. Gisement.

Cette station, dite « Podmoskovnaïa », exploite deux lentilles de lignite. La première, celle de Novobass, sur laquelle la station elle-même est établie, a une forme irrégulière, isométrique, et s'étend sur 2,5 km d'est en ouest et 2 km du nord au sud, mais la surface où la couche a plus d'un m de puissance n'est que de 2,5 km² environ. La profondeur est en moyenne de 48 m, mais varie entre 34 et 60 m, la puissance est en moyenne de 2,70 m, mais varie entre un maximum de 4,70 m et la limite minimum d'exploitabilité de 1 m (fig. 45 et 46).

Cette lentille contient 13.10<sup>6</sup> tonnes de lignite (réserve géologique) dont 4,2.10<sup>6</sup> tonnes seulement sont considérées comme exploitables. A raison de 300.000 t/an, elle permettrait à la station de vivre pendant 14 ans, mais cette réserve était déjà sérieusement entamée au 1<sup>er</sup> janvier 1956, puisqu'on avait consommé à cette date 2.200.000 t, et, au moment de notre visite (octobre 1958), la lentille de Novobass était en voie d'épuisement.

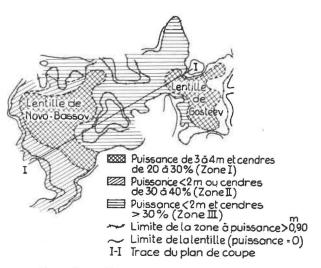


Fig. 45. — Gisement de Toula. Vue en plan.

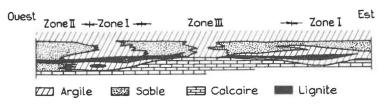


Fig. 46. — Gisement de Toula (Coupe I-I).

Pour assurer la continuité de la production, on a mis en exploitation une seconde lentille, celle de Gostéev, située 5 km au S-E de la précédente. Elle a une forme allongée du nord-ouest au sud-est et mesure 2,5 km de longueur sur 400 m de largeur. La profondeur du gisement est la même qu'à Novobass, la puissance de la couche varie entre 0,3 et 5,7 m avec une moyenne de 3 à 4 m. Cette lentille contient 5.10<sup>6</sup> tonnes de lignite, dont environ 2,6.10<sup>6</sup> tonnes exploitables, et permettrait de prolonger de 5 ans la vie de la station.

Le lignite a un pouvoir calorifique de 2.720 kcal/kg sur brut à 25 '% de cendres et 25 % d'humidité.

La composition élémentaire du lignite résulte du tableau IX. Bien entendu, les teneurs en cendres et en humidité varient dans de larges limites, la gazéification s'étendant parfois à des laies contenant jusqu'à 70 % de cendres. Le gisement de Gostéev est généralement plus cendreux (35 à 43 %) que celui de Novobass (normalement 25 à 35 %).

TABLEAU IX.

Charbon	brut	pur
С	32	64,30
H	2,35	4.73
O	13,03	26,20
N	0,77	1,55
S	1,6	3,22
Cendres	25,10	_
Humidité	25,15	
	100,00	100,00

La couche se décompose souvent en plusieurs laies, séparées par des intercalations d'argile. Elle présente une direction de fissuration ou de clivage priviligiée nord-ouest - sud-est, et une autre, moins nette, à peu près perpendiculaire à la précédente.

Le combustible est très poreux, mais cette porosité est variable dans l'espace, ce qui influence d'une façon sensible la vitesse de filtration : on a relevé 40 à 50 % de volume de vides dans la partie N-E de la lentille de Novobass, et 20 à 30 % dans la partie S-E.

Les épontes de la couche consistent généralement en bancs d'argile de 0,3 m à 5 m d'épaisseur. Au mur, on trouve du calcaire sous l'argile. Au toit, l'argile est, sur 40 % de la surface, remplacée par du sable. Les terrains de recouvrement consistent en une alternance de bancs de sable et d'argile avec prédominance d'argile et quelques horizons calcareux (fig. 46).

# 212. Historique.

Sur la base des premiers résultats de gazéification souterraine obtenus dans les lignites du bassin de Moscou à Krutov (1932) et dans les anthracites du Donetz à Gorlovka (1934), on réalisa dans la région de Toula vers 1940 des panneaux en double II (méthode de courant), préparés par galeries souterraines et reliés à la surface par des sondages. On obtint du gaz à 800 kcal/Nm³, mais les résultats étaient irréguliers et la quantité de travail minier à effectuer prohibitive. Aussi la nouvelle station-pilote, démarrée en 1940 à Toula, avait-elle pour objectif la mise au point et le développement à échelle semi industrielle de la méthode par percolation au moyen d'un réseau de sondages régulièrement espacés.

La période de 1941 à 1946 doit être considérée comme une période de recherche et de mise au point pendant laquelle furent forés 110 sondages totalisant 6.457 m, et réalisées 61 liaisons souterraines totalisant 1.588 m. On a produit pendant cette période 153,6.106 m³ de gaz utile, équivalent en pouvoir calorifique à 45.000 t de lignite du bassin de Moscou.

Ces travaux ont été freinés par la guerre : le front s'est en effet stabilisé pendant des mois à quelques km, de Toula, qui fut sur le point d'être investie.

C'est à Toula qu'ont été mises au point la technique de liaison entre sondages par air à moyenne pression et celle de l'exploitation par sondages verticaux des couches horizontales à faible profondeur. C'est à Toula également qu'ont été faits les premiers essais de liaison par electro-linking ou par forage dirigé en lignite et les essais de gazéification du lignite par un mélange air-oxygène-vapeur, et qu'ont été effectuées de nombreuses études expérimentales sur les différents paramètres de la gazéification souterraine.

Depuis 1946, la station de Toula est une installation pilote qui fonctionne dans des conditions industrielles et alimente régulièrement une dizaine de consommateurs, adaptant avec souplesse son débit aux besoins de ceux-ci. La production a augmenté progressivement de 50,10<sup>6</sup> m³ en 1946 à son niveau définitif de 400.10<sup>6</sup> m³ en 1955. Cette échelle est encore modeste si on la compare à celle d'un charbonnage ordinaire (1,2.10<sup>6</sup> m³ de gaz par jour équivalent à 300 tonnes de lignite), mais la technique est bien au point, et rien n'empêcherait d'augmenter la capacité de production si les réserves de gisement le justifiaient.

Fin 1958, l'exploitation de la lentille de Novobass est en voie d'achèvement et le centre de gravité de l'exploitation s'est déplacé vers la lentille de Gostéev. La station en a encore pour 5 ans, et gazéfie 15 ha de gisement par an.

# 213. Equipement.

La station de compression d'air comporte un turbo-compresseur de 60.000 m³/h sous 0,9 atm et cinq compresseurs à pistons de 12.000 m³/h sous 2 atm, à un étage, entraînés par moteurs synchrones, alimentant les sondages en cours de gazéification. Quatre compresseurs à pistons de 6.000 m³/h sous 6 atm, à deux étages, alimentent les sondages en cours de liaison. Comme la consommation normale est de 60.000 m³/h d'air à basse pression et 6.000 m³/h d'air à moyenne pression, on dispose d'une réserve importante.

La station est reliée aux chantiers de Gostéev, distants de 5 km, par des conduites de 1 m de diamètre pour l'air basse pression et le gaz, et de 300 mm de diamètre pour l'air à moyenne pression. L'ensemble du réseau représente plus de 20 km de tuyauteries.

Sur le circuit gaz, on trouve des cyclones dépoussiéreurs en tôle, installés sur le terrain (fig. 47), puis à la station même, 3 scrubbers de 3 m Ø, à chute

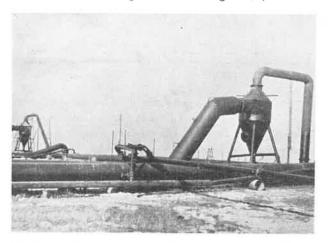


Fig. 47. — Tuyauteries et cyclone dépoussiéreur à Toula.

d'eau libre, puis 5 filtres électrostatiques, capables chacun de 60.000 m³/h, et enfin 2 scrubbers remplis d'anneaux Raschig avec lavage par une lessive d'arséniate de soude, pour la récupération du soufre. Le gaz est finalement envoyé vers les consommateurs par 3 soufflantes, capables chacune de 25.000 m³/h sous 0,6 atm de surpression.

Une division annexe récupère les produits soufrés, soit par jour 5 à 6 tonnes de soufre, 4 à 5 tonnes d'hyposulfite pour photographie et 3 à 4 tonnes d'hyposulfite à usage industriel (papeteries).

Les mesures effectuées aux différents points du circuit sont transmises automatiquement à un dispatch central où l'on enregistre les pressions, débits et températures de l'air à moyenne et basse pression, ainsi que du gaz entrant dans le collecteur général. On peut également raccorder des enregistreurs sur quelques-uns des sondages en activité. On enregistre de plus les consommations de vapeur et d'air de l'installation de désulfuration.

La teneur du gaz en hydrogène est enregistrée au moyen d'un pH mètre. A part cela, il n'y a pas d'analyseurs de gaz automatiques : on estime que les variations de composition du gaz sont trop lentes pour justifier cette complication.

Pour être complet, citons enfin les derricks de forage, les tracteurs utilisés pour le déplacement des tuyauteries, et les transformateurs triphasés-monophasés de 200 à 470 kVA, utilisés pour la liaison entre sondages par voie électrique.

En annexe à la station, il y a eu, dans le temps, des chaudières à vapeur, actuellement démontées, et il existe encore une installation de production d'oxygène, qui vend sa production à l'extérieur.

# 214. Résultats d'exploitation.

Les principaux résultats techniques de l'exploitation de Toula sont repris aux tableaux ci-après.

La production de 400 millions de Nm³/an ou 1,2.106 Nm³/jour, soit encore 50.000 Nm³/h, est obtenue au moyen de 3 chantiers comportant chacun 8 lignes de sondages (2.000 à 3.000 Nm³/h par sondage). Chaque chantier a une vie de 3 à 5 ans.

La composition du gaz reste très constante. Elle peut être caractérisée par les chiffres moyens du tableau X.

### TABLEAU X.

$H_2S$	$CO_2$	$C_mH_n$	${\rm O}_2$	CO	$H_2$	$CH_4$	$N_2$	PCI
			%					kcal/Nm³
1,1	18,0	0,2	0,2	7	15	1,5	57	800

Le pouvoir calorifique oscille entre 750 et 850 kcal/m³ selon la teneur en cendres du gisement : 60 % du gaz au-dessus de 800 kcal/m³ pour 35 % de cendres et 40 % au-dessus de 800 kcal/m³ pour 45 % de cendres. La désulfuration fait perdre environ 35 kcal/Nm³. Les fuites d'air ou de gaz représentent 30 à 35 %, les pertes de gisement varient entre 15 et 30 %.

Le P.C.I. du gaz représente 60 % de celui du lignite complètement gazéilié et 30 à 40 % de celui du combustible en place.

En 1955, pour une production de 412.10<sup>6</sup> Nm³ de gaz brut, donnant 576.10<sup>6</sup> Nm³ de gaz net, on a consommé 390.10<sup>6</sup> Nm³ d'air à basse pression et 58.10<sup>6</sup> Nm³ d'air à moyenne pression. Par 1.000 Nm³ de gaz, on a consommé 97 kWh, dont 16,5 pour la production d'air à moyenne pression et 42,7 pour la basse pression. La gazéification d'un kg de lignite exige 1,81 Nm³ d'air et fournit 1,66 Nm³ de gaz (tableau XI).

La mise en communication des sondages avec la zone de gazéification a absorbé par sondage 249.000 Nm³ d'air comprimé et à duré en moyenne 31 jours.

TABLEAU XI.
Production de gaz à Toula.

	Gaz	brut	Gaz	net	Soufre	Consomn	ation par N	lm3 gaz	Perso	nne1	Prix de
Années	Débit total	PCI	Débit total	PCI	Hyposulfite	Lignite *	Air	Energie	Ouvrier	Total	revien
	106 Nm3	kcal/Nm3	106 Nm3	kcal/Nm3	t	kg/Nm3	Nm3/Nm3	Wh/Nm3			Rouble: 103 Nn
1943	14,5										984,2
1944	31,7										145,4
1945	31,7										184,7
1946	32,5										182,8
de 1940											
à 1946	154.7	822									
1947	49,9	763	21,3	763							108,94
1948	122,3	790	114,7	790							66,60
1949	170,0	836	164,7	836							71,18
1950	207,0	876	198,0	876			0,857	173	257	410	62,90
1951	219,7	830	188,5	780	1352		0,885	146	314	482	59,46
1952	236,8	770	200,1	730		0,593	0,875	137	375	540	67,59
1953	290,3	808	268,7	773	1517	0,618	0,865	114	376	534	55,16
1954	354,8	785	325,1	785	-	0,570	0,846	114	347	499	47,41
1955	412,0	800	376,4	776	1908	0,644	0,870	97	378	519	37,19
1956	401,8	798	359, <del>4</del>	770	3400				374	505	39,17
1957	386,0										
1958	408.0										

<sup>\*</sup> Charbon réellement gazéifié, donc pertes de gisement non comprises.

Ces sondages servent ensuite 41 jours comme entrée d'air et 24 jours comme sortie du gaz.

La méthode d'exploitation qui s'est révélée la plus rationnelle est celle décrite plus haut avec un réseau de sondages à mailles carrées de  $25 \times 25$  m.

Toutes les méthodes de liaison ont été essayées. Outre l'air-linking et l'electro-linking (voir tableau XII) on a fait en 1956 des essais de forage horizontal: 15 trous « dirigés » ont été forés (100 m en roche et 60 m dans la couche) à raison de 250 à 350 m par mois et par foreuse. Ce système, malgré son intérêt au point de vue de la consommation d'énergie (45 à 70 kWh par m contre 750 environ pour l'electro-linking et 1.500 pour l'air-linking), a été abandonné à Toula en raison de sa complication et de sa lenteur. Même l'electro-linking n'a pu détrôner la liaison par air à moyenne pression, qui reste à Toula la méthode classique.

La vitesse de liaison varie avec la porosité du charbon : 1,07 m/jour dans du charbon à 40 - 50 %

TABLEAU XII. Etablissement des liaisons.

	Son	ndages verti	caux	Liais	on par air	moyenne pres	sion	Liaison électrique					
	Nombre	Longue	ır forée	Vitesse	Longueur	Consomi	mation	Vitesse	Nombre de	Longueur	Consom		
Années		Totale	par machine		totale	air M.P.	Energie		liaisons	totale	Energie		
		m	m/mois	m/jour	m	Nm3/m	kWh/m	m/jour	1		kWh/n		
de 1940													
à 1946	110	6.457			1.588								
1947				0,74	965	27.500							
1948	58	2.919		0,72	1.325	37.600							
1949	90	4.352		0,81	1.504	35.500							
1950	206	10.232		0,68	1.745	37.200	5.150						
1951	226	11.502		0,64	2.169	24.700							
1952	232	11.458		0,99	3.577	24.600			6	157	3.730		
1953	241	12.153	336	0,72	4.010	19.400	2.390		30	862	2.170		
1954	220	11.684	467	0,69	4.241	14.200	1.560		29	693	1.830		
1955	312	18.776	516	0,77	5.422	10.500	1.655	1,5-2,0	85	2.081	668		
1956	159	10.190	373	0,52	4.223	11.450	1.352	4,24 *	50 *	813 *			

<sup>\*</sup> Chiffres relatifs aux panneaux 7 - 8 - 10 - 11 de Novobass et 1 - 2 de Gostéev.

de pores contre 0,5 m/jour dans du charbon à 20-30 % de pores. Elle dépend aussi de l'orientation : si la direction de la liaison coïncide avec celle des clivages principaux, on peut réaliser une économie de 37 % sur la consommation d'air comprimé et un gain de 43 % sur la vitesse.

Le gaz de la station de Toula est consommé par une dizaine d'industries situées dans un rayon de 10 km et reliées à la station par des feeders de 800 à 1,000 mm Ø. Une usine métallurgique absorbe 60 %, une fabrique d'armes 25 %, et une demi-dou zaine de petits consommateurs (briqueterie, distillerie, école technique), parmi lesquels deux immeubles à appartements, se partagent les 15 % restants.

Ce gaz est vendu à 4 kopecks (= 0,04 R) le m³. Ce prix correspond à peu près au prix de revient et, depuis 1955, la station de Toula couvre ses frais. A titre de comparaison, le prix du gaz de ville, dont le pouvoir calorifique varie entre 3.500 et 8.500 kcal/m³, est standardisé à 20 kopecks dans toute l'U.R.S.S.

Le personnel « sur le terrain » comprend, pour 5 chantiers de gazéification :

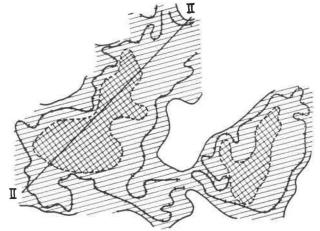
- 3 opérateurs de gazéifica
  - tion à 3 postes, soit 9 hommes par jour,
- 3 équipes de forage +
  - 1 surveillant à 3 postes, soit 30 hommes par jour,
- 1 équipe de déplacement
  - des tuyauteries à 1 poste, soit 10 hommes par jour,

Total: 49 hommes.

Ce total, qu'il faut porter à environ 60 pour assurer la réserve nécessaire à un service continu, ne représente que 13 % du personnel ouvrier. Le reste est occupé dans les salles de machines, au dispatch, à l'entretien, à l'usine de désulfuration, ou à des essais et travaux divers résultant du caractère expérimental de la station. La faible proportion de l'effectif directement proportionnel à la production montre qu'une installation industrielle, à grande échelle, fonctionnerait dans des conditions de rendement beaucoup plus favorables.

### 22. Station de Schatskaïa.

La station de Schatskaïa est implantée à 20 km au S-E de Toula, sur un gisement fort analogue au précédent, et constitué également par deux lentilles de lignite. La lentille occidentale, à 2 km de la station, occupe une superficie de 10 km² et contient 19.10° de tonnes de combustible exploitable. La lentille orientale, à 5 km de la station, occupe 5 km² et contient 8.10° tonnes. La couche se trouve à 40 m de profondeur, sa puissance varie autour d'une moyenne de 1,9 m (fig. 48-49). Les terrains de recouvrement sont les mêmes qu'à Toula (fig. 50), le toit de la couche est formé tantôt par des sables,



- Puissance de 3 ā 4 m. et cendres de 20 à 30% (Zone I)
- Puissance < 2m ou cendres de 30 à 40% (Zone II)
- Limite de la zone à puissance > 0,90
- ~ Limite de la lentille (puissance=0)
- II·II Trace du plan de coùpe

Fig. 48. - Gisement de Schatskaïa. Vue en plan.

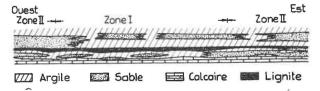


Fig. 49. — Gisement de Schatskaïa. Coupe II - II.

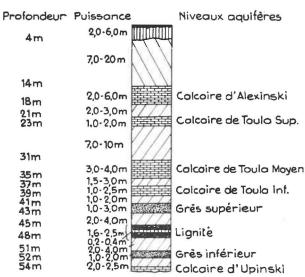


Fig. 50. — Composition des terrains de recouvrement à Schatskaïa.

tantôt par de l'argile. Le lignite contient 25 à 44 % d'humidité et 37 % de cendres ; son pouvoir calorifique est de 2.600 kcal/kg.

Les premiers essais ont eu lieu à Schatskaïa en 1956-1957 et les travaux ont été progressivement développés pour atteindre une production de 100.000 m<sup>3</sup>/h. Cette station est destinée à prendre le relais

de celle de Toula, dont le gisement s'épuise, et à en transposer au stade industriel les résultats, considérés jusqu'ici comme ceux d'une installation pilote.

La technique est très analogue, mais on a augmenté la largeur des panneaux. On travaille par lignes de dix sondages sur une largeur de front de 250 m. Les sondages de la moitié du front sont dans la phase de liaison (soufflage à 6 kg/cm²), tandis que l'autre moitié est en cours de gazéification (2 kg/cm²). Le gaz est prélevé par les trous situés en bordure du panneau. Le gaz obtenu est à 900 kcal/m³, légèrement plus riche qu'à Toula.

Des essais de liaison par air à haute pression ont donné lieu à des combustions spontanées.

Schatskaïa est dotée de moyens de soufflage puissants qui seront encore développés dans l'avenir: 5 compresseurs moyenne pression, de 6.000 m³/h sous 8 atm chacun, et 5 compresseurs moyenne pression, de 55.000 m³/h sous 2,2 atm chacun.

Le gaz est destiné à être converti sur place en énergie électrique par deux unités de 12 MW auxquelles s'adjoindra plus tard une unité de 24 MW. Cette énergie sera déversée dans le réseau à 110 kV.

Pour les unités génératrices, il a fallu choisir entre des turbines à vapeur alimentées par des chaudières chauffées au gaz, à 90 kg/cm², 500° C, et des turbines à gaz travaillant sous 12 kg/cm², 650° C. On s'est décidé en faveur de cette dernière solution à cause du rendement énergétique légèrement supérieur, mais surtout à cause de l'économie de maind'œuvre.

Cette solution exige que l'on utilise au maximum le rendement des compresseurs axiaux et des turbines, qui est de l'ordre de 90 %. L'air et le gaz sont

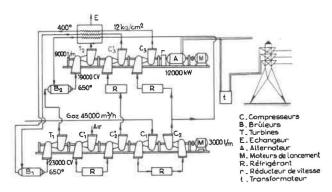


Fig. 51. — Schéma du fonctionnement de la turbine à gaz de Schatskaïa.

comprimés séparément en trois étapes avec deux refroidissements intermédiaires et passent ensuite dans un échangeur où ils récupèrent la chaleur du gaz d'échappement. La combustion et la détente se font en deux étages afin de limiter à 650° C la température à l'entrée des turbines (fig. 51).

Les machines sont réparties sur deux lignes d'arbres : une première turbine de 23.000 ch entraîne les 4 compresseurs basse et moyenne pression (3.000 t/m), tandis que la deuxième turbine, de 19.000 ch, entraîne les compresseurs haute pression (gaz + air primaire) à 9.000 t/m; le reliquat de puissance est transmis, par un réducteur de vitesse à engrenages, à l'alternateur de 12.000 kW relié au réseau (3.000 t/m). Des moteurs de lancement sont prévus pour chaque ligne d'arbres.

La première unité est installée. Lors de notre visite, elle était en révision, après une marche d'essai d'un mois aux huiles de pétrole. Elle avait subi des avaries attribuées à des copeaux de métal restés dans les réfrigérants et entraînés entre les aubes. La machine devait être mise définitivement en service fin 1958. La consommation prévue est de 45.000 Nm³/h de gaz à 900 kcal/Nm³.

Avec deux unités de 12 MW en service, la consommation de lignite serait de l'ordre de 580.000 t/an. Après l'addition d'une nouvelle unité de 24 MW, portant la puissance définitive à 48 MW, la consommation serait doublée et la station aurait une réserve de combustible suffisante pour 30 ans.

Grâce à l'expérience acquise à Toula, aux perfectionnements apportés par rapport à cette station, et au fait de travailler à une échelle plus grande, on espère diminuer de moitié à peu près le prix du gaz et le ramener à 22 roubles environ aux 1.000 Nm³.

Actuellement, le gaz produit est inutilisé et on procède à des essais en grand sur le terrain pour fixer définitivement la technique à adopter.

# 23. Station d'Angren.

Angren est situé dans la République d'Uzbekistan (Turkestan) à 120 km au S-E de Taschkent. Le gisement à gazéifier s'étend sur 12 à 13 km en longueur et 8 à 9 km en largeur et occupe une surface de 150 km². La couche de lignite a une puissance variant de 1,6 à 21,1 m, avec une moyenne de 9,2 m. La profondeur varie de 110 à 195 m (150 m en moyenne) et le pendage de 5 à 15°.

Le combustible est un lignite plus évolué et moins poreux (30 %) que celui de Toula (22 à 24 % de matières volatiles). Son aspect est noir. Sa composition résulte des analyses ci-dessous (tableau XIII).

TABLEAU XIII.

Charbon	brut	pur
С	43,3	76,2
H	2,3	4
O	10.4	
N	0,5	17,8
S	1,5	
Cendres	11	
Humidité	31	

Le pouvoir calorifique (sur brut) est de 3.650 kcal/kg. Au mur de la couche, il y a 10 à 15 m d'argile et d'alévrolite, puis une coulée de basalte. Au toit, un banc de schiste charbonneux de 40 m, contenant 10 % de matières combustibles, participera partiellement à la gazéification. Plus haut, une couche de 20 à 30 m de kaolin permet d'espérer une étanchéité satisfaisante. Il y a plusieurs niveaux aquifères dans les terrains de recouvrement.

Il y a des exploitations souterraines à 2 km et des exploitations à ciel ouvert à 5 km du site choisi pour la gazéification souterraine.

La station d'Angren est en cours de construction. Le principe de fonctionnement sera le même qu'à Toula mais, vu la puissance de la couche, les sondages seront forés avec une inclinaison de 53° - 58° sur l'horizontale, les mettant à l'abri des mouvements de terrains pendant la période de soufflage. Le gaz sera récolté par les côtés des panneaux qui auront 315 m de largeur. La distance entre les trous sera de 35 m (fig. 8 - 9).

Les projets ont été établis pour gazéifier 1.000.000 tonnes de charbon par an, en produisant 2,5 milliards de m³ de gaz à 1.000 kcal/Nm³. La puissance de la couche, et les teneurs plus favorables en cendres et humidité, permettent en effet d'escompter un P.C. plus élevé qu'à Toula. Des essais préliminaires permettent de prévoir la composition du gaz (tableau XIV).

# TABLEAU XIV.

H <sub>2</sub> S	$CO_2$	$C_mH_n$	$O_2$	CO	$H_2$	CH <sub>4</sub> N <sub>2</sub>	PCI
1,3	16,0	0,2	0,2	10,0	17,6	1,6 53,1	1.000

La pression d'air de gazéification sera de 2 atm (210.000  $Nm^3/h$ ) et celle de l'air moyenne pression pour l'établissement des communications de 5 atm (30.000  $Nm^3/h$ ), le débit prévu de gaz 200.000  $Nm^3/h$ . Les sondages à air auront 300 mm  $\varnothing$ , les sondages à gaz 400 mm  $\varnothing$ , les collecteurs d'air moyenne pression 325 mm  $\varnothing$ , air basse pression : 920 mm  $\varnothing$  et gaz : 1220 mm  $\varnothing$  (tôle de 12 mm).

Le gaz sera envoyé par une conduite de 2 m Ø à une centrale électrique à vapeur située à 4.5 km, qui fournira 200 MW par chauffe aux combustibles solides et 100 MW par chauffe au gaz de gazéification souterraine.

La station d'Angren devait démarrer un premier chantier fin 1958. Elle doit atteindre en 1960 un premier palier de production de 10<sup>9</sup> Nm³/an.

# 24. Station de Lissitchansk.

#### 240. Situation.

Lissitchansk est située sur le Donetz, à 160 km au N-E de Stalino, à peu près à mi-chemin entre Karkhov et Rostov et à l'extrémité orientale de l'Ukraine. A 2 ou 3 km de la station de gazéification souterraine se trouve une plaque commémorative indiquant l'endroit où pour la première fois, sous Pierre le Grand, du charbon a été extrait dans le bassin du Donetz.

Le bassin du Donetz proprement dit, ou Vieux Donbass, s'étend sur 150 km d'ouest en est. Il occupe une superficie de 25.000 km² dans la partie orientale de l'Ukraine et déborde à l'est sur le territoire de la République de Russie (Rostov). De nouvelles découvertes ont actuellement doublé la superficie, et le Grand Donbass se prolongerait jusqu'à Kiew à l'ouest et la Volga à l'est. C'est le bassin le plus ancien et, quant à la production, le plus important d'U.R.S.S., dont il fournit 55 % de l'extraction (140.106 tonnes en 1955 sur un total de 591.106 tonnes). Son importance relative diminue cependant avec le développement des nouveaux bassins en Sibérie.

#### 241. Gisement.

Le bassin du Donetz est d'âge carbonifère et a été fortement sollicité tectoniquement. Il contient 120 couches exploitables, dont la qualité varie des anthracites aux houilles à gaz avec une forte proportion de charbon à coke.

La station de gazéification souterraine de Lissitchansk est implantée sur l'affleurement d'un faisceau assez dense de 12 couches peu puissantes (0,5 m à 1,0 m), plongeant vers le sud avec un pendage de 50 à 40° assez régulier. Les terrains encaissants sont constitués de bancs de schiste et de calcaire. D'anciennes exploitations ont enlevé le charbon à l'affleurement jusqu'à 40 m environ de la surface. Le Houiller est recouvert par des terrains récents argileux.

L'analyse de ce charbon donne les chiffres suivants (tableau XV).

TABLEAU XV.

Charbon	brut	pur
С	59	80
Н	3	4
O	7	9.5
N	3	4
S	2	2,5
Cendres	15	-
Humidité	11	

Le pouvoir calorifique du charbon brut est de 4.500 kcal/kg, et la teneur en matières volatiles du charbon pur est de 35 %.

Ce gisement est caractérisé par des venues d'eau très abondantes. Des anciens travaux miniers existent assez près des chantiers de gazéification, et ont permis d'explorer complètement certains panneaux après gazéification.

### 242. Historique.

Des essais de gazéification souterraine ont eu lieu à Lissitchansk dès 1934 : on a profité de travaux miniers existants pour essayer la gazéification par trous forés en couche parallèlement aux épontes, entre deux galeries creusées manuellement.

Après les destructions causées par la guerre, la station a été remise en état et les essais ont été repris suivant un schéma analogue à celui de Gorlovka (située à 100 km de là et détruite complètement par les Allemands): panneau délimité par des galeries dessinant un U ou schéma en double II.

Pour diminuer les travaux nécessaires, on en vint rapidement à relier les extrémités du chantier à la surface par des sondages traversant les terrains de recouvrement, puis à souffler l'air à la base du panneau par des sondages forés au toit de la couche. Enfin, en perfectionnant les méthodes de forage incliné, on arriva à remplacer les montages en veine, constituant les jambes de l'U, par des sondages effectués à partir de la surface vers une galerie horizontale souterraine. La dernière étape de l'élimination totale des travaux miniers est réalisée depuis un peu plus d'un an : les méthodes de liaison électrique ou par haute pression (air ou eau) ont permis d'effectuer tous les travaux préparatoires à partir de la surface. La technique du forage horizontal dirigé est encore en plein développement, mais a déjà permis de démarrer des chantiers avec succès.

La méthode de gazéification est celle qui a été

décrite en détail au chapitre 13. C'est d'ailleurs à Lissitchansk qu'elle a été mise au point. De 1950 à 1958, une dizaine de chantiers « industriels » se sont succédé, outre plusieurs chantiers « expérimentaux ».

Lissitchansk a cependant toujours été considérée plus comme un centre d'essais que comme une installation de production, et on s'y est livré à de nombreux travaux de recherche et de mise au point, spécialement en ce qui concerne le forage dirigé (incliné et horizontal).

### 243. Equipement.

La station de Lissitchansk est équipée de turbocompresseurs pouvant débiter un total de 110.000 Nm³/h d'air comprimé à 5 ou 6 atm.

Elle possède une puissante installation de production d'oxygène, comportant deux blocs «Linde-Frankl» produisant chacun 3200 Nm³/h d'oxygène à 98 %. Cette installation produit par an 80 m³ d'hélium et de krypton (disponibilité: 10 mois par an).

Le réseau de tuyauteries s'étend sur 7,5 km, et la station possède 4 sondeuses Craelius et une « électroforeuse » pour trous de 300 mm Ø.

Il n'y a pas de cyclones pour le dépoussiérage du gaz, mais avant de raccorder les sondages, on veille à les laisser souffler quelques heures à l'air libre, aussi leur orifice est-il entouré d'une couche de poussière de coke. Le soutre n'est pas récupéré, mais le gaz subit un simple lavage à l'eau dans un scrubber. La pression du gaz à la sortie des sondages (0,8 kg/cm² eff.) est suffisante pour l'envoyer, à travers le réseau de tuyauteries et le scrubber, jusqu'à une centrale électrique distante de quelques km (feeder de 700 mm Ø).

### 244. Résultats d'exploitation.

Les tableaux XVI, XVII et XVIII ci-après rassemblent quelques résultats d'exploitation de Lis-

TABLEAU XVI.

Production annuelle de gaz à Lissitchansk.

Années		Gaz produit		(	Consommation	IS	Person	nel	Prix de	
Aimees	Brut	Net	Net P.C.I.		Charbon   Air		Ouvrier	Total	revient	
	106 Nm3	106 Nm <sup>3</sup>	kcal/Nm³	kg/Nm³	Nm <sup>3</sup> /Nm <sup>3</sup>	Wh/Nm <sup>3</sup>			R/1.000 Nm	
1948	18,6									
1949	20,1									
1950	97.5	74,1	895						172,86	
1951	28,5	27.1	801				325	470	389,50	
1952	75,1	73.1	841	0,490	1,202	491,2	327	481	139,26	
1953	108,2	101,8	800	0,395	0,985	390,4			123,10	
1954	86,6	78,4	813	0,430	1,040	477,1	348	497	124,26	
1955	109,1	101	841	0,410	0,974	329,0	324	460	80,66	
1956	112,7	89,7	842	0,425	1,025	268,0	349	480	80,70	
1957	125,8									
1958	100									

# TABLEAU XVII.

# Caractéristiques des chantiers.

	Chantiers	Co	uche	Profondeur	Char	bon	Soufflage	Fuites	Ga	z	l
N°	Dates de fonctionnement	N°	Puissance	des anciens travaux	En place	Gazéfié	% O <sub>2</sub>	air + gaz	P.C.I.	Humidité	Rendement thermique
	mois - années		m	m	10 <sup>3</sup> t	10 <sup>3</sup> t	%	%	kcal/Nm³	g/Nm³	%
4	X/1949 - V/1951	ľ's	0,8	25	35,3	26,5	39,8	20,2	805		42,5
1	IV/1950 - X/1951	k <sub>8</sub>	0,53	45	62,2	30,8		14,2	868		43
7	VII/1951 - IX/1953	l's	0,8	18	23.4	19,8	28,9	18,0	685	740	46,4
10	V/1952 - IV/1954	I's	0,8	35	62,4	51.9	32,2	20,0	794	916	47,2
13	IX/1953 - X/1954	$I_6$	0,8	53	45,0	37,6	33,8	13,0	773	720	45.4
14	VIII/1954 - I/1956	$I_5$	0,84	35	52.7	51,8	34,6	22	822	902	49.7
15	X/1955 - X/1957	$I_5$	0,84	40	59,8	25,2	35,3	15	652	1.100	39,3
24	VII/1956 - X/1957	$I_4$	1,08	44	24,1	23,26	44,8	15.7	952	1.455	46,8
23	XII/1956 - XII/1957	$I_4$	1,08	62	61,0	46,5		21,0	825	1.500	42,7
Sonda	age 168 (1956) (*)	l's	0,8			3.17	46,4	40	1.183		59,6
3 cha	intiers 1955 - VII/1958				142,8	139,2	37,8		834	770	45,6

<sup>(\*)</sup> Sondage horizontal « dirigé » à partir de la surface, et suivant la couche sur 70 m environ. Il a recoupé des anciens sondages inclinés que l'on a utilisés pour créer un système de gazéification.

# TABLEAU XVIII.

# Caractéristiques du gaz.

	Air so	ufflé	1	Gaz									
Chantiers	Débit total	% O <sub>2</sub>	Débit total	H <sub>2</sub> S	CO <sub>2</sub>	C <sub>m</sub> H <sub>n</sub>	$O_2$	CO	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	N <sub>2</sub>	P.C.I.	Humidité
	106 Nm <sup>8</sup>	%	106 Nm <sup>3</sup>	%	%	%	%	%	%	%	%	kcal/Nm <sup>3</sup>	g/Nm³
nº 14	128	34,6	130	1,36	26,6	0,19	0,3	б,о	12,6	2,48	50,87	822	1.100
nº 15	71	35,3	72,6	0,63	27,6	0,17	0,42	4,84	10,1	2,19	54,05	652	1.455
nº 24	45.5	44,8	54	2,09	32,2	0,19	0,37	7,62	15,8	2.38	38,53	952	1.500
Sondage 168 (*)	4,57	46,4	4,6	0,76	27.4	0,2	0,25	10,31	22,5	2,54	36,13	1.183	_
3 chantiers }	329.5	37,8	334			_	_		_	-	—	834	770
1958	_		_	1,5	28,5	_	0,2	8,4	17.0	2,4	43	939	770

<sup>(\*)</sup> Voir Tableau XVII.

sitchansk. Ceux-ci sont moins réguliers que ceux de Toula, et la gazéification des charbons « durs » ou complètement houillifiés n'est pas encore aussi parfaitement au point que celle des lignites.

Au moment de notre visite, la station produisait 25.000 m³/h environ (soit 600.000 m³/jour) de gaz à 900 calories/Nm³. Les chantiers sont des panneaux de 380 m de longueur sur 125 m de hauteur (mesurée selon la pente de la couche) et comportent 8 à 10 sondages à gaz, tubés à 200 mm Ø, et débitant chacun 3.000 Nm³/h.

La station est défavorisée par la minceur de ses couches, entraînant des pertes de chaleur importantes dans les terrains, et par l'importance des venues d'eau : le gaz entraîne de 700 à 1.500 g de vapeur par Nm³. Aussi le bilan thermique est-il médiocre : 30 % de la chaleur sont entraînés sous forme de vapeur, et 45 % seulement sous forme de pouvoir calorifique du gaz. Le reste représente les fuites de gaz (10 %) et les pertes sous forme de chaleur sensible (15 %).

Pour améliorer le bilan thermique, on enrichit l'air en oxygène (50 à 40 % d'O<sub>2</sub> dans le fluide soufflé). D'après les essais effectués, on améliore ainsi de 200 à 300 kcal/Nm³ le pouvoir calorifique du gaz. On utilise à cet effet alternativement un des deux groupes Linde-Frankl de la station. Les gaz rares produits améliorent légèrement le bilan financier, mais l'azote est inutilisé, malgré la proximité d'un complexe d'industries chimiques.

Pour ces raisons, la production du gaz revient deux fois plus cher à Lissitchansk qu'à Toula. Cette station n'a plus guère d'avenir. Son gisement, entamé par les anciennes exploitations, est en voie d'épuisement, et elle sera remplacée dans quelques années par celle de Kamenskaïa.

### 25. Station de Kamenskaïa.

Kamensk se trouve sur le Donetz, à 130 km au nord de Rostov, juste à l'est de la limite orientale de l'Ukraine. La station de Kamenskaïa est en construction à 8 km au S-E de la ville, sur le flanc nord d'un synclinal qui s'ennoye vers l'est et qui est cisaillé à l'ouest par un faisceau de grandes failles. Le gisement utilisable pour la gazéification souterraine occupe une surface de 6,6 km  $\times$  0,6 km = 4 km² entre l'affleurement et la profondeur de 500 m. Il comprend deux couches de charbon anthraciteux, avec un pendage de 40 à 60° vers le sud.

L'analyse élémentaire du charbon donne (tableau XX) :

TABLEAU XX.

Charbon	brut	pur
С	67,5	90,0
H	3,1	4,1
O	1,6	2,1
N	1,1	1,5
S	1,7	2,3
Cendres	13,0	-
Humidité	12,0	_
PCI	6.200	8.540

Les terrains encaissants sont composés de schistes et de calcaires, et le gisement est recouvert par ± 50 m de terrains récents.

C'est la couche inférieure (i<sub>3</sub>) qui va être utilisée pour les premiers essais de gazéification souterraine.

Le premier chantier, de caractère purement expérimental, comportera 11 trous inclinés qui seront forés dans la couche à partir de la surface, à intervalles de 35 m, et atteindront une longueur de 150 m.

Différents procédés seront utilisés pour effectuer la liaison souterraine entre ces sondages. Un trou horizontal, exécuté par forage dirigé, reliera 7 d'entre eux (235 m en charbon). D'autre part, une série de neuf trous verticaux, recouperont la couche à 115 m de profondeur, dans les intervalles entre les 4 derniers trous inclinés, et permettront d'appliquer les techniques de liaison électrique et par haute pression. Ce chantier expérimental doit démarrer en 1959.

Un second chantier, qualifié de pilote ou semiindustriel, est prévu dès maintenant avec 8 sondages inclinés en couche, espacés de 30 m, de 300 m de

TABLEAU XIX. Caractéristiques du gisement de Kamenskaïa.

	1	Cendres (%)			Matières	Réserves (103 t)			
Couche	Puissance m	avec	sans	Soufre (%)	volatiles (%)	Totales	Exploitables		
		interca	lations		(707				
i's	0,75	11,9	11,6	1,93	6,56	4.174	3.344		
$i_3$	0,98	14	10,6	2,06	7,62	6.001	4.825		
						10.175	8.169		

10ngueur totale, avec des sondages verticaux de 230 m dans les intervalles. Une série supplémentaire de sondages verticaux doit recouper les sondages inclinés à mi-hauteur du panneau (profondeur: 115 m). Des sondages spéciaux sont prévus pour le drainage, qui a été étudié avec soin.

La station est équipée de compresseurs capables d'un débit total de 55.000 Nm³/h. Elle doit produire la première année 300.000 Nm³/jour de gaz à 900 kcal/Nm³. Cette production doit être portée en quatre ans à 106 Nm³/jour, et elle atteindra au stade définitif 2.106 Nm³/jour, soit 84.000 Nm³/h. Dans ces conditions, la réserve de gisement suffirait pour 40 ans.

Le gaz sera transporté vers les utilisateurs (centrale électrique et briqueterie) par une conduite de 800 mm Ø et 9,5 km de longueur.

La station de Kamenskaïa est destinée à prendre la relève de celle de Lissitchansk pour l'étude de la gazéification en couches inclinées, et à poursuivre les travaux sur la gazéification des anthraciteux, amorcés avant la guerre à Gorlovka et à Schachty.

# 26. Station de Youzno-Abinskaïa.

La station de Youzno-Abinskaïa est située dans le bassin de Kuznetzk, ou Kuzbass, à l'extrémité S-E de la Sibérie Occidentale, près des sources de la rivière Tom, et à quelques centaines de km de la frontière chinoise.

Ce bassin, d'âge permien, s'étend sur 26.700 km². Il est le second d'U.R.S.S. au point de vue extraction (15,3 % du total), mais son importance est croissante. Ses réserves sont 5 fois plus importantes que celles du Donetz et consistent pour 30 % en charbons à coke.

La station de gazéification souterraine est implantée près de Kiselovsk, dans la partie centrale du bassin, sur un faisceau de 23 couches de 1 à 9 m de puissance (2,5 m en moyenne) formant un synclinal aigu, dont la charnière se trouve à peu près à 200 m de profondeur pour la couche principale et dont les flancs ont un pendage de 60 - 67°. Ce gisement est recouvert par des alluvions épaisses de 6 à 10 m.

L'analyse de ce charbon est donnée au tableau XXI.

Les épontes consistent en schistes argileux et grès tendres. Il y a une exploitation souterraine à 4 km de la station.

TABLEAU XXI.

Charbon	brut	pur
С	75,2	84,4
H	4,37	4.9
O	7,14	8,0
N	2,12	2,35
S	0,31	0,35
Cendres	4,86	
Humidité	6,0	
P.C.I.	6.960	7.800

La gazéification souterraine a démarré à Youzno-Abinskaïa en mai 1955. La technique est celle décrite au paragraphe 121 pour les couches puissantes.

Le premier chantier consistait en une galerie horizontale de 100 m, creusée à la main dans la couche de 9 m, et reliée à la surface par 10 sondages en couche et 5 sondages au mur. Ce panneau est resté en service jusqu'au 1<sup>er</sup> novembre 1956. On y a gazéifié 15.600 tonnes de charbon, sur les 20.000 tonnes existantes, au moyen de 46.10<sup>6</sup> Nm³ d'air, en produisant 70.10<sup>6</sup> Nm³ de gaz dont le P.C.I. moyen a été de 1.228 kcal/Nm³. Le débit d'air a varié entre 2.000 et 10.000 Nm³/h. Il a fallu le réduire à certains moments, à cause des effondrements provoqués par la combustion de la couche. Les fuites ont varié de 15 % au début à 30 à 33 % après les éboulements.

La composition du gaz a varié entre les limites indiquées au tableau XXII.

Le pouvoir calorifique du gaz semble varier parallèlement au débit d'air (1.000 kcal/Nm³ pour 2.500 Nm³/h et 1.200 kcal pour 6.000 Nm³/h). Le rendement thermique des réactions a atteint 75 % (sans tenir compte des pertes de gaz), favorisé par la puissance de la couche.

Un second chantier de 100 m × 145 m, tracé dans une couche de 2,20 m, a été mis à feu le 5 janvier 1956. La liaison entre sondages a été effectuée sans travaux souterrains, par la méthode de l'air à haute pression (30-35 atm).

La vitesse de liaison a été de 2,12 m/jour, avec une consommation d'air de 9.000 Nm³ et d'énergie de 1.500 kWh par mètre courant. Ce panneau a été en service jusqu'au 1-12-57. On y a gazéfié 34.500 t, soit 83 % du charbon disponible, en produisant

### TABLEAU XXII.

	H <sub>2</sub> S	CO <sub>2</sub>	$C_mH_n$	$O_2$	СО	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	N <sub>2</sub>	P.C.I.
Phase initiale	0,02	6	0,2	0,3	22	20		48,5	1360-1550
Phase finale	0,01	12	0,1	0,2	17	14	2,5	54,2	900-1200

150.10<sup>6</sup> Nm³ de gaz environ à 855 kcal/Nm³ (20 % de fuites). Le P.C. du gaz est plus faible que celui du chantier précédent à cause sans doute de la puissance plus faible de la couche et surtout de l'importance des venues d'eau (exhaure de 21 m³/h par des sondages de 300 mm Ø implantés dans l'axe du synclinal).

Les panneaux actuels ont 500 m de longueur.

Fin 1958, le 5<sup>me</sup> panneau était en service et la station produisait 30.000 m<sup>3</sup>/h (ce qui correspond à 250.10<sup>6</sup> Nm<sup>3</sup>/an) ; cette production doit être doublée en 1959.

Dans l'ensemble, la station a produit jusqu'ici :

en 1955 : 20,7 .  $10^6$  Nm³ en 1956 : 68 .  $10^6$  Nm³ en 1957 : 84.5 .  $10^6$  Nm³ en 1958 :  $\pm 120$  .  $10^6$  Nm³ de gaz à environ 1.000 kcal/Nm³.

Ce gaz est utilisé à la chauffe de chaudières à vapeur et de fours à briques.

La station de Youzno-Abinskaïa, qui est encore loin d'avoir atteint son échelle définitive, n'est ellemême qu'une installation pilote destinée à amasser l'expérience nécessaire pour construire des centrales beaucoup plus vastes.

# 27. Remarques générales.

Les six stations décrites ci-dessus se trouvent à des stades d'évolution bien divers : Toula et Youz-no-Abinskaïa sont des installations pilotes qui fonctionnent régulièrement et ne se différencient d'installations industrielles que par l'échelle. Les résultats

obtenus jusqu'ici, s'ils ne sont pas encore significatifs au point de vue économique, fournissent des bases sérieuses pour l'érection de stations industrielles, d'une part dans les lignites de Moscou, d'autre part dans les charbons flambants du Kuznetsk.

La station de Schatskaïa est en cours de démarrage et celle d'Angren à un stade avancé de construction. Ce seront les deux premières réalisations à échelle industrielle, toutes deux en lignite.

Enfin, la station en activité à Lissitchansk et celle qui est en construction à Kamensk, sont des stations expérimentales, destinées à mettre au point la gazéification des charbons gras et des anthracites.

Les quantités de gaz produites jusqu'ici sont indiquées au diagramme de la figure 52 (par. 401).

Nous avons pu visiter personnellement les stations de Toula, Schatskaïa et Lissitchansk. Les autres stations sont trop lointaines pour être touchées au cours d'un périple de quelques jours en Union Soviétique.

Grâce à l'amabilité de la Direction de l'Institut VNII - Podzemgaz de Moscou, nous avons pu cependant rapporter des échantillons des charbons de toutes ces stations. Ces échantillons ont été analysés au laboratoire de l'Institut National de l'Industrie Charbonnière à Liège.

Les divergences entre les chiffres obtenus (tableau XXII bis) et ceux cités plus haut peuvent provenir de différences entre les modes opératoires d'Inichar et soviétiques, de l'altération et de la dessiccation des échantillons au cours du transport, et du fait que ces échantillons, de volume nécessairement réduit, ne sont qu'imparfaitement représentatifs du gisement correspondant.

# TABLEAU XXII bis.

Résultats	En équi	llibre hygrom avec l'air	sur	sec et supposé sans cendres		
en %	Humidité (*)	Cendres	M.V.	Cendres	M.V.	M.V.
Toula	6,14	22,21	42,49	23,66	45.27	59,30
Angren	12,28	9,30	25,28	10,60	28,82	32,24
Lissitchansk	7,57	2,31	36,10	2,50	39,06	40,06
Youzno-Abinskaïa	2,64	2,92	34,52	3,00	35,46	36,56
Kamenskaïa	0,86	3,34	9,26	3.37	9,34	9,67

<sup>(\*)</sup> Correction d'adsorption non faite. Les chiffres russes se rapportent à l'humidité en place, dans le gisement, et ne sont donc pas comparables à ceux-ci.

# 3. ASPECTS ECONOMIQUES

### 30. Généralités.

### 300. Base d'information.

Dans l'économie planifiée de l'Union Soviétique, les prix de revient industriels sont suivis de près et analysés soigneusement. Les stations expérimentales de gazéification souterraine ne font pas exception à la règle, et leurs résultats sont utilisés comme base pour le calcul de la rentabilité des stations projetées à une échelle beaucoup plus grande. Dans la littérature technique, on trouve de nombreuses études consacrées aux prix de revient et à la répartition des frais de production.

La station de Toula est de loin celle qui présente la marche la plus régulière, la technique la mieux établie et les périodes de régime les plus longues : aussi est-elle généralement prise comme référence pour des études de ce genre.

### 301. Présentation des résultats.

Dans le présent chapitre, nous avons rassemblé quelques données concernant les éléments du prix de revient des stations de gazéification souterraine : main-d'œuvre, amortissements, activités annexes, préparation des chantiers, énergie électrique. Nous donnons ensuite quelques résultats globaux (prix de revient du gaz) et reproduisons enfin, d'après la documentation soviétique, quelques comparaisons entre la gazéification souterraine et l'exploitation minière, ou entre les centrales électriques à charbon et à gaz.

Les chiffres que nous donnons n'ont qu'une valeur d'indication. Dans la documentation dont nous disposons, nous avons d'ailleurs relevé quelques contradictions de détail. Ne possédant pas les données indispensables pour rectifier ces chiffres, nous les avons généralement laissés tels quels. Dans les grandes lignes d'ailleurs, les sources utilisées concordent d'une façon satisfaisante.

Les derniers résultats publiés se rapportent aux années 1955 et 1956. D'après les renseignements que nous avons pu recueillir sur place, ils semblent refléter encore assez fidèlement la situation actuelle (fin 1958).

Enfin, nous avons exprimé en roubles et kopecks (1 R=100 k) tous les résultats cités. Il est en effet impossible de définir un taux de conversion général entre le rouble et nos monnaies. Le tarif du change n'a aucune signification et comporte d'ailleurs plusieurs taux différents. Le taux calculé à partir des prix d'articles comparables est très variable suivant l'article choisi comme référence. Quelques sondages effectués sur des produits industriels donnent une moyenne de 1  $R\cong 7$  FB. Par contre, une comparaison basée sur le coût de la vie donnerait probablement 1 R=5 FB.

# 302. Interprétation des résultats.

Les chiffres que nous citons appellent encore quelques remarques d'un ordre plus général.

D'abord, comme dans tout problème d'exploitation minière, les conditions géologiques sont déterminantes au point de vue de la rentabilité de la gazéification. Les facteurs principaux sont ici la profondeur, la régularité, la puissance, le pendage, la porosité et la teneur en cendres des couches, la plasticité et l'imperméabilité des terrains encaissants, et le régime hydrologique du gisement.

Ensuite, étant donné l'étendue du territoire, les produits industriels ont souvent à parcourir en U.R.S.S. des distances énormes, et les frais de transport prennent une grande importance, il arrive souvent qu'ils dépassent la valeur primitive du produit. La rentabilité d'une centrale électrique ou d'un charbonnage dépend parfois plus de la distance à laquelle il faut transporter le charbon que du mode d'exploitation.

Les conditions de l'exploitation souterraine sont généralement plus favorables que chez nous (faible profondeur, forte puissance des couches, bonne tenue des terrains). Par contre, les combustibles exploités, du moins quand il est question de gazéification souterraine, ont ordinairement un pouvoir calorifique assez bas. Ces deux observations font ressortir encore l'importance relative des frais de transport.

Le gaz de gazéification souterraine, ayant luimême un pouvoir calorifique assez bas, ne peut être transporté bien loin. Même sur des distances de l'ordre de 10 km, les frais de transport du gaz représentent 10 à 30 % du coût de production total. Ajoutons encore que les prix de certains produits ayant une incidence importante sur les frais des stations de gazéification souterraine, sont fixés par voie d'autorité, sans tenir compte de la loi de l'offre et de la demande. En particulier, le prix de l'énergie qui constitue une partie importante du prix de revient, est très variable : la consommation spécifique d'énergie atteint elle-même des valeurs très différentes, suivant qu'il s'agit des chiffres relevés dans telle ou telle station, ou d'une estimation théorique.

D'autre part, les normalisations en vigueur imposent parfois le choix de solutions assez écartées du compromis optimum au point de vue technique.

Ces quelques considérations montrent que tout calcul de prix de revient ou toute comparaison entre procédés ne sont valables que pour une installation implantée dans des conditions géologiques et géographiques bien déterminées, et dans un contexte économique qu'il est impossible de négliger.

### 31. Main-d'œuvre.

# 310. Effectifs occupés.

Le tableau XXIII donne le personnel occupé dans les diverses stations de gazéification souterraine.

Le personnel des stations existantes est relativement beaucoup plus nombreux que celui des stations en cours de construction : dans celles-ci en effet, il ne sera plus nécessaire de consacrer autant d'efforts à des travaux expérimentaux et on pourra travailler à une échelle plus grande. Pour les stations futures, on envisage une échelle beaucoup plus vaste encore sans augmenter beaucoup le personnel : on compte y produire de 3 à 8 milliards de m³ annuels avec un personnel de 500 à 920 personnes au total, soit des rendements de 500 à 725.000 Nm³ gaz par homme et par mois, équivalents à 65 à 124 tonnes de charbon à 7.000 kcal/kg par homme et par mois (2.500 à 5.000 kg/jour), mais ces chiffres attendent la confirmation de l'expérience.

#### 311. Niveau des salaires.

Si, pour la station de Toula, nous divisons les sommes payées en salaires par le nombre des ouvriers (en supposant les rémunérations des autres catégories de personnel imputées en frais généraux), nous obtenons un revenu annuel de 4.800 R par an, soit 400 R/mois.

A partir d'une autre décomposition du prix de revient, où les frais généraux ont été ventilés entre les autres rubriques, nous trouvons de la même façon 5.650 R/an pour l'ensemble du personnel, soit 470 R/mois. Les chiffres trouvés pour Lissitchansk sont encore beaucoup plus bas.

Ces chiffres paraissent très faibles, même compte tenu du prix de la vie en U.R.S.S.

En faisant le même calcul pour les charbonnages voisins, on trouve 1.200 R/mois environ (en 1955). Ce dernier chiffre est beaucoup plus vraisemblable.

Même en tenant compte de la qualification des travailleurs des stations de gazéification souterraine, de beaucoup inférieure à celle des mineurs du fond, la différence entre les deux catégories paraît anormalement élevée. Les salaires ont d'ailleurs fortement augmenté ces dernières années et doivent se situer actuellement, pour les stations de gazéification souterraine, entre 600 et 1.000 R/mois.

Il semble donc que, dans le calcul du prix de revient du gaz, on ait tenu compte du fait que le personnel d'une station pilote est anormalement élevé en imputant ailleurs une partie des rémunérations, ou en les remplaçant par des avantages en nature.

Enfin, les chiffres de personnel qu'on nous a cités oralement lors de notre visite des stations de Toula et Lissitchansk, quoique peu précis, étaient beaucoup plus faibles que ceux de la documentation imprimée qu'on nous a remise et qui sont repris cidessus.

### 32. Investissements et amortissements.

#### 320. Stations existantes.

Nous donnons au tableau XXIV le montant des investissements renseignés pour les installations de gazéification existantes. Notons que même les installations expérimentales comportent des bâtiments importants en maçonnerie et béton armé, construits pour durer. On ne voit pas de montages de fortune ou de hangars métalliques. Les stations comportent souvent des annexes importantes (installations de production d'oxygène ou de récupération du soufre, centrales ou sous-stations électriques, cités d'habitations pour le personnel), qui en sont considérées comme parties intégrantes au point de vue investissements et frais d'exploitation.

# TABLEAU XXIII.

	Toula 1955	Lissitchansk 1956	Schatskaïa projet	Angren projet	Kamenskaïa projet	Y-Abinskaïa projet
Ingénieurs et techniciens	76	71				
Employés	33	23				
Surveillance	25	32	97	118	86	
Personnel auxiliaire	7	5				
Travailleurs manuels	378	349	353	508	141	
Total	519	480	450	626	227	234
Production 106 Nm3 (brut) an	412	112,7	662,4	2.320	365	582,5
Rendement en 10 <sup>3</sup> Nm <sup>3</sup> /mois	66,1	19,6	123,0	322	134	206,7
Id. en charbon à 7.000 kcal/kg						
en t/mois	7,6	2,35	17,6	46	17,2	32.5

#### TABLEAU XXIV.

Investissements en 10 <sup>6</sup> R	Toula	Lissitchansk
Bâtiments	10,8	13,8
Equipement industriel	13,2	23.9
Installations motrices	1,9	7,8
Machines de production	17,7	7,7
Aménagements généraux	24,9	1,9
Moyens de transport	1,1	0,07
Petit matériel, instruments	0,5	0,05
Total	70,1	55,2
Installations en faveur du		
personnel	12,6	12,4
Total général	82,7	67,6

#### 321. Stations en construction.

Le tableau XXV donne les investissements prévus pour les installations existantes ou en projet. Il s'agit d'une estimation faite en 1956, au moment où l'exploitation de Youzno-Abinskaïa démarrait, et où la construction de Schatskaïa et d'Angren débutait.

On remarque le montant très élevé des investissements spécifiques de Lissitchansk dont l'équipement est surdimensionné et comprend une importante installation de production d'oxygène.

### 322. Stations futures.

Une étude publiée en 1958 contient une estimation des investissements à prévoir pour établir des stations de gazéification souterraine dans le Kuznetzk, en fonction de la puissance des stations projetées (tableau XXVI).

Ces investissements ne comprennent pas la pose des conduites nécessaires au transport éventuel du gaz vers les consommateurs. Celle-ci représente environ 45.10<sup>6</sup> R pour un transport à 20 km et ne varie que lentement avec la capacité de l'installation.

### TABLEAU XXVI.

	Production	annuelle	Capitaux à investir		
Stations	10 <sup>6</sup> Nm <sup>3</sup> gaz à 1.000 kcal	en 10 <sup>6</sup> t charbon à 6.500 kcal	en 10 <sup>6</sup> R (sans con- duites)	en R par 10 <sup>6</sup> kcal/an	
_	455	0,07	62,3	137,0	
_	2.470	0,38	94,0	38,0	
Stalinsk	7.670	1,18	242,0	31,5	
Y-Abinskaïa nº 2	9.570	1,47	280,0	29,3	
Kolmogorovsk	21,400	3.29	483.0	22.7	

L'auteur compare ces chiffres avec les investissements nécessaires pour l'établissement de charbonnages souterrains ou d'exploitations par découverte.

Les charbonnages du Kuzbass auxquels il se réfère sont des unités de 900.000 à 2.400.000 tonnes par an, exploitant à une profondeur moyenne de 165 m des couches dont la puissance moyenne est de 5 m.

Les exploitations par découverte produisent de 500.000 à 5 millions de tonnes par an, et ont à évacuer en moyenne 5 à 6 m³ de stériles par tonne de charbon.

En comparant les besoins de capitaux par million de kcal nettes produites annuellement (après déduction de l'énergie nécessaire à l'exploitation, au transport, etc.), l'auteur aboutit à la conclusion que la gazétfication souterraine exige moins d'investissements:

- que l'exploitation souterraine, à partir d'une production supérieure à 1,5.10<sup>6</sup> tonnes de charbon, ou 10 milliards Nm<sup>8</sup> de gaz par an
- que l'exploitation à ciel ouvert, à partir de 2,3.10<sup>6</sup> tonnes de charbon ou 15.10<sup>9</sup> Nm<sup>3</sup> gaz par an.

#### 323. Amortissements.

Si nous comparons les chiffres cités ci-dessus à l'incidence des amortissements sur le prix de revient du gaz, nous constatons que l'ensemble des amor-

### TABLEAU XXV.

	Capa	Capacité		Capital investi		Prix de revient	
Stations	brute	nette	Total	Spécifique	Personnel	du gaz	
	10 <sup>6</sup> N	n³/an	106 R	R/106 kcal/an	Total	R/10 <sup>3</sup> Nm <sup>3</sup>	R/106 kca
Toula	412	376	82,7	251	519	37,19	46,49
Lissitchansk	120	100	67,6	675	460	80,66	96,00
Schatskaïa (*)	662	633	47,3	79	450	21,95	25,61
Angren (*)	2.320	1.740	128,2	55,3	626	18,42	18,42
Kamenskaïa (*)	365	263	41,0	125	227	21,80	24,33
Y-Abinskaïa (*)	582	539	21,0	32,8	234	20,09	15.35

<sup>(\*)</sup> Au stade définitif.

tissements représente annuellement 3 % (Toula) à 5 % (Lissitchansk) de l'ensemble du capital investi. Cet amortissement semble faible, surtout si l'on tient compte du fait que la durée de vie de ces installations est limitée par le gisement même qu'elles exploitent. L'installation de Toula aura vécu (phase « semi-industrielle ») de 1946 à 1964, soit 18 ans, et celle de Lissitchansk de 1950 à ± 1965.

D'autre part, on ne semble pas affecter des fonds à la compensation des pertes subies pendant les années de mise en route, qui constituent une partie non négligeable de la vie totale de l'installation.

Bien entendu, on ne calcule pas d'intérêts sur le capital à amortir.

# 33. Coût de la désulfuration du gaz.

L'installation de désulfuration du gaz et de récupération du soufre fonctionne à Toula depuis 1951. Les quantités produites et leur prix de revient à la tonne sont donnés au tableau XXVII.

TABLEAU XXVII.

Années	Production de soufre t	Prix de revient R/t	Hyposulfite t
1951	1.352	4.046	29,6
1952		2.692	23,6
1953	1.517	2.123	-
1954		2.025	-
1955	1.495	1.498	413
1956	1.940	1.316	1.461

Le prix de revient du soufre comporte 45 % de frais d'énergie, 15 % de salaires et 10 % de consommation de matériaux, 10 % d'amortissements et 10 % de divers.

La tonne de soufre se vend 910 R. Cette exploitation est donc déficitaire. Elle absorbe à peu près les gains faits sur la vente du gaz. D'autre part, elle fait perdre au gaz 35 kcal/Nm³ de pouvoir calorifique.

Les besoins en soufre de l'économie nationale justifient cependant la continuation de cette production.

# 34. Coût de la suroxygénation de l'air.

La suroxygénation de l'air améliore le P.C. du gaz, mais coûte cher. Un Nm³ d'O<sub>2</sub> coûte environ 0,60 R.

Les essais de suroxygénation de l'air à Toula, avec de l'air à 65 % d'oxygène, ont donné un gaz de P.C.I. 1.750 kcal/Nm³. Mais il faut, par Nm³ de gaz, environ 0.4 à 0.5 Nm³ d'air suroxygéné, et donc un appoint de 0.25 à 0.3 Nm³ environ d'oxygène technique (98 % O<sub>2</sub>).

Dans ces conditions, le prix du gaz est grevé d'environ 170 R par 1.000 Nm³, et la calorie produite revient 3 fois plus cher qu'avec le soufflage à l'air.

Cependant, si l'on tient compte de la récupération possible des gaz rares de l'air (argon - krypton - xénon), le prix de l'oxygène diminue de moitié.

D'autre part, l'amélioration amenée par l'oxygène se maintient quelque temps après la suppression de la suroxygénation (par. 156) : on peut donc faire des sérieuses économies en n'enrichissant l'air que d'une façon intermittente. Avec ces hypothèses le prix de revient de la calorie « air suroxygèné » se rapproche de celui de la calorie « air », et le procédé peut devenir rentable, à condition bien entendu que les conditions de la gazéification restent toujours aussi favorables que lors de l'essai fait à Toula en 1957.

A Lissitchansk, l'emploi de l'oxygène grève lourdement le budget de la station et n'est justifié que par la nécessité de maintenir le niveau du P.C. du gaz au-dessus de 800 kcal/Nm³ pour permettre sa combustion. On limite la teneur en oxygène à ce qui est nécessaire pour maintenir cet objectif.

# 35. Coût des méthodes de préparation des chantiers.

### 350. Sondages verticaux.

A Toula, le coût des sondages verticaux (200 mm Ø, 40 à 50 m de profondeur) s'établit pour les années 1954-1956 entre 160 et 185 Roubles/m courant, tubage compris (moyenne établie sur 691 sondages totalisant 40.000 m).

# 351. Sondages inclinés.

Le coût des sondages inclinés, en couche, à Lissitchansk, a diminué progressivement, pour se stabiliser vers 300 R par mètre. L'utilisation de l'électroforeuse doit cependant amener une nouvelle diminution de ce prix.

### 352. Sondages dirigés horizontaux.

Le coût des sondages horizontaux a oscillé entre 200 et 370 R/m aussi bien à Lissitchansk, en charbon dur, qu'à Toula, en lignite, (il s'agit des mètres forés totaux: 1/3 seulement de la longueur du trou se trouve en couche et sert à créer la liaison).

### 353. Liaison par air à moyenne pression.

Le coût de la mise en communication des sondages par soufflage d'air à 6 kg/cm² a varié, à Toula, en 1954 et 1955, de 294 à 270 R/m de chenal à créer (3.590 m en 1955).

# 354. Liaison par voie électrique.

Le coût de la liaison par voie électrique, à Toula également, qui était encore de 535 R/m en 1954 (816 m de chenaux) est tombé en 1955 à 235 R/m (2022 m de chenaux). L'electro-linking semble donc être la méthode la plus économique.

Les résultats financiers des méthodes de liaison par eau ou air à haute pression ne sont pas encore connus.

# 36. Coût de l'énergie électrique consommée.

L'énergie électrique constitue une part importante du prix de revient de la gazéification souterraine. Si nous comparons, d'une part, l'incidence des frais d'énergie dans le prix de revient total, d'autre part, la consommation en kWh/1.000 Nm³ de gaz, nous arrivons à la conclusion que le prix du kWh a varié entre 1952 et 1956,

à Toula : de 20 à 17 kopecks

à Lissitchansk : de 10 à 6 kopecks.

Si l'énergie électrique coûtait le même prix à Toula qu'à Lissitchansk, le prix de revient du gaz de Toula diminuerait de 10 R par 1.000 Nm³ environ, ce qui modifierait complètement les conditions de rentabilité de cette station. Celle-ci consomme environ 100 kWh par 1.000 Nm³ de gaz. On a

tablé pour les futures stations sur des consommations spécifiques environ 3 à 6 fois plus faibles : Ces estimations semblent résulter d'un calcul théorique de l'énergie de compression nécessaire.

# 37. Coût de production du gaz.

### 370. Station de Toula.

Les frais de production de la station de Toula, décomposés par opérations, se répartissent comme indiqué au tableau XXVIII pour les 3 dernières années pour lesquelles les chiffres sont disponibles (en R par 1.000 Nm³ de gaz).

En ventilant ces frais simultanément par opérations et par nature de frais, on obtient pour Toula, en 1955, le tableau XXIX (en % du prix de revient total).

Les postes principaux sont donc les salaires, le matériel pour sondages (tubages perdus) et surtout l'énergie électrique pour la gazéification proprement dite, le transport du gaz et la mise en communication entre les sondages. Les amortissements les plus lourds concernent le transport du gaz jusque chez le consommateur.

D'après ces chiffres, relatifs à 1955, des économies importantes pourraient être immédiatement réalisées en réduisant de 8, 9 ou 12 à 6 mm l'épaisseur des

### TABLEAU XXVIII.

	1954		1955		1956	
	R/1.000 Nm <sup>3</sup>	%	R/1.000 Nm <sup>3</sup>	%	R/1.000 Nm <sup>3</sup>	%
Sondages verticaux	6,48	13,7	5,80	15,6	6,09	15,4
Liaison entre sondages	5,76	12,1	4,56	12,3	5,66	14,5
Gazéification proprement dite	15,83	33,1	12,04	32,4	12,06	30,8
Transport du gaz	9,73	20,5	8,43	22,6	9,13	23.4
Divers	3,23	7,2	1,86	5,0	1,50	3,8
Frais généraux	6,38	13,4	4,80	12,1	4,72	12,1
Total	47,41	100,0	37,19	100,0	39,16	100,0

### TABLEAU XXIX.

Nature de frais	Sondages verticaux	Liaison entre sondages	Gazéi- fication	Transport du gaz	Sous- stations électriques	Frais généraux	Total %
Salaires (primes comprises)	4,6	1,0	3,6	1,1	1,7	_	12,0
Matériel	6,1	0,1	1,3	7		-	7.5
Energie électrique, vapeur,							
eau	о,б	6,7	21,1	12,1	0,1	_	40,6
Amortissements	1,3	1,0	5.7	6,8	1,2	_	16,0
Divers	3,0	0,3	4,3	2,7	1,5	12,1	23,9
Total	15,6	9,1	36,0	22,7	4,5	12,1	100,0

N.B. Les divergences entre les deux tableaux XXVIII et XXIX, provenant de deux sources distinctes, sont dues à des différences d'imputations, mais le P.R. total reste le même.

### TABLEAU XXX.

Dépenses en R/1.000 Nm³	1	To	oula		Lissitchansk			
de gaz	1952	1953	1954	1955	1952	1953	1954	1955
Matériaux	4.73	4,09	3,16	2,87	8,52	4,67	3,70	1,45
Energie et fluides	27,93	22,89	20,46	15,62	45,49	37,41	34,86	19,20
Salaires et primes	7,26	6,52	5,22	4,40	12,70	9,76	9.73	7,76
Amortissements	11,42	9,79	7,42	5,61	36,47	42,54	44,65	31,62
Travaux divers	8,08	5,73	5,00	4,40	11,75	10,87	12,84	9.34
Frais généraux	8,17	6,39	6,38	4,50	24,25	17,71	18,11	11,27
Prix de revient industriel	67.59	55,41	47,64	37,40	139,18	122,96	123,89	80,64
Dépenses en faveur du per- sonnel Ventes d'oxygène	_	— 0,25	— 0,23	0,21	0,08	0,14	0,37	0,02
Prix de revient final	67.59	55,16	47,41	37,19	139,26	123,10	124,26	80,66
Production en 10 <sup>6</sup> Nm³/an (nette)	200,1	268,7	325,1	376,4	73,1	101,8	78,4	101,0

tôles servant à construire les tuyauteries (31 R/m pour des tuyaux de 6 mm contre 55 R/m pour les tuyaux de 8 mm). D'autre part, la récupération des tubages après gazéification serait également très intéressante. Enfin, un procédé tel que le sondage dirigé permettrait d'effectuer la liaison entre sondages en épargnant beaucoup d'énergie. L'ensemble de ces mesures permettrait de gagner 5 Roubles environ par 1.000 Nm³ de gaz. Cependant, en 1958, le sondage dirigé semble abandonné à Toula, et le prix de revient est resté, à peu de chose près, le même qu'en 1955.

Le gaz de la station de Toula est vendu 42,50 R les 1.000 Nm³ rendu chez le consommateur quand il a un P.C.I. de 800 kcal/Nm³, avec prime ou pénalité de 2,50 R par 50 kcal/Nm³ en plus ou en moins. Dans ces conditions, la gazéification souterraine, qui provoquait un déficit de 18 à 36 % pendant les années 1950 à 1954, est devenue légèrement bénéficiaire depuis 1955. Le bilan général de la station reste cependant négatif, à cause des résultats défavorables de l'usine de désulfuration.

### 371. Station de Lissitchansk.

Le coût du gaz de Lissitchansk est environ deux fois plus élevé que celui de Toula, ainsi qu'il résulte de la comparaison donnée au tableau XXX.

Il ressort clairement de ce tableau que le prix de revient aux 1.000 m³ de gaz varie très fort avec la production (frais fixes importants) et que la situation de Lissitchansk est obérée par les amortissements d'installations surdimensionnées. On envisage cependant, dans le domaine de la technique comme dans celui de l'organisation, une série de mesures qui pourraient réduire de 40 % le prix du gaz.

# 372. Stations en construction ou en projet sur les lignites.

En ce qui concerne les stations en cours de construction ou de démarrage, les prix de revient ne sont que des estimations basées sur l'expérience des stations actuelles. Ils ont été donnés au tableau XXV (par. 321).

A titre d'exemple, le tableau XXXI montre comment, à partir des résultats de Toula, on a extra-

TABLEAU XXXI.

		Gruslov			
	1952	1953	1954	1955	(projet)
Consommation d'énergie (kWh/1.000 Nm³) (*)	128	95,9	82,6	78,6	16,5
Consommation d'air (Nm³/Nm³)	0,875	0,865	0,846	0,870	0,8
Charbon gazéfié (kg/Nm³)	0,593	0,618	0,570	0,644	0,416
Capital investi (10 <sup>6</sup> R)	90,2	88,0	78,6	82,7	173,3
Production brute (10 <sup>6</sup> Nm³/an)	236,8	290,3	354,8	412,0	3.140,0
Production nette (10 <sup>6</sup> Nm <sup>3</sup> /an)	200,1	268,7	325,1	376,4	2.770,0
P.C.I. du gaz	770	808	785	800	900
Personnel total	540	534	499	519	500
Personnel ouvrier	375	376	347	378	371
Prix de revient (R/1.000 Nm³)	67,59	55,16	47,41	37,19	10,76

<sup>(\*)</sup> Sans transport du gaz au consommateur.

polé ceux de la station en projet à Gruslov, près de Stalinogorsk, à 60 km à l'est de Toula, dans un gisement analogue.

# 373. Stations en projet dans le Kuzbass.

Une étude faite pour le bassin du Kuznetzk aboutit aux chiffres suivants (tableau XXXII) pour le prix de revient du gaz produit dans des stations de puissances croissantes (charbon à 6.500 kcal/kg).

TABLEAU XXXII.

Puissance	de la station	l
106 t par an charbon à 6.500 kcal	106 Nm³ par an gaz à 1.000 kcal/Nm³	Prix de revient du gaz R/1.000 Nm³
0,07	455	15
0,38	2.470	9,4
1,0	6.500	5,0
1,18	7.670	4,65
1,47	9.570	4,0
2,0	13.000	3,5
3,29	21.400	3,14
4,0	26.000	3,0

Comme, dans le Kuzbass, le charbon exploité par mine souterraine revient en moyenne 60,76 R/tonne, et par exploitation en découverte, 28,39 R/tonne, le coût de production de la calorie par gazéification souterraine, compte tenu du rendement du transport, etc. deviendrait inférieur à celui de la calorie charbon à partir d'une production de 400.000 t/an pour la mine souterraine et de 1.700.000 t/an pour l'exploitation à ciel ouvert.

A titre d'indication, la station de Youzno Abinskaïa, en cours de démarrage, avait en 1956 un prix de revient de 77 R/1.000 Nm³ avec une production de 68 millions de Nm³.

# 38. Comparaison gazéification souterraine - Exploitation ordinaire.

### 380. Station de Toula.

L'installation de Toula n'est pas encore compétitive avec les charbonnages du même bassin et d'un ordre de grandeur analogue (tableau XXXIII).

Si on compare les frais bruts, on voit que, à pouvoir calorifique équivalent, le lignite extrait est environ deux fois moins cher que le gaz de gazéification souterraine. Il faut cependant remarquer que celui-ci est grevé de frais de transport (livraison à 10 km de la station) qui ne sont pas imputés au combustible solide (départ mine). Si par contre on envisage une utilisation sur place, le gaz peut être envoyé immédiatement, sans frais, aux chaudières et il faut donc décompter les 8,43 R que coûte le transport de 1.000 Nm3; d'autre part, le combustible solide doit encore subir une série de manutentions (stockage, séchage, broyage...) qui représentent environ 10 % de son coût originel. Dans ces conditions, le rapport de coût entre les deux combustibles tombe à 1,4 environ. Il suffirait d'une économie de 8 R par 1.000 Nm³, qui semble possible, pour rendre l'installation de Toula compétitive dans le cas de l'utilisation du gaz sur place. Si enfin on tient compte du fait que la calorie gaz rendue chez le consommateur vaut 1,22 fois plus que la calorie charbon pour un gaz à 750 kcal/Nm3 et 1,35 fois plus pour un gaz à 900 kcal/Nm3, (l'utilisation du gaz a en effet permis d'économiser 73 personnes sur 102 occupées à la conduite des chaudières du client principal de la station de Toula), la station de Toula pourrait être considérée comme plus rentable qu'un charbonnage, au point de vue frais de production, dès qu'une économie de 2,4 R/1.000 Nm³ pourrait être réalisée par rapport au coût actuel (hypothèse de l'utilisation sur place).

TABLEAU XXXIII.

	Gazéificatio	n souterraine	Charl	oonnage
Coûts de production	en R/1.000 Nm³ de gaz à 800 kcal/Nm³	en R/t de charbon stand. à 7.000 kcal/kg	en R/t lignite à 2.720 kcal/kg	en R/t charbon standard 7.000 kcal/kg
Matériaux	3,08	26,95	11,94	30,69
Combustibles et énergie	13,81	120,84	2,66	6,83
Salaires et primes	7,11	62,21	38,66	99,38
Amortissements	8,56	74,90	4.29	11,02
Divers (y compris sondages)	4,63	40,51	2,73	7,01
Frais commerciaux	_	_	3,47	8,91
Total Correction	37,19	325,41	63,75	163,84
(Transport - Manutention)	-8,43	— <sub>73.76</sub>	+ 6,38	+ 16,36
Total corrigé	28,76	251,65	70,13	180,20

De toute façon, la nouvelle installation de Schatskaïa, où l'on estime le coût probable à 22 R/1.000 Nm³, soit 170 R/t de charbon standard, et où le gaz sera consommé sur place, doit être plus rentable qu'un charbonnage établi sur le même gisement.

Ces conclusions ne valent, bien entendu, que pour le bassin de Moscou, où l'exploitation souterraine est handicapée par l'humidité du gisement, le faible pouvoir calorifique du combustible et la mauvaise tenue du terrain. Il y a lieu, de plus, de tenir compte des réserves émises plus haut au point de vue salaires et amortissements.

# 381. Stations de Schatskaïa et d'Angren.

Des études analogues ont été faites pour les autres stations de gazéification souterraine.

En comparant les projets des stations de gazéification souterraine en construction sur des gisements de lignite, aux charbonnages établis dans les mêmes bassins, on obtient les rapports suivants pour une production équivalente en calories (tableau XXXIV).

# TABLEAU XXXIV.

	Production 106 Nm3/an	Capital investi	Coût de production	Main- d'œuvre
Schatskaïa	662	102 %	87,7 %	97 %
Angren	2.320	116 %	63,6 %	30,5 %

### 382. Stations du Kuzbass.

Donnons une dernière comparaison, relative à la station projetée à « Stalinsk », dans le Kuznetzk (charbon bitumineux en couches puissantes à faible profondeur). Cette station doit produire par an 7.7 milliards de Nm³ de gaz à 1.000 kcal/Nm³. On a mis en regard les caractéristiques d'un charbonnage produisant 1.180.000 t de charbon à 6.500 kcal/kg. et celles d'une exploitation par découverte, produisant 1.450.000 t de charbon à 5.300 kcal/kg dans le même gisement (tableau XXXV).

Dans les paragraphes 322 et 373, nous avons déjà cité les résultats d'une étude consacrée aux stations du Kuzbass, et comparé les investissements nécessaires et le prix de revient du gaz dans le cas d'un charbonnage et d'une station de gazéification souterraine.

# 39. Utilisation du gaz dans les centrales électriques.

L'utilisation du gaz de gazéification dans les centrales électriques est séduisante à plusieurs points de vue: d'une part, suppression des installations et de la main-d'œuvre de stockage, reprise et manutention des combustibles et d'évacuation des cendres, d'autre part, souplesse d'utilisation et bons rendements réalisables grâce à une judicieuse combinaison de l'emploi des turbines à vapeur et à gaz.

Les centrales conçues suivant ce principe sont de très grandes installations (p. ex. 1.200 MW) utilisant des groupes de 150 à 200 MW.

On compte y atteindre des rendements énergétiques tels que ceux du tableau XXXVI (rendement brut d'après l'énergie électrique produite totale, rendement net en décomptant la consommation des auxiliaires).

## TABLEAU XXXVI.

	Cha	rbon	G	az
Rendements en %	brut	net	brut	net
Unités à vapeur de 50 à 100 MW (existantes) Unités à vapeur de 150 à 200 MW	_	27	_	28
(en projet) Cycle mixte vapeur-	34,7	32,2	_	33,9
gaz	_	-	38,7	37,3

On estime, d'autre part, que la consommation d'énergie et les pertes lors de l'extraction et du transport à 20 km du combustible représentent pour le charbon extrait par abatage, 6,9 % du pouvoir calorifique, et pour le gaz de gazéification souterraine, 15 % ou 15,2 % selon que l'énergie néces-

### TABLEAU XXXV.

	Gazéif, souterraine	Charbonnage	Découverte
Capital investi (R/10 <sup>6</sup> kcal/an)	37.7	30,9	28,0
Coût de production (R/10 <sup>6</sup> kcal)	5,11	9,64	6,18
Frais d'exploitation	4.56	7,71	3,71
soit ) Transport	0,55	0,83	1,21
Conditionnement du combustible			
et évacuation des cendres	_	1,10	1,25
Rendement (106 kcal/homme-mois)	777	357	742

### TABLEAU XXXVII.

Centrale électrique	Charbon	Station Gazéification souterraine		
Generale electrique	Vapeur		Vapeur- gaz	
Unités à vapeur de 50 à 100 MW. Unités à vapeur	25,1	23,7	24,3	
de 150 à 200 MW Cycle mixte gaz-vapeur	29,9	27,8 31,5	28,6 32,4	

saire à la gazéification souterraine est produite sur place par des chaudières à vapeur ou par un cycle mixte gaz-vapeur. (A Toula, on consomme environ 100 kWh par 1.000 Nm³ de gaz, soit 40 % du P.C. du gaz). Dans ces conditions, le rendement énergétique global « centrale électrique + mine » ou « centrale électrique + gazéification souterraine » atteindrait les valeurs suivantes (tableau XXXVII).

On a tablé sur ces chiffres pour établir les projets d'une centrale de 1.200 MW à Kolmogorovsk (Kuzbass) (tableau XXXVIII).

## TABLEAU XXXVIII.

	* 7.		Gaz de gazéifica	tion souterrain
	Mine souterraine	Exploitation à ciel ouvert	Centrale à vapeur	Centrale à cycle mixte
Production annuelle de combustible	3200.10 <sup>8</sup> t	3480.10 <sup>8</sup> t	22,5.10 <sup>9</sup> Nm <sup>3</sup>	21.10 <sup>9</sup> Nm <sup>3</sup>
Consommation de la centrale	2980.10 <sup>3</sup> t	3240.10 <sup>8</sup> t	20,0.10 <sup>9</sup> Nm <sup>3</sup>	18,7.10 <sup>9</sup> Nm
P.C. du combustible	6500 kcal/kg	6000 kcal/kg	1000 kc	$aI/Nm^3$
Coût du combustible (R/10 <sup>6</sup> kcal)	8,74	5,6	3,4	3.4
Puissance de la centrale (MW)	1.200	1.200	1.200	1.190
Turbines à vapeur (150 MW)	8	8	8	7
Turbines à gaz (10 MW)		_	-	14
Chaudières à vapeur	16	16	16	14
m³ par kW installé	0,65	0,65	0,4	0,48
Disponibilité (h/an)	6.500	6.500	7.000	7.000
Production nette de courant (10 <sup>6</sup> kWh/an)	7.200	7.240	7.980	8.110
Rendement net centrale %	32,2	32,1	33.9	37.3
Production de combustible	644	475	603	555
Capital investi } Centrale électrique	1.195	1.212	958	980
$(10^6 \mathrm{R})$ ( $T_{\mathrm{otal}}$	1.839	1.687	1.561	1.535
\ Production de combustible	3.740	1.330	_	1.030
Personnel \ Centrale électrique	715	745	-	255
/ Total	4.455	2.075	1.395	1.285
( Combustible	2,34	1,50	0,86	0,80
Prix de revient   Divers	1,31	1,32	0,86	0,88
kop/kWh net Total	3,65	2,82	1,72	1,68

## 4. PERSPECTIVES DE LA GAZEIFICATION SOUTERRAINE

## 40. Perspectives en U.R.S.S.

## 400. Place de la gazéification souterraine dans l'économie de l'énergie.

Le Glavgaz, ou Direction Générale du Gaz en U.R.S.S., poursuit un objectif ambitieux: supprimer d'ici 1970, dans les grandes agglomérations urbaines (Moscou, Leningrad ...), l'emploi des combustibles solides ainsi que les servitudes qui y sont afférentes (poussières, fumées, manutentions), et les remplacer par du gaz. Ce programme est axé sur la production, en quantités énormes, et le transport à des distances dépassant 2.000 km, du gaz naturel à

8.500 kcal/Nm³, capté principalement dans le S-E de la Russie, le Caucase et le Turkestan.

Dans ce programme, le gaz de gazéification, trop pauvre pour être transportable, n'entre guère en considération.

Les objectifs de la gazéification sont d'une autre nature : il s'agit de répondre aux demandes croissantes d'énergie de l'industrie en plein développement au moyen d'un procédé nécessitant moins de temps et d'investissements que des charbonnages du type classique. Aussi les stations s'implanterontelles, soit sur des gisements de combustibles médiocres, qu'elles valoriseront plus facilement et plus rapidement que les méthodes habituelles (lignites du bassin de Moscou), soit sur des gisements plus riches, dans des régions éloignées des grands centres de production d'énergie ou de gaz, et pauvres en main-d'œuvre, mais où la présence de ressources naturelles justifie la création d'industries nouvelles, à condition qu'on y crée à bref délai des sources d'énergie bon marché.

Nous avons vu au chapitre 3 que le prix de revient du gaz décroissait rapidement quand l'échelle de l'installation augmentait, et que l'utilisation la plus rationnelle de ce gaz était de l'utiliser dans des centrales électriques aussi proches que possible du lieu de production.

Aussi les projets envisagent des complexes gazéification souterraine - centrales électriques de dimensions gigantesques, destinés à étayer l'édification de complexes industriels modernes dans des régions qui, il y a peu d'années, étaient encore désertiques.

## 401. Perspectives immédiates.

Le diagramme fig. 52 indique les quantités de gaz (Nm³ par an) produites jusqu'ici dans les stations de gazéification souterraine existantes.

Le tableau XXXIX donne le planning de production pendant les années à venir, pour les stations existantes ou en construction, et pour celles dont les projets sont suffisamment avancés pour qu'on puisse entrevoir leur réalisation à brève échéance.

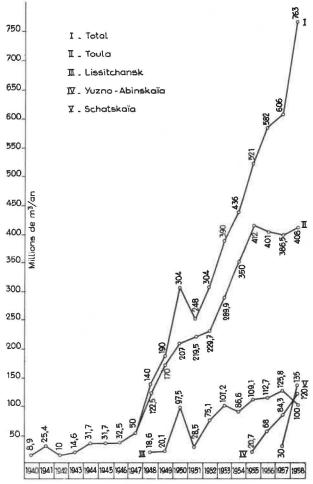


Fig. 52. — Production globale de gaz de gazéification souterraine en U.R.S.S.

## TABLEAU XXXIX.

		Producti	on prévue	e en 106	Nm³ de ç	gaz à 800	kcal/Nn	13
Stations	1958	1959	1960	1961	1962	1963	1964	1965
Toula (Bassin de Moscou)	408	410	410	410	410	410	410	410
Lissitchansk (Donetz)	100	140	170	200	200	200	200	200
Youzno-Abinskaïa (Kuzbass)	120	200	400	600	800	1.000	1.500	2.000
Schatskaïa (Bassin de Moscou)	135	260	400	600	800	1.000	1.000	1.000
Angren (Uzbekistan)		200	450	800	1.600	2.200	2.320	2.320
Kamenskaïa (Rostov)	_	-	50	100	200	270	360	360
Stalinsk (Kuzbass)			-	-		-	200	3.000
Kolmogorovsk (Kuzbass)	_	_					300	3.600
Total	763	1.210	1.880	2.710	4.010	5.080	6.290	12.890

Bien entendu, des plannings pareils sont toujours sujets à révision, et les prévisions établies en 1958 sont en sensible retrait par rapport à celles établies en 1957. Mais ces chiffres montrent bien le solide optimisme qui anime les techniciens soviétiques de la gazéification souterraine. La transposition à une échelle cinq fois plus grande de ce qui a été réalisé dans les lignites de Toula ne les effraye pas, et les résultats brillants obtenus à Youzno-Abinskaïa font

espérer qu'on viendra rapidement à bout des difficultés que présente encore jusqu'à présent la gazéification des charbons « durs ».

### 402. Prévisions à longue échéance.

En dehors des stations décrites au chapitre 2, plusieurs projets sont à l'étude :

Stalinsk, dans le Kuzbass, doit produire au stade final 7,7 milliards de Nm³ par an, et dispose d'une réserve de charbon qui lui permettrait de fonctionner pendant 48 ans (charbon « dur »).

Kolmogorovsk, près de Kemerovo (Kuzbass), est conçu pour produire 21 milliards de Nm³/an et alimenter une centrale de 1.200 MW (charbon « dur »).

La station du Sud-Kuzbass est prévue pour 8.10<sup>9</sup> Nm³/an et celle de Youzno-Abinskaïa n° 2 doit atteindre 4,5.10<sup>9</sup> Nm³/an (charbon « dur »).

Dans le Kazakhstan, vaste république s'étendant de la Volga à la frontière chinoise, des stations sont prévues à Karaganda (2.10<sup>9</sup> Nm³/an), à Kaïnaminsk (9,3.10<sup>9</sup> Nm³/an) et à Djanuspaïsk (9,3.10<sup>9</sup> Nm³/an) (lignites).

A Angren, dans l'Uzbekistan, à 120 km de Taschkent, une nouvelle station est déjà projetée à quelque distance de celle qui est en construction. Elle devra produire 8,7.10<sup>9</sup> Nm³/an (lignites).

Enfin, il existe encore pour le bassin de Moscou (lignites) deux projets concernant une station au nord de Toula, capable de produire 495.10<sup>6</sup> Nm³/an, et une autre à Gruslov, à 60 km à l'est de Toula, capable de 3140.10<sup>6</sup> Nm³/an. Ces derniers projets semblent cependant avoir été postposés.

#### 403. Conclusions.

En U.R.S.S., la technique de la gazéification souterraine a énormément progressé depuis la guerre. Si, à l'heure actuelle, le procédé n'a pas encore donné des résultats décisifs au point de vue économique, il semble que ce soit là une question de grandeur des installations. Grâce à l'expérience accumulée dans les stations pilotes, les techniciens soviétiques se sentent capables, tout au moins pour les lignites, d'extrapoler à plus grande échelle ce qu'ils ont réussi au stade semi-industriel. Dans un ou deux ans, des installations rentables par ellesmêmes fonctionneront sans doute, et, si les efforts entrepris sont couronnés de succès, d'ici 5 à 7 ans, la gazéification souterraine contribuera, par un apport d'énergie appréciable, à lancer l'économie de régions nouvelles et pleines de promesses.

## 41. Applicabilité de la gazéification souterraine.

De notre visite aux installations de gazéification souterraine, de nos échanges de vues avec les spécialistes soviétiques et de la documentation que nous avons dépouillée, nous pouvons tirer les conclusions suivantes.

Les techniques de gazéification souterraine utilisées en U.R.S.S. sont applicables à des gisements réguliers, à faible profondeur (jusqu'ici : 200 m maximum), qu'il est facile de recouper par un réseau de sondages rapprochés.

La puissance des couches doit être de préférence supérieure à 1 m (le rendement sera d'autant meilleur que la couche sera plus épaisse). La teneur en cendres peut sans inconvénient atteindre 35 %, mais ne devrait pas dépasser 50 %. Plus le charbon est poreux, plus le procédé a de chances de réussir.

Les épontes doivent être de préférence plastiques, et il est nécessaire que les terrains de recouvrement soient imperméables à l'air comprimé à 6 atm. Le terrain ne peut pas avoir subi l'influence de travaux miniers sous-jacents.

Il ne semble pas exclu d'exploiter successivement des couches superposées, si ces couches sont séparées par des bancs plastiques, imperméables et à condition de commencer par les couches supérieures.

Le gisement doit être sec, ou se prêter à un drainage par sondages.

Il faut pouvoir disposer complètement de la surface du terrain pendant la durée de l'exploitation d'un panneau (deux à trois ans), pour l'implantation des sondages, la pose et le déplacement des tuyauteries. Les affaissements de terrain, consécutifs à la gazéification de couches puissantes à faible profondeur, rendent le procédé impraticable dans les régions bâties. Après exploitation, le terrain peut éventuellement être rendu immédiatement à l'agriculture ou, après l'achèvement du tassement, à des usages quelconques.

Des précautions sont à prendre pour éviter que des travaux miniers éventuels, situés dans un rayon de quelques kilomètres, ne soient infestés par des fuites de gaz, ou que les eaux souterraines ne soient polluées par les produits de décomposition du charbon.

Quoique les prix de revient soviétiques ne soient pas comparables aux nôtres, il est évident que seule une installation de grande taille peut être rentable. Ceci postule un gisement d'une importance suffisante (au moins quelques dizaines de milliers de tonnes) et d'une certaine extension horizontale (quelques dizaines de km²), puisque l'échelle d'une installation ne peut être augmentée qu'en multipliant le nombre de systèmes élémentaires dont la production individuelle semble devoir rester de l'ordre de 3.000 à 5.000 Nm³/h (par sondage).

Le pouvoir calorifique du gaz restant toujours assez faible (800 à 1.000 kcal/Nm³), il faudra lui trouver une utilisation sur place pour que le procédé soit rentable. Dans une région non bâtie, cette utilisation sera presque nécessairement la production d'énergie électrique transportable à distance, produite dans des centrales à grande puissance utilisant des cycles énergétiques très évolués.

## **BIBLIOGRAPHIE**

- La gazéification souterraine dans les divers pays.
   I. Essais russes.
   Annales des Mines de Belgique, novembre 1950.
- Revue Trimestrielle « Gazéification Souterraine du Charbon » (en russe).
   Années 1957 et 1958. Edition Ougletechizdat, Moscou.
- Analyse Economique de la Gazéification Souterraine du Charbon (en russe).
   G.D. BAKULIEV. Editions de l'Académie des Sciences d'U.R S.S., 1957.
- Gazéification Souterraine des lignites du bassin de Moscou (en russe).
   E.D. KULITCH. 1958, Ougletechizdat, Moscou.
- Die Kohlenlagerstätten der Sowjetunion (carte et données géologiques).
   R. FRITZ, Glückauf, 1957, n° 13/14, p. 368/385.
- Underground Coal Gasification in the U.S.S.R.
   W.G. CASS, Colliery Engineering, 1959. April, p. 166/ 168.
- Underground Gasification of Coal.
   British team's impressions of russian tour.
   Iron and Coal T.R., 1957, 27 déc., p. 1455-1456.
   Mining El. and Mech. Eng., 1958, janv., p. 215-216.
   Colliery Engineering, 1958, féb., p. 63-65.

## Prospection séismique en Campine belge \*

## DISCUSSION DES PRINCIPAUX HORIZONS SOUS LEURS ASPECTS SEISMIQUES

par H. A. RUEHMKORF\*\*

### SAMENVATTING

Buiten de basis van het Tertiair, bestaat er in de Kempen geen seïsmisch weerkaatsingsvlak waarvan het beeld in de seïsmogrammen een blijvend bijzonder kenmerk vertoont.

Het was daarom nodig zijn toevlucht te nemen tot andere karakteristieken om de voornaamste geologische horizonten te herkennen. Daartoe werden namelijk de discordanties en de refractiesnelheden gebruikt.

#### RESUME

La base du Tertiaire exceptée, il n'y a pas en Campine de miroirs séismiques dont l'image dans les séismogrammes est d'une qualité spéciale et persistante.

Il a donc été nécessaire d'employer d'autres arguments pour reconnaître les horizons principaux : ce sont les discordances et les vitesses de réfraction.

Du mois d'août 1953 au mois d'avril 1956, soit pendant 32 mois, la société Seismos G.m.b.H. à Hanovre a exécuté une campagne séismique en Campine belge, pour compte de l'Etat belge, représenté par le Service Géologique de Belgique.

La publication des résultats de cette prospection se fera par les soins du Service Géologique de Belgique. On se borne ici à commenter quelques particularités des problèmes rencontrés et l'interprétation des données séismiques.

La Campine est située dans la partie NE de la Belgique et représente à peu près 12% de la superficie du Royaume. La découverte du gisement houiller de la Campine date de 1901. Aujourd'hui, la houille y est exploitée dans sept grands charbonnages.

Les connaissances de la tectonique de la Campine sont basées sur les travaux souterrains de ces mines et sur 123 sondages. Le Bassin est limité vers le SSW par le grand anticlinal du Massif du Brabant, dont le noyau comporte le Cambro-Silurien. Le Houiller plonge plus ou moins régulièrement vers le N ou vers le NE. Une couverture crétacique et postcrétacique repose en discordance plus ou moins accentuée sur le Houiller, qui disparaît en biseau sous ces formations, parfois avec une intercalation de « Roches rouges de la Campine ». Ces « Roches rouges », dont la présence a été constatée dans plusieurs sondages, comprennent du Jurassique, du Triasique et du Permien; elles indiquent l'existence de plusieurs fosses et horsts.

La plupart des 123 sondages ont été exécutés peu après la découverte du bassin campinois par André Dumont et remontent donc à 30 ou 50 ans. La carte (fig. 1) montre que la plupart des sondages se trouvent dans le voisinage des mines, de sorte que ce sont les autres sondages qui ont été d'une importance particulière pour les mesures séismiques parce que les travaux séismiques devaient s'étendre en dehors des concessions minières.

Parmi les sondages, deux ont atteint la base du Houiller (Turnhout et Wywenheide). Parmi

<sup>\*</sup> Communication au douzième Meeting de la European. Association of Exploration Geophysicists à Bruxelles, 5-7 juin 1957.

<sup>\*\*</sup> Seismos G.m.b.H., Hanovre.

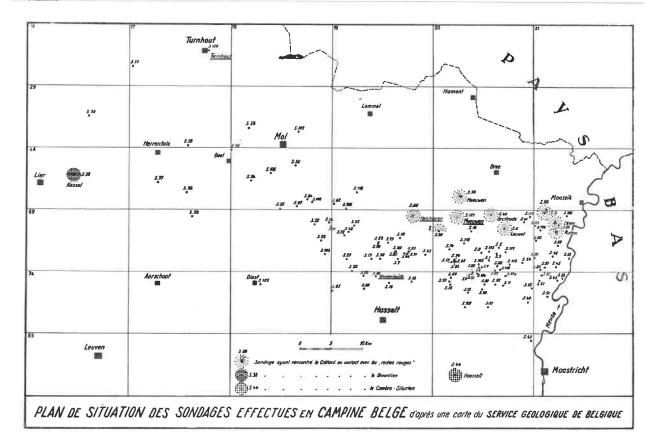


Fig. 1.

les huit sondages qui ont rencontré les Roches rouges, il n'y en a que deux qui ont atteint le Houiller en dessous des Roches rouges (Meeuven et Helchteren).

Comme les sondages S 120 et S 121 étaient encore en cours d'exécution au commencement de la campagne séismique, on y a mesuré la vitesse de propagation des ondes.

Les travaux séismiques se sont étendus de l'est d'Anvers jusqu'à la Meuse et de la frontière belgo-hollandaise jusqu'au sud de Diest, sur une surface d'environ  $90\times70$  km avec plus de 1300 km de profil.

L'objectif de la recherche séismique était de recueillir des indications concernant :

- a) la surface de discordance située à la base du Crétacé,
- b) la nature, l'allure et les limites des couches permotriasiques éventuellement présentes,
  - c) la tectonique du substratum paléozoïque.

Dans la présente note, les divers horizons seront discutés sous leurs aspects séismiques, ce qui ne sera peut-être pas dépourvu d'un certain intérêt général.

### La base du tertiaire.

Dans presque toute la Campine, le Tertiaire est en contact avec la plus jeune des formations du Crétacé supérieur, le Maastrichtien. Il n'était donc pas étonnant de voir la base du Tertiaire réagir dans les séismogrammes comme un miroir fort et bien caractéristique, comparable à celui qui est habituel dans les régions analogues du Nord de l'Allemagne. Cette qualité du miroir et parfois le miroir lui-même se sont perdus dans une région limitée située à l'est de Meeuven. D'après les sondages exécutés dans cette région, il y aurait là, entre le Tertiaire et le Maastrichtien, une formation nommée Montien, d'une épaisseur de 10 à 30 m. C'est donc cette intercalation qui doit être tenue pour responsable du changement dans le comportement des ondes séismiques enregistrées.

### La base du Crétacé.

La base du Crétacé est un horizon transgressif; c'est-à-dire que, sous cet horizon, les couches précrétaciques — plus ou moins discordantes — disparaissent en biseau l'une après l'autre. Par suite des variations lithologiques que subit le contact Crétacé-Précrétacé, la qualité des réflexions provenant de cette limite est variable. Ce miroir est souvent de très bonne qualité, mais il peut

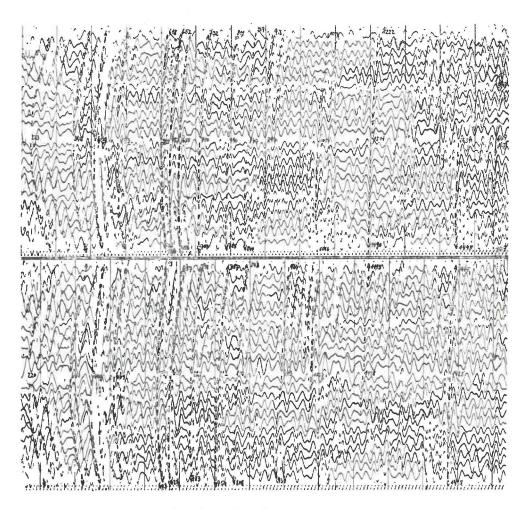


Fig. 2. — Série de séismogrammes.

Disparition en biseau d'un miroir du Houiller en dessous du miroir de la transgression dont la qualité ne change pas.

aussi disparaître subitement à faible distance, sans qu'on doive présumer aucun dérangement tectonique.

La première série de séismogrammes (fig. 2) montre fort bien la disparition en biseau d'un miroir du Houiller en dessous du miroir de la transgression, dont la qualité ne change pas. Le séismogramme supérieur permet de suivre les premières arrivées du miroir en Houiller, qui se perdent dans les minima de l'horizon transgressif.

Un autre bon exemple est donné par la seconde série (fig. 3).

Parfois, on peut observer que les réflexions discordantes — bien qu'elles arrivent plus tard que le miroir de la transgression — conservent leur qualité au voisinage de la disparition en biseau, tandis que la réflexion de la transgression se perd. Dans d'autres cas, les deux miroirs s'affaiblissent l'un et autre par interférence.

Dans l'exemple suivant (fig. 4), on ne peut pas suivre exactement les amplitudes du miroir de la transgression (F) dans le séismogramme supérieur. Leurs élévations se perdent et ne recommencent qu'au milieu du second séismogramme. La preuve que la phase marquée est juste, est fournie par le troisième séismogramme qui, par une autre disparition en biseau, fixe de nouveau clairement le miroir transgressif. En revenant en arrière, on peut le poursuivre à peu près jusqu'au milieu du séismogramme médian.

D'ailleurs, la comparatison des temps de parcours et leur représentation en profil montrent que l'horizon transgressif n'est pas déplacé, ou que, s'il est déplacé, le déplacement doit être inférieur à 10 m.

Un quatrième exemple permet de prouver l'existence d'un rejet à la base du Crétacé par l'examen des discordances dans deux profils qui se croisent :

Le premier profil représenté en partie à la figure 5, a été tiré du nord au sud. Il traverse un sondage. De sud verd nord, la base du Crétacé, notée F, est donnée par des réflexions continues jusqu'au point de tir 13. Par l'intermédiaire d'une

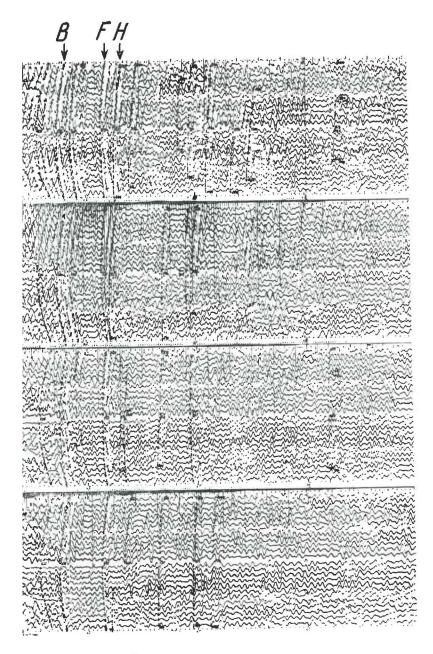


Fig. 3. — Série de séismogrammes.

B: miroir de la base du Tertiaire.

F: miroir de la base du Crétacé (horizon transgressif).

H: miroir en terrain houiller, disparaissant en biseau.

autre réflexion montrant la discordance sous le point 9, on atteint, par horizon-fantôme, la base du Crétacé observée au sondage. Sauf de faibles réflexions sous les points 7 à 5, le miroir F ne réapparaît plus au nord du sondage; il n'y a plus de discordances convaincantes. Le profil du sondage ne révélait aucune faille dans le Houiller immédiatement sous la base du Crétacé. Il était donc très douteux que les miroirs reconnus sous les points 7 à 5 s'identifient avec la base du Crétacé, ce qui impliquait la présence d'une faille rejetant le Crétacé.

Un second profil, perpendiculaire au premier et traversant également le sondage, est partiellement reproduit sur la figure 6. Sa partie orientale ne contient pas de miroirs qui peuvent représenter l'horizon F, mais plusieurs réflexions discordantes permettent de dessiner F comme horizon-fantôme à la cote indiquée par le sondage. Dans la partie occidentale apparaît un miroir continu, superposé à des disparitions en biseau qu'il faut donc interpréter comme base du Crétacé, bien qu'il se trouve à un niveau supérieur à la base du Crétacé indiquée par le sondage.

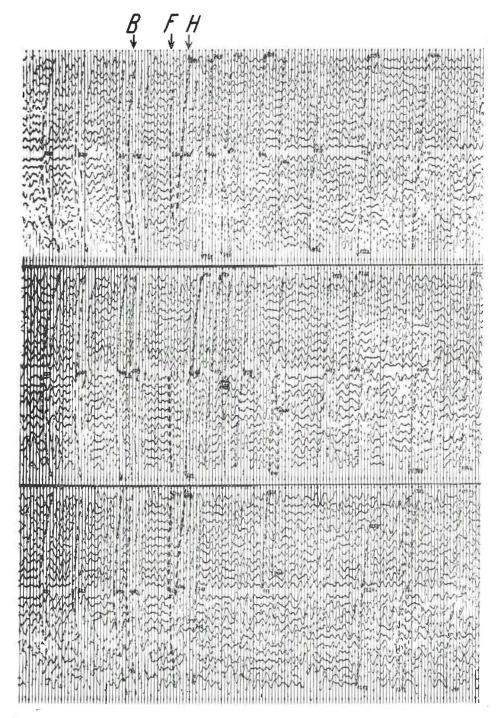


Fig. 4. — Série de séismogrammes où le miroir de la transgression F se perd parfois.

Un troisième profil, formant triangle avec les deux premiers, a confirmé cette interprétation par d'autres discordances marquées. Par conséquent, le rejet de la base du Crétacé, soupçonné dans le premier profil, est entièrement confirmé.

Au surplus, une discussion ultérieure a révélé que l'interprétation de la coupe du sondage avait présenté quelques difficultés pour les couches supérieures du Houiller. La faille reconnue séismiquement expliquait ces difficultés.

Il faut ajouter que les failles affectant la base du Crétacé et également les failles rejetant le Tertiaire se sont révélées plus nombreuses en Campine qu'on ne l'avait prévu.

Les exemples ci-dessus montrent que le meilleur critère pour suivre un horizon transgressif comme la base du Crétacé en Campine — est l'observation soigneuse de réflexions discordantes sous la couverture dans plusieurs profils de direction différente. Des discordances claires fixent

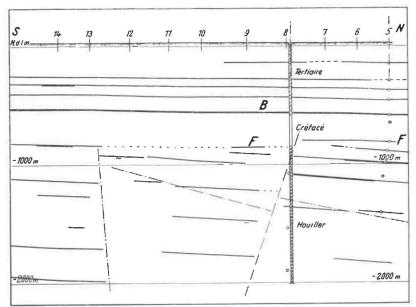


Fig. 5. — Profil séismique — réflexion prouvant l'existence d'un rejet à la base du Crétacé par l'examen des discordances.

B: base du Tertiaire. — F: base du Crétacé.

mieux la profondeur de la transgression que des réflexions douteuses, dont on ne peut que soupçonner qu'elles peuvent provenir de l'horizon transgressif.

## La base des Roches rouges.

L'extension des Roches rouges de la Campine est mal connue jusqu'à présent. Comme il a été dit, ces roches ont été rencontrées avec certitude dans huit sondages rapprochés et deux de ces sondages ont atteint le Houiller sous les Roches

rouges. Malgré le mesurage des vitesses exécuté dans l'un de ces sondages (n° 121), ces forages n'ont pas apporté une aide essentielle quant à la détermination de la base des Roches rouges dans les profils séismiques, parce que les abords des deux sondages sont fortement dérangés.

Cependant, on a observé plusieurs fois un horizon inférieur au Crétacé dont la pente est différente de celle de la couverture et également de celle du Houiller (voir fig. 6). Ailleurs, on a trouvé un horizon inférieur au Crétacé, et certai-

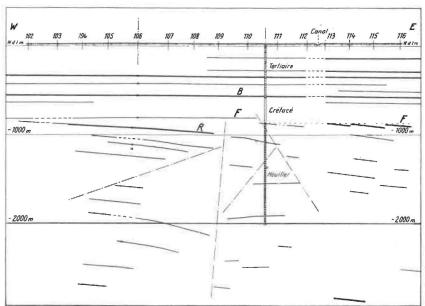


Fig. 6. — Profil séismique — réflexion croisant le profil de la figure 5, prouvant l'existence d'un rejet à la base du Crétacé par l'examen des discordances.

B: base du Tertiaire. — F: base du Crétacé. — R: base des Roches rouges.

nement non faillé, alors que le Houiller, en dessous de lui, était certainement faillé. Par des considérations géologiques, il semble permis d'interpréter de tels miroirs comme représentant la base des Roches rouges. Grâce à ces interprétations on a pu indiquer la présence des Roches rouges dans des régions où celles-ci n'étaient pas encore connues. D'autre part, les zones de disparition en biseau vers le sud ont pu être marquées dans différentes fosses. Ces interprétations séismiques seront à vérifier par de nouveaux sondages.

La qualité des réflexions interprétées comme base des Roches rouges, a présenté de fortes variations pour les mêmes raisons que pour la base du Crétacé : il s'agit également d'un horizon transgressif.

#### Le Houiller.

Au cours des travaux séismiques, on a constaté que les failles du Houiller sont plus nombreuses qu'on ne s'y était attendu et que les directions du pendage varient d'un massif à l'autre, et même qu'il y a des zones dans lesquelles existe un véritable plissement du Houiller, ce qui — jusqu'à présent — n'était connu qu'au sud du Massif du Brabant.

Le nombre des sondages disponibles n'était pas suffisant pour pouvoir coordonner stratigraphiquement les miroirs houillers reconnus dans chaque massif. Il fallait donc s'adresser à des critères séismiques. Un tel critère a été par exemple la reconnaissance d'un doublet de miroirs au sud de la Campine, en dessous duquel les réflexions sont rares et parfois d'une pente discordante. On présume que le miroir inférieur du doublet représente la base du Houiller.

Comme l'épaisseur de la couverture crétacique et postcrétacique passe de plus de mille mètres au nord de la Campine à 400 et 300 mètres au sud, on a proposé de compléter au sud les mesurages séismiques-réflexion par des lignes séismiques-réfraction. 160 km de profil avec 50 lignes de réfraction ont été tirés le long des profils séismiques-réflexion.

Les lignes de réfraction les plus septentrionales sont situées dans des massifs, où, d'après les sondages traversés, la base du Houiller se trouve à une profondeur telle que — vu la faible longueur de ces lignes — aucune vitesse provenant du Préhouiller ne pouvait être observée.

Dans ces cas, les vitesses observées en dessous de la couverture sont toujours comprises entre 4000 et 4500 m/s. De cette manière, il est certain que de telles vitesses correspondent au Houiller. D'ailleurs, le mesurage de la vitesse de propagation des ondes seismiques exécuté au sondage de Turnhout a donné 4000 m/s pour le Houiller.

D'autre part, dans les lignes de réfraction plus méridionales, on a observé plus souvent des vitesses supérieures, comprises entre 5000 et 6300 m/s. Dans plusieurs lignes, on a observé en même temps les vitesses plus hautes et les vitesses plus faibles.

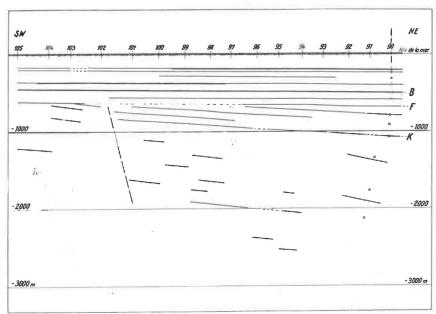


Fig. 7. — Profil séismique — réflexion.

Au NE du point de tir 102:
vitesse de réfraction en dessous de F (base du Crétacé): 4400 m/s
vitesse de réfraction en dessous de K (base du Houiller): 6300 m/s

Au SW du point de tir 102:
vitesse de réfraction en dessous de F: 6000 m/s

Il y a donc rejet de la faille ≤ 200 m

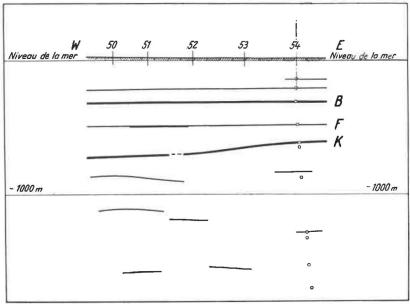


Fig. 8. — Profil séismique — réflexion. Horizon K représentant la limite entre les vitesses de réfraction 4300 et 5000 m/s.

Pour trouver la signification des vitesses plus hautes, on a tiré des lignes traversant des sondages dans lesquels on avait rencontré le Préhouiller. Il y a dans le sud de la Campine un sondage (S 44, Hoesselt) dans lequel la couverture est en contact avec le Cambro-Silurien et un sondage au SW (S 38, Kessel) dans lequel quelques dizaines de mètres de Calcaire carbonifère en contact avec la couverture, reposent sur le Dévonien. Les vitesses observées ont été ~ 5000 m/s pour le Cambro-Silurien, ± 6000 m/s pour le Calcaire carbonifère.

Ces observations ont permis de tracer :

- 1. la limite du Bassin houiller de la Campine vers le sud et le sud-ouest;
- le bord méridional de la bande de Calcaire carbonifère;
- quelques zones dans lesquelles le Houiller serait en contact direct avec le Dévonien ou le Cambro-Silurien, sans interposition de Calcaire carbonifère.

Les lignes de réfraction ont également permis de compléter les interprétations des profils séismiques-réflexion (fig. 7 et 8) :

Le profil figure 7 faisait supposer que l'horizon K représentait la base du Houiller et que la faille sous le point 102 limitait l'extension du Houiller vers le SW. Une ligne de réfraction tirée au nord de la faille a vérifié que le miroir K constituait la limite entre les vitesses 4400 et 6300 m/s. Une seconde ligne de réfraction tirée au sud de la faille n'a trouvé qu'une seule vitesse en dessous de la couverture, savoir 6000 m/s.

Ainsi donc, le sens du rejet de la faille a été confirmé : le massif méridional est bien le massif relevé, qui ne contient plus de Houiller.

Dans le profil fig. 8, on avait constaté, en dessous d'un miroir fort K, incliné vers NW, des pendages en sens opposé. On soupçonnait la superposition du Houiller à un massif calédonien. De fait, deux lignes de réfraction, l'une perpendiculaire à l'autre, montrèrent que le miroir K représente la limite entre les vitesses 4400 et 4900, resp. 4300 et 5000 m/s. Ceci indique que, dans cette région, le Calcaire carbonifère fait défaut en dessous du Houiller.

D'ailleurs ce résultat a permis d'établir, par comparaison avec un sondage voisin, la présence d'une faille d'un rejet de  $\pm$  400 m.

Les exemples traités ci-dessus indiquent que, dans la prospection séismique en Campine, il n'y a qu'un miroir dont la qualité et le comportement restent constants dans presque toute la Campine : c'est la base du Tertiaire. Les bases du Crétacé, des Roches rouges et du Houiller ne possèdent pas une qualité spéciale et constante. Pour les reconnaître, il faut donc s'adresser à d'autres arguments supplémentaires : par exemple, à des discordances de stratification et à des résultats obtenus par réfraction.

L'auteur remercie vivement Monsieur André Grosjean, Directeur-Divisionnaire au Corps des Mines, Chef du Service Géologique de Belgique, et la Société Seismos G.m.b.H., d'avoir bien voulu autoriser la publication de cette étude.

## L'Industrie Charbonnière belge pendant l'année 1958

Statistique sommaire et résultats provisoires

par A. VANDENHEUVEL

Directeur général des Mines.

## De Belgische Steenkolennijverheid tijdens het jaar 1958

Beknopte statistiek en voorlopige uitslagen

door A. VANDENHEUVEL

Directeur-Generaal van het Mijnwezen.

Le présent travail donne, en attendant la publication d'éléments plus détaillés et plus précis dans la « Statistique économique des industries extractives et métallurgiques », un aperçu de la marche de l'industrie charbonnière belge au cours de l'année 1958.

L'attention du lecteur est attirée sur le fait que les données qui suivent ont un caractère provisoire.

Les modifications apportées depuis 1954 aux statistiques relatives à l'indurie charbonnière, suivant les recommandations de la C.E.C.A. ont été signalées lors de la publication de la statistique provisoire de 1954 et de 1955.

Le lecteur désireux d'en apprécier l'importance et l'influence sur la continuité des séries statistiques pourra se reporter aux livraisons des « *Annales des Mines* » de mai 1955 et de mai 1956.

## Production de houille.

(Voir tableaux nos 1 et 2)

La définition belge de la production nette a été adoptée par la Haute Autorité; elle se distingue par le fait que les produits cendreux (mixtes, schlamms, poussiers bruts) sont compris dans le total tonne pour tonne et sont comptabilisés au moment de leur production.

La production nette de houille a été en 1958 de 27.062.180 tonnes, contre 29.001.330 en 1957 et 29.460.950 tonnes en 1956 (chiffres définitifs pour 1957 et 1956). Au cours de ces mêmes années, les charbonnages ont en outre récupéré d'anciens terrils respectivement 3.425 tonnes (1958), 201.231 tonnes (1957) et 94.050 tonnes (1956) de produits marchands.

La chute de production de 1957 à 1958 est de près de 6,7 % ou un quinzième. En présence de la grave récession dans l'industrie charbonnière, les charbonnages

In afwachting dat uitvoeriger en nauwkeuriger gegevens in de « Economische statistiek van de extraktieve nijverheden en van de metaalnijverheid » zullen gepubliceerd worden, geeft dit werk een kijk op de Belgische steenkolennijverheid in de loop van het jaar 1958.

De aandacht van de lezer wordt erop gevestigd dat de hiernavolgende gegevens van voorlopige aard zijn.

De wijzigingen die sedert 1954 op aanbeveling van de E.G.K.S. aan de statistieken van de steenkolennijverheid werden aangebracht, werden reeds aangeduid bij de publikatie van de voorlopige statistiek over de dienstjaren 1954 en 1955.

De lezer die meer wenst te vernemen over de belangrijkheid van deze wijzigingen en hun invloed op de continuïteit van de statistische reeksen, wordt verzocht de « Annalen der Mijnen » van mei 1955 en mei 1956 te raadplegen.

## Produktie van steenkolen.

(Zie tabellen 1 en 2).

De Belgische bepaling van de nettoproduktie werd door de Hoge Autoriteit aangenomen; zij onderscheidt zich door het feit dat de voortbrengselen met hoog asgehalte (mixtekolen, schlamm, ongewassen stofkolen) voor het volle gewicht in het totaal begrepen zijn en op het ogenblik van de voortbrenging aangerekend worden.

In 1958 bedroeg de nettoproduktie van steenkolen 27.062.180 ton tegen 29.001.330 ton in 1957 en 29.460.950 ton in 1956 (definitieve cijfers voor 1957 en 1956). Gedurende die jaren hebben de kolenmijnen bovendien uit oude steenstorten onderscheidenlijk 3.425 ton (1958), 201.231 ton (1957), 94.050 ton (1956) verkoopbare produkten gewonnen.

In vergelijking met 1957 is de produktie in 1958 met haast 6,7 %, d.i. 1/15, gedaald. Wegens de ernstige

ont abandonné presque complètement en 1958 la récupération de produits marchands par relavage d'anciens terrils.

Le tableau nº 1 permet de se rendre compte de l'allure de la production mensuelle.

recessie in de steenkolennijverheid hebben de steenkolenmijnen in 1958 de winning van verkoopbare produkten uit oude steenstorten haast volledig stopgezet.

Tabel 1 geeft een overzicht van de maandelijkse produktie.

TABLEAU Nº 1 — TABEL 1

### PRODUCTION MENSUELLE DE HOUILLE PAR BASSIN

### MAANDELIJKSE STEENKOLENPRODUKTIE IN DE VERSCHILLENDE BEKKENS

1.000 t

mois — maand	Borinage Borinage	Centre Centrum	Charleroi- Namur Charleroi- Namen	Liège Luik	Campine Kempen	Royaume Het Rijk
1958						
I	353,0	325,9	640,9	389,0	957,7	2 666,5
II	330,6	276,8	579,6	348,4	881,9	2 417,3
ш	344,5	282,5	600,7	371,5	929,9	2 529,1
IV	341,5	281,7	553,2	369,2	867,8	2 413,4
V	310,7	262,6	548,6	378,4	828,9	2 329,2
VI	286,6	249,8	515,6	255,4	797,3	2 104,7
VII	242,4	203,8	453,1	274,5	811,2 4.0	1 985,0
VIII	286,6	235,1	457,2	315,0	746,6	2 040,5
IX	274,5	213,6	524,7	334,4	765,6	2 112,8
Х	293,7	222,7	574,3	375,7	864,3	2 330,7
XI	244,5	186,9	480,5	285,8	739,3	1 937,0
XII	296,7	194,8	550,2	371,6	782,7	2 196,0
Totaux des relevés mensuels 1958 Tot. van de maand, cijfers in 1958	3 605,3	2 936,2	6 478,6	4 068,9	9 973,2	27 062,2
Production en 1958 (chiffres provisoires rectifiés)					1;	
Produktie in 1958 (Voorlopige verbeterde cijfers)	3 605,3	2 936,2	6 478,6	4 068,9	9 973,2	27 062,2

L'apport du bassin de la Campine à l'extraction totale du Royaume a évolué comme suit au cours des dix dernières années :

1949:	28,6 %	1954:	31,7 %
1950:	29,7 %	1955:	33,8 %
1951:	31,2 %	1956:	35,4 %
1952:	32,0 %	1957:	35,6 %
1953:	31.5 %		36.9 %

L'importance relative du bassin de la Campine, dans la production nationale, continue de croître.

Le recul de l'extraction en 1957 par rapport à 1957 affecte principalement les bassins du Centre et du Borinage, comme le montre le tableau comparatif ci-dessous :

Het aandeel van het Kempisch bekken in de totale produktie is tijdens de jongste 10 jaren als volgt gestegen:

1949	:	28,6 %	1954	:	31,7 %
1950	:	29,7 %	1955	;	33,8 %
1951	:	31,2 %	1956	:	35,4 %
1952	:	32,0 %	1957	:	35,6 %
1953	:	31,5 %	1958	:	36,9 %

De betrekkelijke belangrijkheid van het Kempisch bekken t.a.v. de nationale produktie blijft toenemen.

In vergelijking met 1957 is de winning in 1958 het meest gedaald in het Centrum en in de Borinage, zoals uit onderstaande tabel blijkt:

BASSINS — BEKKENS	Production de Produktie in 1957 (1000 t) (1)	Production de Produktie in 1958 (1 000 t) (2)	Différence Verschil (1 000 t)	, %
Borinage	4 004	3 605	— 399	10,0
Centre — Centrum	3 471	2 936	— 535	-15,4
Charleroi-Namur — Charleroi-Namen	6 873	6 479	— 394	— 5 <b>,</b> 7
Liège — Luik	4 322	4 069	253	— 5,9
Sud — Zuiderbekkens	18 670	17 089	—1 581	— 8,5°°
Campine — Kempen	10 331	9 973	— 358	3,5
Royaume — Het Rijk	29 001	27 062	— 1 939	6,7

 <sup>(1)</sup> Chiffres définitifs — Definitieve cijfers.
 (2) Chiffres provisoires — Voorlopige cijfers.

## Nombre de jours ouvrés et production moyenne par jour ouvré

Dans un siège déterminé un jour est dit « ouvré » lorsque l'effectif normal du fond a été appelé au travail et qu'il y a eu extraction.

Pour un ensemble de sièges, la pondération est faite par rapport au nombre d'ouvriers inscrits au fond à chaque siège.

Le nombre moyen de jours ouvrés de l'année 1958, arrondi à l'unité, a varié, suivant les bassins, entre 231 dans le Centre et 272 en Campine. Pour l'ensemble des charbonnages, il a été de 255.

Le détail mensuel en est donné ci-dessous :

## Aantal gewerkte dagen en gemiddelde produktie per gewerkte dag

In een bepaalde zetel noemt men « gewerkte dag » iedere dag waarop het normaal aantal voor de ondergrond ingeschreven arbeiders verzocht is te werken en waarop kolen opgehaald worden.

Voor verscheidene zetels samen geschiedt de weging in verhouding met het aantal in iedere zetel ingeschreven ondergrondse arbeiders.

Het gemiddeld aantal in 1958 gewerkte dagen, tot de eenheid afgerond, schommelde van 231 in het Centrum tot 272 in de Kempen. Voor alle kolenmijnen samen bedroeg het 255.

In onderstaande tabel zijn de cijfers per maand aangeduid.

TABLEAU Nº 2 — TABEL 2

NOMBRE DE JOURS OUVRES ET PRODUCTION MOYENNE PAR JOUR OUVRE AANTAL GEWERKTE DAGEN EN GEMIDDELDE PRODUKTIE PER GEWERKTE DAG

	Bori	inage	Ce	ntre	Charler	oi-Namur	] ]	Liège	Ca	ımpine	Roy	aume
MOIS MAAND	Prod. journ. Dagproduktie	Jours ouvrés Gew. dagen										
	Bori	inage	Cen	trum	Charler	oi-Namen		Luik	Ke	mpen	Het	Rijk
1958						_						
I	15 052	23,45	13 204	24,72	26 639	24,06	15 776	24,66	38 124	25,12	109 059	24,46
II	15 254	21,67	13 181	21,00	26 601	21,81	16 093	21,65	38 343	23,00	109 977	21,99
III	15 529	22,06	13 142	21,50	26 793	22,42	16 344	22,73	38 160	24,38	110 588	22,85
IV	15 503	22,03	13 400	21,02	26 957	20,53	16 358	22,58	36 727	23,63	109 254	22,10
V	15 862	19,59	13 761	19,08	26 838	20,44	15 932	23,75	35 684	23,23	108 133	21,54
VI	15 461	18,54	13 679	18,26	26 799	19,24	15 853	16,11	35 231	22,63	108 433	19,41
VII	14 311	16,94	12 957	15,73	25 225	17,96	14 546	18,87	33 927	23,91	102 107	19,44
VIII	14.353	19,97	12 101	19,43	23 445	19,50	14 425	21,84	33 373	22,37	97 866	20,85
IX,	14 959	18,35	11 998	17,80	24 461	21,45	14 294	23,40	35 347	21,66	100 899	20,94
, X	14 949	19,65	11 710	19,02	24 959	23,01	14611	25,71	37 892	22,81	103 865	22,44
XI.	15 703	15,57	11 364	16,45	25 519	18,83	15 208	18,79	38 993	18,96	107 136	18,08
XII	15 492	19,15.	11 247	17,32	24 719	22,26	14 941	24,87	38 197	20,49	103 827	21,15
1958	15 214		12 693	231,33	25 759	251,51	15 357	264,96	36 641	272,19	106 022	255,25

### Stocks de houille (Voir tableau n° 3)

Le stock de houille, qui atteignait déjà 1.413.000 tonnes au début de janvier, a considérablement augmenté au cours de l'année, spécialement au cours du premier semestre. A la fin du mois de décembre, il atteignait 6.928.000 tonnes, soit plus de 65 jours de production. Cette évolution, qui s'est poursuivie au cours des premiers mois de 1959 malgré l'extension du chômage partiel dans les mines, ressort clairement du tableau suivant.

## Voorraden steenkolen (Zie tabel 3)

De voorraad steenkolen, die begin januari reeds 1.413.000 ton bedroeg, is in de loop van het jaar aanzienlijk gestegen en in het bijzonder tijdens het eerste halfjaar. Einde december bedroeg hij 6.928.000 ton, d.i. de produktie van meer dan 65 dagen. Deze evolutie, die ondanks een uitbreiding van de gedeeltelijke werkloosheid tijdens de eerste maanden van 1959 is blijven voortduren, komt in onderstaande tabel duidelijk tot uiting:

# TABLEAU Nº 3 — TABEL 3 EVOLUTION MENSUELLE DES STOCKS DE HOUILLE DE STEENKOLENVOORRADEN PER MAAND AANGEDUID

1.000 t

DATE MAAND	Borinage Borinage	Centre Centrum	Charleroi- Namur Charleroi- Namen	Liège Luik	Campine Kempen	Royaume Het Rijk	Mouvement du mois Verschil
1958							
1 - I	254,1	182,6	369,3	107,0	500,0	1 413,0	-
31 - I	338,3	283,2	534,2	143,9	624,5	1 924,1	+511,1
28 - II	425,4	371,8	741,1	206,3	801,0	2 545,6	+621,5
31 - III	515,5	447,5	964,0	283,7	1 019,5	3 230,2	+ 684,6
30 - IV	629,0	550,5	1 147,6	352,1	1 238,7	3 917,9	+687,7
31 - V	712,5	644,9	1 305,9	418,5	1 434,4	4 516,2	+598,3
30 - VI	776,7	724,2	1 432,2	445,6	1 621,8	5 000,5	+484,3
31 - VII	817,7	771,9	1 520,3	447,5	1 831,1	5 388,5	+388,0
31 - VIII	884,7	840,3	1 582,5	473,8	1 963,6	5 744,9	+356,4
30 - IX	951,0	887,8	1 684,0	516,0	2 122,8	6 161,6	+416,7
31 - X	1 008,7	913,2	1 791,4	563,1	2 332,4	6 608,8	+447,2
30 - XI	1 028,1	897,7	1 832,6	569,8	2 411,4	6 739,6	+130,8
31 - XII	1 068,8	871,0	1 899,0	583,7	2 505,8	6 928,3	+ 188,7

Si l'on rapporte les stocks finaux des années 1955, 1956, 1957 et 1958 à la production moyenne par jour ouvré de chaque bassin et du Royaume, on obtient le nombre de journées de travail dont la production entière était en stock au 31 décembre de chacune de ces années :

Deelt men de voorraden op het einde van 1955, 1956, 1957 en 1958 voor ieder bekken en voor het Rijk door de gemiddelde produktie per gewerkte dag, dan bekomt men het aantal werkdagen waarvan de volledige produktie op 31 december van de beschouwde jaren in voorraad was:

jours								
BASSINS — BEKKENS	1955	1956	1957	1958				
Borinage	3,5	1,9	17,6	70,3				
Centre — Centrum	7,3	2,2	14,5	68,6				
Charleroi-Namur — Charleroi-Namen	4,4	2,2	14,7	73,7				
Liège — Luik	3,2	2,8	6,8	38,0				
Campine — Kempen	2,0	0,7	13,9	68,4				
Royaume — Het Rijk	3,6	1,7	13,6	65,3				

L'accumulation des stocks en 1958 a dépassé tout ce qui avait jamais été observé en Belgique depuis le début de l'extraction de la houille. Le stock maximum jamais enregistré en fin de mois précédemment était de 4,094.500 tonnes, au 31 juillet 1954. L'augmentation ininterrompue du stock en 1958 (5.515.000 tonnes) dépasse à elle seule de beaucoup ce maximum historique. Quant au stock final, au 31 décembre 1958, il lui est supérieur de près de 70 %.

De in 1958 gevormde voorraden hebben alles overtroffen wat men ooit in België heeft gekend. De grootste voorraad die ooit op het einde van de maand werd genoteerd bedroeg 4.094.500 ton, nl. op 31 juli 1954. De voortdurende stijging van de voorraad in 1958 alleen (5.515.300 ton) bedroeg reeds meer dan dit historisch maximum. De totale voorraad op 31 december 1958 overtrof deze hoeveelheid met haast 70 %.

### Durée du travail.

L'historique de la réduction hebdomaire du travail en dessous de 48 heures a été fait dans le cadre de la statistique sommaire relative à l'année 1957 (*Annales des Mines*, 5° livraison, mai 1958, pp. 474-475).

A partir du 1er janvier 1958 la réduction à 45 heures de la durée hebdomadaire du travail par l'octroi de 18 jours de repos compensatoires payés, moyennant certaines conditions d'assiduité, a été intégralement appliquée et les mines ont fermé effectivement 18 jours à cet effet au cours de l'année.

Ces dispositions devaient normalement avoir pour effet de diminuer le nombre moyen de postes prestés dans l'année par ouvrier inscrit.

En fait, le nombre moyen de jours de présence des ouvriers du fond a évolué comme suit au cours des dernières années :

> 1953 : 241,0 1954 : 239,0 1955 : 239,6 1956 : 233,4 1957 : 230,0 1958 : 211,6

La diminution de plus de 18 unités du nombre moyen de présences en 1958 résulte essentiellement du chômage partiel pour manque de débouchés.

Les limites légales de la durée du travail souterrain restant fixées à huit heures par jour et à quarante-huit heures par semaine, descente et remonte comprises, la notion de « poste effectué » n'a subi aucun changement.

### Personnel.

### Rappel des définitions:

Les « ouvriers à veine » sont ceux qui sont pourvus d'un moyen portatif individuel d'abatage.

Les « ouvriers de l'abatage » comprennent, outre les ouvriers à veine, leurs aides, les haveurs et leurs aides, les préposés à la conduite des machines d'abatage, les foreurs en veine et leurs aides, les préposés aux tirs d'ébranlement, les rapresteurs et les hayeurs.

Les « ouvriers de la taille » comprennent les ouvriers de l'abatage, de la suite à l'abatage et du contrôle du toit, jusqu'au transport exclus.

\* \* \*

Ci-dessous figure pour chaque bassin et pour le Royaume, le nombre de postes effectués au cours de l'année par les ouvriers à veine, les ouvriers de la taille, les ouvriers du fond et les ouvriers de la surface.

### Arbeidsduur

In de beknopte statistiek over het jaar 1957 (Annalen der Mijnen, nummer 5, mei 1958, blz. 474-475) is aangeduid hoe de verkorting van de werktijd tot minder dan 48 uren per week is tot stand gekomen.

Vanaf 1 januari 1958 werd de verkorting van de werktijd tot 45 uren per week, door het toekennen van 18 kompensatierustdagen met loon gebonden aan bepaalde regelmatigheidsvoorwaarden, volledig toegepast; de mijnen zijn hiervoor in de loop van het jaar werkelijk 18 dagen gesloten geweest.

Deze bepalingen moesten normaal een vermindering van het gemiddeld aantal in de loop van het jaar verstrekte diensten per ingeschreven arbeider teweegbrengen.

Feitelijk is het gemiddeld aantal aanwezigheden van de ondergrondse arbeiders tijdens de jongste jaren als volgt gedaald :

> 1953 : 241,0 1954 : 239,0 1955 : 239,6 1956 : 233,4 1957 : 230,0 1958 : 211,6

De daling van het gemiddeld aantal aanwezigheden met meer dan 18 dagen is hoofdzakelijk te wijten aan de gedeeltelijke werkloosheid veroorzaakt door een gebrek aan afzetmogelijkheden.

De wettelijke grenzen van de arbeidsduur in de ondergrond blijven vastgesteld op acht uren per dag en achtenveertig uren per week, de tijd voor het afdalen en het opstijgen inbegrepen. Het begrip « verrichte dienst » is hetzelfde gebleven.

#### Personeel

### Bepalingen:

«Kolenhouwers» zijn arbeiders die over een draagbaar, individueel afbouwmiddel beschikken.

De « hakarbeiders » omvatten buiten de kolenhouwers, hun helpers, de ondersnijders en hun helpers, de personen belast met de bediening van de afbouwmachines, de boorders in de kool en hun helpers, de arbeiders belast met het schokschieten en de afdekkers.

De « pijlerarbeiders » omvatten de hakarbeiders, de arbeiders belast met de verrichtingen volgend op het hakwerk en met de dakcontrole, tot aan het vervoer, dit laatste niet inbegrepen.

\* \* \*

In onderstaande tabel is voor ieder bekken en voor heel het Rijk het aantal diensten aangegeven die in 1958 door de kolenhouwers, de pijlerarbeiders, de ondergrondse en de bovengrondse arbeiders verricht werden.

1.000	postes

### 1.000 diensten

BASSINS BEKKENS	Ouvriers à veine Kolenhouwers	Ouvr. de la taille Pijlerarbeiders	Ouvr. du fond Ondergr. arbeid.	Ouvr. de la surf. Bovengr. arbeid.	Fond et surf, réunis Onder- en bovengr samen
-				1	Samer
Borinage	612	1 365	3 442	1 257	4 699
Centre — Centrum	415	1 081	2 758	1 019	3 777
Charleroi-Namur					
Charleroi-Namen	1 072	2 251	5 706	2 425	8 131
Liège — Luik	675	1 700	4 390	1 541	5 931
Campine — Kempen	1 039	2 704	7 191	2 431	9 622
Royaume — Het Rijk	3 813	9 101	23 487	8 673	32 160

La statistique technique définitive relative à l'année 1958 qui sera publiée prochainement, donnera des indications plus complètes relatives à l'occupation de la main-d'œuvre.

## Production par poste effectué ou rendement

(Voir tableaux nos 4 et 5)

Le rendement est la production réalisée par un ouvrier pendant un poste de travail d'une durée légale, c'est-à-dire, en Belgique, de 8 heures, descente et remonte comprises pour les ouvriers du fond.

Le tableau nº 4 donne l'évolution du rendement, exprimé en kilogrammes produits par poste, au cours des divers mois de l'année 1958. Le minimum et le maximum y sont chaque fois indiqués.

De definitieve technische statistiek over het jaar 1958, die eerlang zal verschijnen, zal meer volledige inlichtingen over de tewerkstelling van de arbeidskrachten bevatten.

## Produktie per verrichte dienst of rendement (Zie tabellen 4 en 5)

Het rendement is de produktie van een arbeider gedurende een arbeidsdienst van de wettelijke duur, d.i. in België een dienst van 8 uren, voor de ondergrondse arbeiders de tijd voor het afdalen en het stijgen inbegrepen.

Tabel 4 geeft, voor de verschillende maanden van 1958, het verloop weer van het rendement, uitgedrukt in kilogram voortgebracht per dienst. De hoogste en de laagste rendementen zijn er telkens in aangeduid

TABLEAU Nº 4 — TABEL 4

RENDEMENTS MOYENS PENDANT LES MOIS DE 1958
GEMIDDELD RENDEMENT TIJDENS DE MAANDEN VAN 1958

	kg/poste		kg/dienst					
MOIS MAAND	Ouvriers à veine Kolenhouwers	Ouvriers de la taille (y compris ouvr. à veine) Pijlerarbeiders (kolen- houwers inbegrepen)	Ouvriers du fond (y compris ouvr. taille) Ondergrondse arbeiders (pijlerarb. inbegrepen)	Ouvriers du fond et de la surface Ondergrondse en boven- grondse arbeiders samen				
1958								
I	7 198	2 893 Min.	1 110 Min.	825 Min.				
II	7 124	2 908	1 124	834				
III	7 128	2 911	1 131	836				
IV	7 091	2 940	1 146	843				
v	7 063	2 941	1 148	841				
VI	7 117	3 016	1 167	846				
VII	7 309 Max.	3 028	1 158	829				
VIII	7 081	2 972	1 156	832				
IX	7 014	2 996	1 167	843				
X	6 983	3 013	1 174	855				
XI	7 107	3 082 Max.	1 181	856				
XII	6 973 Min.	3 050	1 190 Max.	865 Max.				

Le tableau n° 5 met en regard pour l'année et par bassin, le rendement des ouvriers à veine, des ouvriers du fond et des ouvriers du fond et de la surface des années 1957 et 1958.

Ce tableau montre que le rendement des ouvriers du fond du Royaume s'est quelque peu amélioré en 1958 par rapport à 1957 (+ 6 kg soit + 0,5 %).

Il résulte du tableau nº 4 que cette progression s'est manifestée d'une manière presque continue, à part une légère régression aux mois de juillet et d'août, époque des congés payés, et le tableau nº 5 montre qu'elle est imputable aux bassins du Sud où elle a atteint plus de 2 % (+ 22 kg), tandis qu'on enregistrait en Campine une nouvelle régression de 4,3 % (— 63 kg).

Contrairement à ce qui avait été observé l'année précédente, la chute du « rendement à veine » en Campine est à la base de cette régression (— 424 kg ou — 4,2 %).

Il est vrai que la notion de rendement « à veine » n'a plus guère de sens concret en Campine puisqu'on le calcule en rapportant la production nette totale au nombre des postes prestés par les ouvriers porteurs d'un moyen individuel d'abatage, alors que plus de la moitié du tonnage extrait en Campine est abattu par des moyens mécaniques autres que le marteau-piqueur.

In tabel 5 wordt voor ieder bekken en voor heel het Rijk een vergelijking gemaakt tussen het rendement van de kolenhouwers, de ondergrondse arbeiders en de ondergrondse en bovengrondse arbeiders samen in 1957 en in 1958.

Hieruit blijkt dat het rendement van de ondergrondse arbeiders voor heel het Rijk in 1958 iets hoger is dan in 1957 (+ 6 kg of + 0,5 %).

Tabel 4 toont aan dat de stijging zich haast bestendig heeft voorgedaan, een lichte inzinking tijdens de verlofperiode van juli en augustus niet te na gesproken; uit tabel 5 blijkt dat zij te danken is aan de zuiderbekkens, waar zij meer dan 2 % bereikte (+ 22 kg), terwijl in de Kempen een nieuwe daling van 4,3 % werd waargenomen (— 63 kg).

In strijd met wat verleden jaar vastgesteld werd, ligt de daling van het rendement « houwers » in de Kempen aan de basis van deze inzinking (— 424 kg of — 4,2 %).

Het begrip « rendement houwers » heeft in de Kempen weliswaar haast geen konkrete betekenis meer, vermits dit rendement berekend wordt door de totale nettoproduktie te delen door het aantal diensten verricht door arbeiders die een individueel afbouwmiddel bezitten. Welnu, meer dan de helft van de gewonnen tonnemaat wordt in de Kempen afgebouwd met andere mechanische middelen dan de afbouwhamer.

TABLEAU Nº 5 — TABEL 5

RENDEMENTS MOYENS DANS LES DIFFERENTS BASSINS (1)

GEMIDDELD RENDEMENT IN DE VERSCHILLENDE BEKKENS (1)

BASSINS BEKKENS	Koleni	à veine houwers	Ondergrond	du fond reine compris) lse arbeiders inbegrepen)	Ouvriers toutes catégories  Alle kategorieën atbeiders  (kg)		
	1957	1958	1957	1958	1957	1958	
	(1)	(2)	(1)	(2)	(1)	(2)	
Borinage	5 771	5 889	996	1 047	734	767	
Centre — Centrum	7 497	7 079	1 045	1 065	761	777	
Charleroi-Namur — Charleroi-Namen	5 961	6 046	1 119	1 135	792	797	
Liège — Luik	5 981	6 031	921	927	683	686	
Sud — Zuiderbekkens	6 157	6 162	1 027	1 049	746	758	
Campine — Kempen	10 019	9 595	1 450	1 387	1 070	1 036	
Royaume — Het Rijk	7 137	7 098	1 146	1 152	836	841	

<sup>(1)</sup> Chiffres définitifs - Definitieve cijfers.

### Indices de productivité

(Voir diagramme)

Le diagramme ci-dessous tend à dégager l'évolution de la productivité du travail en 1958 d'une manière plus explicite que les diagrammes de rendement publiés avant 1956. A cet effet, ce sont les indices (inverses des rendements), qui ont servi de base à son établissement et l'on y a porté les différences entre les indices mensuels de 1958 et l'indice moyen de 1957 pris comme base de référence. Pour mieux dégager

### **Produktiviteitsindices**

(Zie diagram)

In onderstaand diagram is het verloop van de produktiviteit van de arbeid in 1958 duidelijker in het licht gesteld dan dit in de vóór 1956 gepubliceerde rendementsdiagrammen het geval was. Te dien einde werden de indices (het omgekeerde van het rendement) als uitgangspunt genomen en werd alleen het verschil tussen de maandelijkse indices van 1958 en de gemiddelde indice van 1957 (de referentiebasis) in grafiek gebracht.

l'influence des divers facteurs de la production ces différences sont données séparément pour les ouvriers à veine, pour les autres ouvriers de la taille (sans les ouvriers à veine) pour les autres ouvriers du fond (sans les ouvriers des tailles) et pour le personnel de la surface seule, alors que précédemment les rendements étaient donnés pour les ouvriers à veine, pour les ouvriers de la taille (y compris les ouvriers à veine), pour les ouvriers du fond (y compris les ouvriers de la taille) et pour l'ensemble du personnel, fond et surface.

On a porté dans le sens des ordonnées positives les gains en postes effectués par 100 tonnes nettes extraites, c'est-à-dire les diminutions d'indice par rapport à l'indice moyen de 1957 et dans le sens des ordonnées négatives les pertes en postes effectués par 100 tonnes, c'est-à-dire les augmentations d'indice par rapport à 1957.

Ainsi ces gains et pertes se cumulent par simple addition.

Les indices absolus de 1957 et ceux de chaque mois de 1958 sont reproduits au tableau nº 5 bis ci-dessous, ainsi que les différences entre les seconds et les premiers qui ont été portées au diagramme.

Tableau et diagramme montrent une évolution presque constamment défavorable de l'indice moyen des ouvriers à veine, encore que les écarts par rapport à l'indice moyen annuel correspondant de 1957 soient faibles. Om de invloed van de verschillende faktoren van de voortbrenging beter in het licht te stellen werden de verschillen afzonderlijk aangeduid voor de kolenhouwers, de andere pijlerarbeiders (zonder de kolenhouwers), de andere ondergrondse arbeiders (zonder de pijlerarbeiders) en voor de bovengrondse arbeiders alleen, terwijl de rendementen vroeger aangegeven werden voor de kolenhouwers, de pijlerarbeiders (de kolenhouwers inbegrepen), de ondergrondse arbeiders (de pijlerarbeiders inbegrepen) en voor de arbeiders van de ondergrond en de bovengrond samen.

In de zin van de positieve ordinaten is het aantal diensten aangeduid die op 100 ton netto-gewonnen kolen uitgespaard werde, d.w.z. de daling van de indice t.o.v. de gemiddelde indice van 1957 en in de zin van de negatieve ordinaten het aantal diensten die per 100 ton netto-gewonnen kolen meer verricht werden, d.w.z. de stijging van de indice t.o.v. 1957.

Deze dalingen en stijgingen kunnen dus gewoon samengeteld worden.

De absolute indices van 1957 en deze van de verschillende maanden van 1958 zijn in de hiernavolgende tabel 5 bis aangeduid, samen met het verschil tussen de laatste en de eerste, dat in diagram gebracht werd.

Uit de tabel en het diagram blijkt dat de gemiddelde indice van de kolenhouwers haast voortdurend verslecht is, hoewel het verschil met de overeenkomstige gemiddelde jaarlijkse indice van 1957 gering is.

TABLEAU Nº 5 bis — TABEL 5 bis

EVOLUTION DES INDICES DE PRODUCTIVITE DE 1958 PAR RAPPORT A 1957

VERLOOP VAN DE PRODUKTIVITEITSINDICES VAN 1958 IN VERGELIJKING MET 1957

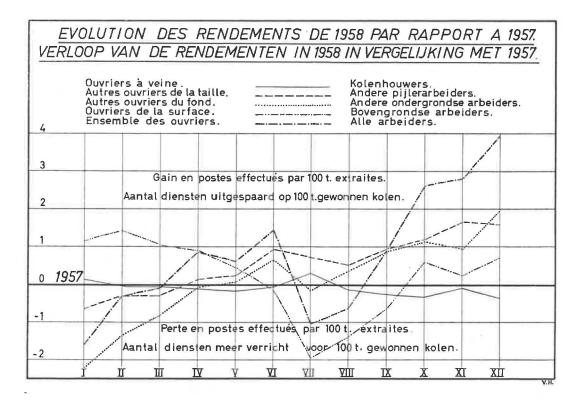
	1							INDI	CES	3						
			G: 0	Gains	- Uitgespa	aarde	dienst				ertes — Me	er ve	rrichte	diensten		
MOIS MAANDEN		Ouvriers à veine Kolen- houwers	G	P	Autres o. de la taill Andere pijlerarb.	G	P	Autres o du fond Andere onder- grondse ar	G	P	Surface Boven- grond	G	P	Global Samen	G	P
1957 Moyenne mens. Maand, gemidd		14,01	_	_	20,04	_		53,20	_	_	32,33			119,58	_	_
1958 I		13,89	0,12	<b>»</b>	20,68	<b>»</b>	0,64	55,48	»	2,28	31,18	1,15	»	121,23	»	1,6
11		14,04	<b>»</b>	0,03	20,35	>>	0,31	54,58	0	1,38	30,93	1,40	<b>»</b>	119,90	<b>»</b>	0,3
III		14,03	<b>»</b>	0,02	20,32	<b>»</b>	0,28	54,05	<b>»</b>	0,85	31,27	1,06	<b>»</b>	119,67	<b>»</b>	0,09
IV		14,10	*	0,09	19,92	0,12	>>	53,27	>>	0,07	31,40	0,93	<b>»</b>	118,69	0,89	>>
v		14,16	>>	0,15	19,81	0,23	>>	53,12	0,08	>>	31,86	0,47	»	118,95	0,63	>>
VI		14,05	<b>&gt;&gt;</b>	0,04	19,11	0,93	>>	52,54	0,66	<b>»</b>	32,45	>>	0,12	118,15	1,43	>>
VII		13,68	0,33	<b>»</b>	19,34	0,70	<b>&gt;&gt;</b>	53,32	>>	0,12	34,26	0	1,93	120,60	<b>»</b>	1,02
VIII		14,12	*	0,11	19,53	0,51	<b>»</b>	52,83	0,37	>>	33,73	<b>»</b>	1,40	120,21	»	0,6
IX		14,26	>>	0,25	19,11	0,93	<b>»</b>	52,34	0,86	<b>&gt;&gt;</b>	32,97	<b>&gt;&gt;</b>	0,64	118,68	0,90	<b>»</b>
$\mathbf{x}$		14,32	<b>&gt;&gt;</b>	0,31	18,87	1,17	<b>»</b>	52,02	1,18	<b>»</b>	31,74	0,59	<b>»</b>	116,95	2,63	<b>»</b>
XI		14,07	<b>»</b>	0,06	18,38	1,66	>>	52,25	0,95	<b>»</b>	32,07	0,26	<b>»</b>	116,77	2,81	<b>»</b>
XII		14,34	<b>»</b>	0,33	18,45	1,59	<b>»</b>	51,22	1,98	<b>»</b>	31,62	0,71	<b>»</b>	115,63	3,95	<b>»</b>
1958 Moyenne mens. Maand, gemidd		14,09	»	0,08	19,54	0,50	»	53,16	0,04	»	32,05	0,28	»	118,84	0,74	»

<sup>(1)</sup> Chiffres définitifs.

<sup>(2)</sup> Chiffres provisoires.

<sup>(1)</sup> Definitieve cijfers.

<sup>(2)</sup> Voorlopige cijfers.



L'évolution favorable des indices des autres ouvriers de la taille et du fond compense largement l'aggravation de l'indice à veine, sauf au cours du premier trimestre. L'indice des ouvriers de surface s'est également amélioré dans l'ensemble, de sorte que l'indice global supérieur à l'indice global moyen de 1957 au cours des trois premiers mois et au cours des mois de juillet et d'août, époque des congés payés, est néanmoins tombé d'un maximum de 121,23 en janvier à un minimum de 115,63 en décembre, minimum inférieur de 3,95 postes par 100 tonnes nettes à l'indice global moyen de 1957.

Les indices de l'année 1958 sont pour :

a) les ouvriers à veine	14,09	perte 0,08
b) les autres ouvriers de la taille	19,54	gain 0,50
c) les autres ouvriers du fond .	53,16	gain 0,04
d) les ouvriers de la surface	32,05	gain 0,28
-		

Le relèvement de la productivité de l'ensemble des travailleurs est essentiellement imputable, on le voit, à la diminution de 2,5 % de l'indice des « autres ouvriers de la taille » (autres que les ouvriers à veine).

Cet indice n'a été supérieur à la moyenne de 1957 que durant le premier trimestre, pour diminuer ensuite et se maintenir constamment à un niveau inférieur de 0,12 à 1,66 points à la moyenne de 1957 (20,04).

On observe, comme chaque année, un relèvement marqué de l'indice aux mois de juillet et d'août, époque des congés payés, mise à profit pour l'exécution de travaux non productifs. Deze verslechting van de indice «kolenhouwers» wordt ruimschoots gekompenseerd door het gunstig verloop van de indices van de «andere pijlerarbeiders» en van de «andere ondergrondse arbeiders», behalve tijdens het eerste kwartaal. Ook de indice van de bovengrondse arbeiders is alles samen genomen verbeterd; zodat de globale indice, die de gemiddelde globale indice van 1957 gedurende het eerste kwartaal en tijdens de verlofperiode van juli en augustus overtrof, van een maximum van 121,23 in januari gedaald is tot een minimum van 115,63 in december, welk laatste cijfer 3,95 diensten per 100 ton minder vertegenwoordigt dan de gemiddelde globale indice van 1957.

De gemiddelde indices van 1958 zijn:

- a) 14,09 voor de kolenhouwers, verlies 0,08;
- b) 19,54 voor de andere pijlerarbeiders, winst 0,50;
- c) 53,16 voor de andere ondergrondse arbeiders, winst 0,04;
- d) 32,05 voor de bovengrondse arbeiders, winst 0,28; en samen 118,84 diensten per 100 ton, winst 0,74.

Het herstel van de produktiviteit van alle arbeiders samen is, zoals men ziet, hoofdzakelijk te danken aan een daling van 2,5 % van de indice «andere pijlerarbeiders» (andere dan de kolenhouwers).

Deze indice is slechts gedurende het eerste kwartaal boven de gemiddelde indice van 1957 gebleven; daarna is hij gedaald en voortdurend van 0,12 tot 1,66 punten onder het gemiddelde van 1957 (20,04) gebleven.

Zoals ieder jaar in juli en augustus, tijdstip van het verlof met behoud van loon, wanneer meestal niet-produktieve werken worden uitgevoerd, wordt een uitgesproken stijging van de indice waargenomen.

### Salaires.

(Voir tableaux nos 6 et 7)

Les salaires dont il est question représentent la rémunération de toute personne — ouvrier, surveillant, chefouvrier, contremaître ou autre — liée par un contrat de travail, en vertu de la loi du 10 mars 1900 sur le contrat de travail.

Il s'agit de salaires bruts, comprenant les sommes retenues pour l'alimentation des fonds de retraite et de sécurité sociale ainsi que les impôts retenus à la source.

La convention collective du 24 mai 1957, toujours en vigueur, lie les salaires à l'index des prix de détail du Royaume de telle manière que les salaires varient de 2,5 % chaque fois que la moyenne arithmétique des index de deux mois consécutifs franchit un « point de déclenchement » défini à partir de l'index de référence 95,51.

La dernière augmentation de salaires résultant de l'application de cette convention date du 1<sup>er</sup> novembre 1957 (+ 2,5 %). L'index des prix de détail n'ayant plus subli de variation importante depuis, les salaires en 1958, ont été stabilisés à leur niveau de novembre 1957.

En plus de ces salaires conventionnels, la Commission Nationale Mixte des Mines a décidé à nouveau, en sa séance du 11 décembre 1958, l'octroi d'une « allocation exceptionnelle 1958 », d'un montant maximum de 1.500 F, payable au cours de la deuxième quinzaine de décembre.

Le tableau nº 6 donne les salaires journaliers moyens de l'année 1958 (chiffres provisoires).

Pour établir ces éléments, il a été tenu compte uniquement des salaires gagnés au cours de prestations effectives normales à l'exclusion de toute rémunération pour heures supplémentaires ou prestations supplémentaires des dimanches et jours fériés, et à l'exclusion des journées de salaire supplémentaires payées en application de la Convention sur la réduction de la durée hebdomanées de salaires supplémentaires payées en application de daire du travail à 45 heures et de l'allocation exception-

#### Lonen

(Zie tabellen 6 en 7)

De hierna vermelde lonen vertegenwoordigen de bezoldiging van de personen — werklieden, opzichters, hoofdopzichters, meestergasten, enz... — die volgens de wet van 10 maart 1900 door een arbeidsovereenkomst gebonden zijn.

Het zijn brutolonen, d.w.z. dat de bedragen afgehouden voor het pensioenfonds en de sociale zekerheid en de aan de bron geheven belastingen er in begrepen zijn.

Door de collectieve overeenkomst van 24 mei 1957, die nog steeds van kracht is, zijn de lonen zodanig gekoppeld aan het indexcijfer van de kleinhandelsprijzen van het Rijk, dat zij met 2,5 % verhoogd of verlaagd worden telkens wanneer het rekenkundig gemiddelde van de indexcijfers van twee opeenvolgende maanden, een bepaald punt, vastgesteld vanaf het indexcijfer 95,51, overschrijdt. De laatste loonsverhoging ingevolge deze overeenkomst toegestaan dagtekent van 1 november 1957 (+ 2,5 %). Daar het indexcijfer van de kleinhandelsprijzen sedertdien geen belangrijke wijzigingen heeft ondergaan, zijn de lonen in 1958 op het peil van 1 november 1957 blijven staan.

Boven deze conventionele lonen heeft de Nationale Gemengde Mijncommissie in haar vergadering van 11 december 1958 besloten opnieuw een «uitzonderlijke uitkering 1958», ten bedrage van hoogstens 1.500 F, toe te staan, die tijdens de tweede helft van december moest worden uitbetaald.

In tabel 6 zijn de gemiddelde daglonen van 1958 (voorlopige cijfers) aangeduid.

Bij de berekening van deze lonen werd alleen rekening gehouden met het loon verdiend met werkelijk verrichte en normale prestaties, met uitsluiting van elke bezoldiging voor overuren, zondagwerk of prestaties op feestdagen, van de loontoeslagen uitbetaald krachtens de overeenkomst betreffende de verkorting van de werktijd tot 45 uur per week en van de uitzonderlijke uitkering 1958. De uitslagen kunnen bijgevolg nog recht-

TABLEAU Nº 6 — TABEL 6

SALAIRES JOURNALIERS MOYENS BRUTS (Chiffres provisoires)
GEMIDDELDE BRUTOLONEN PER DAG (Voorlopige cijfers)

BASSINS	Ouvr	iers à	veine	Ouvr. à	iers du veine c	190	Ouvries	s de la	surface	Ouvriers de toutes catégories, fond et surface		
BEKKENS	Kol	lenhouw	rers	Ondergr (houwe	ondse a rs inbe		Bovengr	ondse a	arbeiders	Alle kategorieën arbeid. (onder- en bovengrond)		
	1957	1957	1958	1957	1957	1958	1957	1957	1958	1957	1957	1958
	(2)	(1)	(2)	(2)	(1)	(2)	(2)	(1)	(2)	(2)	(1)	( <sup>2</sup> ')
Borinage	386,01	422,52	388,38	318,29	349,31	323,07	213,83	237,84	219,44	291,39	320,79	296,06
Centre — Centrum	386,13	424,81	390,38	307,64	339,31	316,13	212,90	236,37	218,99	282,67	312,45	290.58
Charleroi-Namur												
Charleroi-Namen	388,17	426,55	393,15	336,15	369,93	341.86	217,55	242,44	221,36	303,06	334,60	307,42
Liège — Luik	418,25	457,27	425,05	335,84	367,99	342,04	213,55	236,52	219,54	305,23	335,26	311,27
Sud — Zuiderbekkens	394,54	432,68	399,45	326,96	359,25	333,59	214,95	238,93	220 13	297,34	327,68	303,23
Campine — Kempen	391,22	434,54	395 99	312.52	344,35	322,17	217,69	242,22	224,94	288,06	318,20	297,98
Royaume — Het Rijk	393,70	433,15	398,51	322,88	355,05	330,08	215,71	239,84	221,51	294,73	325,02	301,64

<sup>(1)</sup> Chiffres définitifs comprenant la prime de fin d'année et les salaires compensatoires. — Definitieve cijfers, de eindejaarspremie en de loontoeslagen verleend voor de verkorting van de werktijd inbegrepen.

<sup>(2)</sup> Chiffres provisoires. - Voorlopige cijfers.

nelle 1958. Ces résultats restent ainsi directement comparables avec les résultats provisoires de l'année anté-

rieure, qui sont rappelés dans le tableau.

Pour donner une idée de l'incidence des compléments de salaire que constituent, pour l'année 1957 la prime de fin d'année et les salaires compensatoires de la réduction de la durée du travail, les salaires moyens définitifs tenant compte de ces éléments ont été ajoutés en caractères gras dans le tableau nº 6. La comparaison de ces chiffres définitifs aux chiffres provisoires fait apparaître que ces compléments équivalent à une majoration de salaire de 10,28 % (toutes catégories).

Le salaire normal moyen des ouvriers du fond qui s'élevait à 322,88 F/jour en 1957, s'établit pour 1958 à 330,08F/jour (+ 2,23 %) et celui des ouvriers de toutes catégories (fond et surface) est passé de 294,73 F/jour à 301,64 F/jour (+ 2,34 %).

Le tableau nº 7 donne pour chaque bassin le salaire brut par tonne nette extraite.

La faible augmentation du rendement fond, sauf en Campine, a réduit les effets de la hausse des salaires, du moins dans les bassin du Sud : la hausse du salaire brut par tonne nette extraite n'y a été que de 1,77 F (+ 0,5 %); en Campine, au contraire, la détérioration du rendement a aggravé les conséquences de l'augmentation des salaires et le salaire brut par tonne nette y a augmenté de 18,74 F (+ 7,1 %) compte non tenu des primes ou allocations ni des salaires compensatoires de la réduction de la durée du travail.

Comme il a été souligné à l'occasion des statistiques précédentes, les chiffres des tableaux nos 6 et 7 ne concernent que les salaires proprement dits, à l'exclusion des charges sociales patronales y afférentes et des autres dépenses relatives à la main-d'œuvre.

streeks met de voorlopige uitslagen van het voorgaande jaar, in de tabel aangeduid, vergeleken worden

Om een aanwijzing te geven nopens de belangrijkheid van de loontoeslagen gevormd door de eindejaarspremie en de lonen toegekend voor de verkorting van de werktijd, werden de definitieve gemiddelde lonen van 1957 waarin deze toeslagen verrekend zijn in tabel 6 in vetjes aangeduid. Wanneer men deze definitieve cijfers met de voorlopige vergelijkt, stelt men vast dat de toeslagen een verhoging van 10,28 % uitmaken (lonen van alle kategorieën).

Het gemiddeld normaal loon van de ondergrondse arbeiders bedroeg 322,88 F per dag in 1957 en 330,08 F per dag in 1958 (+ 2,23 %), terwijl dit van de arbeiders van alle kategorieën samen (ondergrond en bovengrond) van 294,73 F per dag gestegen is tot 301,64 F per dag (+ 2,34 %).

In tabel 7 is voor ieder bekken het brutoloon per netto-gewonnen ton aangeduid.

De lichte stijging van het rendement « ondergrond », behalve in de Kempen, heeft de uitwerking van de loonsverhoging beperkt, althans in de zuiderbekkens: het brutoloon per netto-gewonnen ton is er slechts met 1,77 F (+ 0,5 %) gestegen; in de Kempen daarentegen heeft de daling van het rendement de uitwerking van de loonsverhoging nog vergroot : het brutoloon per netto-gewonnen ton is er met 18,74 F (+ 7,1 %) gestegen, de premiën, uitkeringen of loontoeslagen verleend voor de verkorting van de werktijd niet meegerekend.

Er weze nogmaals op gewezen dat de cijfers vermeld in de tabellen 6 en 7 alleen de eigenlijke lonen omvatten, met uitsluiting van de desbetreffende door de werkgevers te betalen sociale lasten en de andere uitgaven in verband met de arbeidskrachten.

TABLEAU Nº 7 — TABEL 7 SALAIRES PAR TONNE (Chiffres provisoires) LOON PER TON (Voorlopige cijfers)

BASSINS	Salaires bruts par tonne nette extraite Brutoloon per netto-gewonnen ton										
BEKKENS	1956 (2)	1956 (1)	1957 (2)	1957 (1)	1958 (2)						
Borinage	354,61	413,25	387,69	446,27	376,41						
Centre — Centrum	304.03	355,10	362,09	416,09	366,18						
Charleroi-Namur — Charleroi-Namen	323,76	380,39	371,01	426,79	374,46						
Liège — Luik	378,97	437,99	435,62	501,92	442,54						
Sud — Zuiderbekkens	339,59	396,24	387,89	446,37	389,66						
Campine — Kempen	225,99	259,95	264,91	300,80	283,65						
Royaume — Het Rijk	299,36	347,81	344,08	394,51	350,59						

Chiffres définitifs comprenant la prime de fin d'année et les salaires compensatoires. — Definitieve cijfers, de eindejaarspremie en de doontoeslagen verleend voor de verkorting van de werktijd inbegrepen. Chiffres provisoires. — Voorlopige cijfers.

### Prix des charbons.

Rappelons que depuis octobre 1953, les prix de vente des charbons des pays de la C.E.C.A., sont fixés par la Haute Autorité.

On trouvera dans la statistique sommaire des années précédentes (voir *Annales des Mines* de mai 1956, de juin 1957 et de mai 1958) l'historique de l'évolution des prix des charbons belges depuis cette date jusqu'au 31 décembre 1957.

Le barème du 6 novembre 1957 est resté en vigueur jusqu'au 31 mars 1958.

Un nouveau barème, qui ne fut appliqué que du 1er au 7 avril 1958, a porté diminution de 30 F/t des fines lavées 0-10 en Gras A et Gras B du bassin de Campine.

A partir du 8 avril 1958, la tendance à la baisse s'accentue. Les prix mis en vigueur à cette date comportaient par rapport au barème précédent, les baisses suivantes:

- Anthracites et maigres: 30 F à la tonne pour les fines lavées de tous calibres et 50 F à la tonne pour les classés 5/10 et 6/12 en provenance des charbonnages suivants: Anderlues, Bois d'Avroy, Mariemont (pour les fines lavées seulement), Maurage, Ressaix, Rieu du Cœur, Strépy-Bracquegnies. Toutefois, à partir du 21 avril, les charbonnages de Mariemont, de Maurage et de Strépy-Bracquegnies ont été rayés de cette liste.
- 1/2 gras: 30 F à la tonne pour les fines lavées 0/5-0/6, 2/5-2/6 et 0/10 et 50 F à la tonne pour les classés 5/10 de toutes provenances.
- 3/4 gras, gras A et gras B: 30 F à la tonne pour les fines lavées 0/10 en provenance du bassin du Borinage.

Le barème du 8 avril est resté en vigueur jusqu'au 1er mai 1958.

Le 2 mai 1958 un nouveau barème, n° 12, est entré en application et est resté en vigueur jusqu'au 28 décembre 1958. La seule modification qu'il apportait au barème n° 11 était d'étendre la diminution de 30 F à la tonne du prix des fines lavées 0/10 en 3/4 gras, gras A et gras B aux fines en provenance des bassins du Centre, de Charleroi-Namur et de Liège.

Après cet alignement, les prix barémiques sont restés stables durant près de 8 mois

Le nouveau barème (n° 13) entré en vigueur à la date du 29 décembre 1958 est reproduit ci-contre.

Il a entraîné de nouvelles et importantes baisses de prix par rapport au barème du 2 mai :

- Schlamms: diminution de 50 à 65 F à la tonne.
- Poussiers bruts 0/2 et 0/5: diminution de 55 F à la tonne.
- Mixtes: diminution de 35 F à la tonne.
- Fines lavées: suppression de la sorte 4/6.
   Anthracites, maigres et 1/2 gras: diminution de 50 F à la tonne pour les 0/5-0/6 et 2/5-2/6.
   Toutes catégories: diminution de 50 F à la tonne pour les 0/10.

## De kolenprijzen

Er weze nogmaals aan herinnerd dat de verkoopprijzen van de kolen van de landen van de Europese Gemeenschap voor Kolen en Staal sedert oktober 1953 door de Hoge Autoriteit vastgesteld worden.

In de beknopte statistiek over de voorgaande jaren (zie *Annalen der Mijnen*, mei 1956, juni 1957 en mei 1958) is aangeduid hoe de prijzen van de Belgische kolen vanaf die datum tot op 31 december 1957 geevolueerd zijn.

De prijzenschaal van 6 november 1957 is tot 31 maart 1958 van kracht gebleven.

Een nieuwe prijzenschaal, die slechts vanaf 1 tot 7 april 1958 toegepast werd, heeft de prijzen van de gewassen fijnkolen 0-10, vetkool A en B, van het Kempisch bekken met 30 F per ton verminderd.

Vanaf 8 april 1958, wordt een sterkere neiging tot prijsdalingen waargenomen. De prijzen die toen van kracht geworden zijn, brachten de volgende dalingen met zich.

- Anthraciet en magerkool: 30 F per ton voor gewassen fijnkolen van alle dikten en 50 F per ton voor gesorteerde kolen 5/10 en 6/12 van de volgende mijnen: Anderlues, Bois d'Avroy, Mariemont (alleen voor gewassen fijnkolen), Maurage, Ressaix, Rieu du Cœur, Strépy-Bracquegnies. Vanaf 21 april werden de kolenmijnen Mariemont, Maurage en Strépy-Bracquegnies echter van deze lijst geschrapt.
- 1/2 vetkool: 30 F per ton voor gewassen fijnkolen 0/5-0/6, 2/5-2/6 en 0/10 en 50 F per ton voor gesorteerde kolen 5/10 van alle mijnen.
- 3/4 vetkool, vetkool A en vetkool B: 30 F per ton voor gewassen fijnkolen 0/10 gewonnen in de Borinage.

De prijzenschaal van 8 april is tot 1 mei 1958 van kracht gebleven.

Op 2 mei 1958 is een nieuw barema, nl. nr 12, in voege getreden; het is tot 28 december van kracht gebleven.

De enige wijziging die het invoerde was dat de prijsvermindering van 30 F per ton op de gewassen fijnkolen 0/10 van de soorten 3/4 vetkool, vetkool A en vetkool B uitgebreid werd tot de fijnkolen van de bekkens van het Centrum, Charleroi-Namen en van Luik.

Na deze gelijkstelling zijn de prijzen van het barema gedurende haast 8 maanden onveranderd gebleven.

Het nieuw barema (nr 13), dat op 29 december 1958 van kracht werd, is in onderstaande tabel aangeduid:

In vergelijking met het barema van 2 mei heeft de prijzenschaal n° 13 aanzienlijke prijsverlagingen ingevoerd:

- Schlamm: prijsverlagingen van 50 tot 65 F per ton.
- Stofkolen 0/2 en 0/5: prijsverlaging van 55 F per ton.
- Mixte kolen: prijsverlaging van 35 F per ton.
- Gewassen fijnkolen: afschaffing van de soort 4/6. Anthraciet, magerkool en 1/2 vetkool: prijsverlaging van 50 F per ton voor de dikten 0/5-0/6 en 2/5-2/6.
  - Alle kategorieën: prijsverlaging van 50 F per ton voor de dikte 0/10.

BAREME	DES	PRIX	DE	VENTE	DES	CHARB	SMC	BELGES	A	PAR'	IIR	DU	29-12-1958
BAREMA	VAN	DE	VE	RKOOPPI	RIJZE	N DER	BEL	GISCHE	KOI	LEN	VA	NAF	29-12-1958

SORTES	Calibre en mm	Teneu Geh	alte	Vetk	s B	Vetko	s A	gras vetkool	1/2 gras 1/2 vetkool	Maigres Magerkool	Anthracites Anthraciet
SOORTEN	Dikte in mm	cendres as %	eau water %	Campine Kempen	Sud Zuider- bekken	Campine Kempen	Sud Zuider- bekken	3/4 v	1/2/1	Mag	Antl
Teneurs en matières volatiles - en %   Gehalte aan vluchtige bestanddelen - %				>	28	> 2	o à 28	) > 18 à 20	> 14 à 18	> 10 à 14	<b>€</b> 10
Schlamms — Schlamm		20	20	435	435	435	435	435	435	435	435
Poussiers bruts — Stofkolen	0/2	20	3	660	680	660	680	680	680	680	680
» »	0/5	20	3	670	690	670	690	690	690	690	690
Mixtes — Mixtekolen		20	7	650	665	650	665	665	665	665	665
Fines lavées — Gewassen fijnkolen .	0/5 - 0/6	10	7	_		_	_		785	785	785
» » .	2/5 - 2/6	10	7		-	_		-	805	805	805
» » .	0/10	10	7	765	785	785	805	805	805	805	805
Classés: — Gesorteerde kolen:			- 1								
Grains — Korrels	4/6	8	6	_	_					825	825
» »	5/10	8	6	840	875	840	875	865	865	900	925
» »	6/12	8	6	-	_			_		950	1 025
Braisettes — Braisetten	10/18 - 10/20	6 à 9	6	870	905	880	915	985	1 205	1 325	1 350
» *	12/22	6 à 8	5	_	_	_	_		1 265	1 505	1 530
» »	18/30 - 20/30	6 à 8	5	925	960	945	980	1 200	1 515	1 705	1 730
Têtes de moineaux — Mussenkoppen	30/50	5 à 8	5	945	980	965	1 000	1 230	1 505	1 580	1 605
Gailletins — Brokken	50/80	5 à 8	5	945	980	965	1 000	1 125	1 375	1 425	1 450
» »	80/120	5 à 8	5	925	960	945	980	1 075	1 235	1 265	1 290
Criblés - Stukkolen	> 80 mm	4 à 7	3	925	960	945	980	1 075	1 160	1 180	1 205
Gailletteries - Klompen	> 120 mm	4 à 7	3	_	_	_	-		1 160	1 180	1 205

— Classés: Introduction de la sorte 4/6 (825 F/t pour les anthracites et les charbons maigres, en baisse de 100 F sur le prix des fines lavées 4/6).

Diminution de 50 à 75 F à la tonne pour les 5/10 de toutes catégories. Diminution de 50 à 100 F à la tonne pour les 6/12 anthracites et maigres.

Diminution de 20 à 30 F à la tonne pour les 10/18-10/20 des catégories 3/4 gras, gras À Sud et gras B Sud.

Diminution de 30 F à la tonne pour les 10/18-10/20 des catégories Gras A Campine (André Dumont, Winterslag, Zwartberg) et gras B Campine (Houthalen).

Dans tous les barèmes qui se sont succédés en 1958, les primes de qualité ou de provenance de 75 F et 50 F à la tonne ont été maintenues en faveur de 23 charbonnages des bassins du Centre, de Charleroi-Namur et de Liège, pour les anthracites et les charbons maigres.

Enfin, il est important de signaler qu'à partir du 1er janvier 1959, 3 charbonnages campinois se sont désolidarisés de Cobéchar et ont repris leur liberté commerciale. Au 1er janvier 1959, chacun de ces 3 charbonnages a publié un barème distinct de celui de Cobéchar. Ces barèmes seront analysés à l'occasion de la statistique provisoire de 1959.

Les différents barèmes publiés au cours de l'année 1958, ont donné les prix de vente moyens suivants,  Gesorteerde kolen: Invoering van de soort 4/6 (825 F per ton voor anthraciet en magerkool, wat een daling van 100 F uitmaakt op de prijs van de gewassen fijnkolen 4/6).

Prijsdalingen van 50 tot 75 F per ton voor de dikte 5/10 van alle kategorieën.

Prijsdalingen van 50 tot 100 F per ton voor de dikte 6/12 anthraciet en magerkool.

Prijsdalingen van 20 tot 30 F per ton voor de dikten 10/18-10/20 van de kategorieën 3/4 vetkool, vetkool A zuiderbekkens en vetkool B zuiderbekkens.

Prijsdaling van 30 F per ton voor de dikten 10/18, 10/20 van de kategorieën vetkool A Kempen (André Dumont, Winterslag, Zwartberg) en vetkool B Kempen (Houthalen).

In al de prijzenschalen die in 1958 van kracht waren werden de kwaliteitspremie of de premie van herkomst van 75 en 50 F per ton ten voordele van 23 mijnen van de bekkens van het Centrum, van Charleroi-Namen en van Luik voor anthraciet en magerkool behouden.

Ten slotte is het van belang te vermelden dat drie Limburgse mijnen zich op 1 januari 1959 van Cobéchar hebben afgescheiden en hun vrijheid op het gebied van kolenafzet hebben hernomen. Op die datum hebben deze drie mijnen elk een prijzenschaal bekendgemaakt die niet dezelfde was als die van Cobechar. Deze schalen zullen in de voorlopige statistiek van 1959 worden ontleed.

In de veronderstelling dat de volledige jaarproduktie verkocht was tegen de prijzen van het barema, zouden en valorisant chaque fois toute la production de l'année aux prix du barème :

barème nº 10,

du  $1^{er}$  avril 1958 au 7 avril 1958 . . 921 F/t barème n° 11,

du 8 avril 1958 au 1 $^{\rm er}$  mai 1958 . . 914 F/t barème nº 12,

du 2 mai 1958 au 28 décembre 1958 913 F/t barème n° 13,

du 29 déc. 1958 au 18 mars 1959. 881 F/t

Ainsi la récession a eu pour conséquence une baisse du prix moyen des charbons de 62 F/tonne ou 6,6 %, alors que précédemment les prix moyens n'avaient cessé d'augmenter durant plusieurs années, pour atteindre 943 F/t avec le barème n° 9.

## Production et prix du coke. A. — Production.

La production de coke a marqué une légère diminution en 1958, par rapport à 1957 (— 3,5 %). Pour l'ensemble du Royaume, elle a atteint 6.906.319 tonnes et est restée à un niveau élevé, comme il résulte des données comparatives portées au bas du tableau n° 8.

### B. - Prix.

Le Gouvernement belge avait depuis 1949 replacé le prix de vente du coke sous le régime du prix normal; la Haute Autoorité en reprenant les attributions du de verschillende in 1958 toegepaste barema's onderstaande gemiddelde verkoopprijzen opgeleverd hebben :

barema nº 10,

van 1 april 1959 tot 7 april 1958 . . 921 F/t barema nr 11,

van 8 april 1958 tot 1 mei 1958 . . 914 F/t barema nr 12,

van 2 mei 1958 tot 28 december 1958 913 F/t barema n<sup>r</sup> 13,

van 29 dec. 1958 tot 18 maart 1959 881 F/t

Aldus heeft de recessie de gemiddelde verkoopprijs van de kolen met 62 F per ton, d.i. 6,6 % doen dalen, terwijl de gemiddelde prijzen tijdens de jongste jaren voortdurend gestegen waren, en wel tot 943 F/t in de prijzenschaal n<sup>r</sup> 9.

## Produktie en prijzen van cokes. A. — Produktie.

In vergelijking met 1957 is de produktie van cokes in 1958 enigszins gedaald (— 3,5 %). Voor heel het Rijk bedroeg zij 6.906.319 ton, wat nog veel is in vergelijking met de produktiecijfers van de voorgaande jaren (zie tabel 8, onderaan.)

## B. - Prijzen.

Sedert 1949 had de Belgische Regering de verkoopprijs van de cokes onder het regime van de normale prijs gesteld; toen de Hoge Autoriteit de bevoegdheden

TABLEAU № 8 — TABEL 8

PRODUCTION DE COKE — PRODUKTIE VAN COKES

1.000 t

	MOIS	Cokeries minières	Cokeries sidérurgiques	Autres cokeries	Royaume
	MAAND	Cokesfabrieken van de mijnen	Cokesfabrieken in de staalnijverheid	Andere cokesfabrieken	Het Rijk
1958	I	111,1	413,7	90,4	615,2
	II	99,4	362,3	80,5	542,2
	III	102,2	407,6	81,0	590,8
	IV	100,4	381,2	77,2	558,8
	V	99,0	388,8	78,8	566,6
	VI	100,6	380,1	75,1	555,8
	VII	96,7	376,2	78,8	551,7
	VIII	101,5	394,3	86,2	582,0
	IX	98,9	397,2	83,8	579,9
	X	102,0	408,3	85,6	595,9
	XI	97,4	391,3	82,9	571,6
	XII	101,0	401,3	93,5	595,8
<b>Total</b>	- 1958 Totaal	1 210,2	4 702,3	993,8	6 906,3
Total	1957 (1) Totaal	1 398,4	4 576,5	1 181,6	7 156,5
<b>&gt;&gt;</b>	1956 (¹) »	1 411,2	4 636,2	1 223,1	7 270,5
>>	1955 (¹) »	1 179,4	4 369,6	1 049,0	6 598,0
>>	1954 (¹) »	1 079,3	4 077,0	990,5	6 146,8
>>	1953 (1) »	960	3 920	1 065	5 945

Chiffres définitifs de la statistique annuelle (petit coke compris).

<sup>(1)</sup> Definitieve cijfers van de jaarstatistiek (fijne cokes inbegrepen).

Gouvernement belge en la matière n'a pas imposé de prix de vente aux cokeries belges, mais en fonction de la décision du 12 février 1953 relative à la publication des barèmes, les diverses entreprises ont été tenues de rendre publics leurs prix de vente.

En moyenne le prix du gros coke avait atteint en 1956-1957 son maximum, à 1.425 F/t, après les hausses de prix d'octobre 1956.

Mais la plupart des cokeries (10) ayant réduit leurs prix en octobre 1957, le prix le plus couramment pratiqué pour le gros coke métallurgique était au début de 1958 de 1.375 F/t.

En mars-avril 1958, la plupart des cokeries (15) ont publié de nouveaux barèmes comportant des baisses substantielles qui, pour le gros coke métallurgique (80 mm et plus) allaient de 75 à 175 F/t. Les prix des autres sortes étaient presque toujours diminués aussi, mais dans une moindre mesure. C'est ainsi que 8 cokeries seulement abaissaient le prix du poussier 0-10, de 25 ou de 50 F/t. Deux cokeries ont encore publié, par la suite, en été et en novembre, de nouveaux barèmes comportant de nouveaux rabais pour certaines sortes.

Le prix le plus couramment pratiqué en fin d'exercice pour le gros coke métallurgique était de 1.225 F/t, en baisse de 150 F/t sur le prix correspondant de 1957 (—10,9%). Les prix consentis à l'exportation étaient souvent quelque peu inférieurs à ce prix intérieur.

## Production et prix des agglomérés.

### A. - Production.

Dès le début de l'année la récession charbonnière a entraîné une chute brutale de la production d'agglomérés qui, certains mois, a été inférieure de plus de la

1958

van de Belgische Regering terzake overnam, heeft zij aan de Belgische cokesfabrieken geen verkoopprijzen opgelegd, maar krachtens de beslissing van 12 februari 1953 betreffende de publikatie van de barema's, waren de ondernemingen verplicht hun verkoopprijzen bekend te maken.

Gemiddeld had de prijs van de dikke cokes in 1956-1957, na de prijsstijgingen van oktober 1956, zijn hoogtepunt bereikt met 1.425 F/t.

Maar aangezien de meeste cokesfabrieken (10) in oktober 1957 hun prijzen voor dikke hoogovencokes verlaagd hadden, was de meest voorkomende prijs in het begin van 1958 1.375 F per ton.

In maart-april 1958 hebben de meeste cokesfabrieken (15) nieuwe prijzenschalen gepubliceerd, die aanzienlijke verminderingen inhielden; voor dikke hoogovencokes (80 mm en meer) bedroeg de vermindering van 75 tot 175 F per ton; de prijzen van haast al de andere soorten werden eveneens verlaagd, maar in mindere mate. Aldus werd de prijs van cokesgruis 0-10 slechts in 8 fabrieken met 25 of 50 F per ton verlaagd, Nadien hebben twee cokesfabrieken in de zomer en in november nog nieuwe prijzenschalen gepubliceerd, die voor sommige soorten een verlaging meebrachten.

Op het einde van het jaar was de meest toegepaste prijs voor hoogovencokes 1.225 F per ton, wat 150 F per ton minder was dan tijdens de overeenkomstige periode van 1957 (—10,9%). De prijzen voor uitgevoerde cokes waren vaak enigszins lager dan deze binnenlandse prijs.

### Produktie en prijzen van agglomeraten.

## A. - Produktie.

Reeds in het begin van het jaar had de recessie in de steenkolennijverheid de produktie van agglomeraten plotseling doen dalen; gedurende sommige maanden

I.ooo t

# TABLEAU Nº 9 — TABEL 9 PRODUCTION D'AGGLOMERES PRODUKTIE VAN AGGLOMERATEN

MC	)15 — I	MA.	ALIN	ט									K	oyaun	ie → Het Kijk
	I							180							117,4
	II										4				78,9
	III						90								78,5
	IV														81,2
	V				727										92,1
	VI														68,9
	VII														68,1
	VIII				180		11								77,8
	IX				8										79,0
	$\mathbf{X}$				61									•	91,7
	XI				2	*	¥		*						93,4
	XII					*			*.						109,8
_			-	-	_	_	_	_	_	_		_	_		

Total	1957 (1)	Totaal			*:				4	1 834,6
	1956 (1)						1.5			1 827,0
>>	1955 (1)	>>							¥.	1 554,1
>>	1954 (1)	>>						100		1 378,3
**	1052 (1)	**								1 222 6

1 036,8

<sup>(1)</sup> Chiffres définitifs de la statistique annuelle

<sup>(1)</sup> Definitieve cijfers van de jaarstatistiek.

moitié au tonnage du mois correspondant de 1957. Dans l'ensemble la production a diminué de 43,4 % et est retombée à son niveau de 1950 (1.019.700 t).

#### B. - Prix.

Le prix de vente des agglomérés de houille est fixé par la C.E.C.A. en même temps que celui du charbon.

Comme ceux des charbons, les prix de vente des agglomérés ont été modifiés par la Haute Autorité les 1er et 8 avril, 2 mai et 29 décembre 1958.

Le tableau ci-dessous donne l'évolution du prix des agglomérés à ces diverses dates.

bedroeg de voortbrenging minder dan de helft van de produktie tijdens de overeenkomstige maand van 1957. Voor het gehele jaar is de produktie met 43,5 % gedaald, zodat zij opnieuw het peil van 1950 (1.019.700 t) bereikt heeft.

## B. — Prijzen.

De verkoopprijs van de steenkolenagglomeraten wordt samen met de prijs van de kolen door de E.G.K.S. vastgesteld.

Zoals voor de kolen werden de verkoopprijzen van de agglomeraten door de Hoge Autoriteit gewijzigd op 1 en 8 april, 2 mei, en 29 december 1958.

In onderstaande tabel zijn de verschillende prijzen op genoemde data aangeduid.

		Teneur	en		Barème en vigueur	<ul> <li>Officieel barema</li> </ul>	
SORTES	Poids	cendres	eau	du van 1-4-1958	du 8-4-1958	du van 2-5-1958	à partir du
SOORTEN	Gewicht	Gehal as	te water	au tot 7-4-1958	au tot 1-5-1958	au tot 28-12-1958	vanaf 29-12-1958
Briquettes Briketten				½ gras ½ vetkool	½ gras ½ vetkool	½ gras ½ vetkool	½ gras ½ vetkool
Type marine	10 kg	9 à 10	5	1 155	1 155	1 155	1 055
Type II	10 kg	9 à 10	5	1 130	1 130	1 130	1 030
Boulets Eierkolen				1/2 gras, maigre et anthracite 1/2 vetkool, magerkool en anthraciet	1/2 gras, maigre et anthracite 1/2 vetkool, magerkool en anthraciet	½ gras, maigre et anthracite ½ vetkool, magerkool en anthraciet	1/2 gras, maigre et anthracite 1/2 vetkool, magerkoo en anthraciet
1	20 g	1 < 8		1 255	1 225	1 225 (¹)	1 175
1	45 g	8 à 10		1 175	1 145	1 145 ( <sup>1</sup> )	1 095
	100 g	10/14		1 120	1 090	1 090 (1)	990
	· ·	> 14		1 065	1 035	1 035 (1)	935

<sup>(1)</sup> A partir du 1-10-1958, ces prix sont diminués de 50 F/t pour les boulets à moins de 10 % de cendres et de 100 F/t pour les boulets à plus de 10 % de cendres.

(1) Vanaf 1-10-1958 zijn deze prijzen met 50 F per ton verminderd voor eierkolen met minder dan 10 % as en met 100 F per ton voor eierkolen met meer dan 10 % as.

## Revue du marché charbonnier belge.

Le tableau nº 10 donne l'aspect général du marché charbonnier belge au cours de l'année 1958, et la comparaison avec l'année 1957.

## Overzicht van de Belgische kolenmarkt.

Tabel 10 geeft een algemene kijk op de Belgische kolenmarkt in 1958. Ter vergelijking zijn ook de cijfers van 1957 aangeduid.

### TABLEAU No 10 - TABEL 10

## ASPECT DU MARCHE CHARBONNIER BELGE EN 1958 OVERZICHT VAN DE BELGISCHE KOLENMARKT IN 1958

I.000 t

	-	1957			1958 (¹)	
	Charbon Kolen	Agglomérés Agglomeraten	Cokes de four Ovencokes	Charbon Kolen	Agglomérés Agglome- raten	Cokes de four Ovencokes
<ol> <li>Production — Produktie</li> <li>Importations — Invoer</li> <li>Stocks au rer janv — Voorraden op I januari</li> <li>Récupérations d'anciens terrils —</li> </ol>	29 001 5 102 249 (²)	1 835 104 6 (4)	7 156 191 87	27 062 5 303 1 547 ( <sup>3</sup> )	1 037 122 23 ( <sup>5</sup> )	6 906 170 239 (6)
Uit oude steenstorten gewonnen .	201	-	_	3		_
5. Disponibilités belges — Beschik- baar in België	34 553	1 945	7 434	33 915	1 182	7 315
<ol> <li>Consomm. propre des product. et fournit. au personnel — Door de produc. zelf verbruikt en geleverd aan het personeel</li> <li>Fournitures à l'intérieur — Leveringen in België</li> <li>Exportations — Uitvoer ,</li> <li>Stocks au 31 déc. — Voorraden</li> </ol>	2 915 26 129 3 962	185 1 029 708	152 6 140 903	3 102 21 033 2 771	193 745 181	182 5 957 897
op 3r december	1 547 (³)	23 <b>(</b> <sup>5</sup> <b>)</b>	239 ( <sup>6</sup> )	7 009 (*)	63	279 (8)

(1) Chiffres provisoires.

(2) Y compris 72.000 t en stock chez les importateurs.

Y compris 134.000 t en stock chez les importateurs. Y compris 1.000 t en stock chez les importateurs.

Y compris Y compris 2.000 t en stock chez les importateurs. 2.000 t en stock chez les importateurs.

Y compris 81.000 t en stock chez les importateurs.

Y compris 3.000 t en stock chez les importateurs. (1) Voorlopige cijfers.

72.000 t in voorraad bij de importeurs inbegrepen.

(3) 134.000 t in voorraad bij de importeurs inbegrepen.
(4) 1.000 t in voorraad bij de importeurs inbegrepen.

 2.000 t in voorraad bij de importeurs inbegrepen.
 2.000 t in voorraad bij de importeurs inbegrepen. (6)

81.000 t in voorraad bij de importeurs inbegrepen.

3.000 t in voorraad bij de importeurs inbegrepen.

Ce qui frappe dans ce tableau, c'est l'augmentation anormale des importations face à la diminution de près d'un cinquième de la consommation intérieure, à la diminution de près de 30 % des exportations et au gonflement exceptionnel des stocks sur le carreau des mines (+ 360 %).

Le tableau nº 11 donne le détail des fournitures au marché intérieur d'après les différents secteurs de consommation. Le tableau a été complété au moyen des fournitures de coke de gaz, de briquettes de lignite et de semi-coke de houille.

Wat in deze tabel het meest opvalt is de abnormale stijging van de invoer, terwijl het binnenlands verbruik met haast één vijfde en de uitvoer met haast 30 % gedaald en de voorraden op de mijnen buitengewoon gestegen zijn (+ 360 %).

In tabel 11 zijn de leveringen in België ingedeeld volgens de verschillende verbruikssectoren. Ook de leveringen van gascokes, bruinkoolbriketten en steenkoolhalfcokes zijn in deze tabel aangeduid.

### TABLEAU Nº 11 -- TABEL 11

## FOURNITURES AU MARCHE INTERIEUR EN 1958 LEVERINGEN OP DE BINNENLANDSE MARKT IN 1958

Secteurs de consommation Verbruikssektoren	Kolen Agglome- de fo		Cokes de four Ovencokes	Cokes de gaz Gascokes	Lignites Bruinkool	Semi-coke de houille Steenkool- halfcokes
Cokeries et usines à gaz — Cokes- en						
gasfabrieken	8 882					
Fabriques d'agglom. — Briketfabr.	978					
Centrales électr. — Electr. centrales	2 581	1	25		1	_
Transports — Vervoer	904	103	14		-	
Sidérurgie — IJzer- en staalnijverh. Autres industries — Overige nijver-	136	30	5 148	-	-	
heidstakken	2 923	73	626	1	10	-
brand en kleinbedrijf	4 629	538	144	1	92	
Total — Totaal	21 033	745	5 957	2	103	_

Par rapport à l'année 1957 le marché intérieur belge a réduit ses achats de charbon de près de 5 millions de tonnes. Dans ce total interviennent :

le secteur domestique et ar-	
tisanal pour	1 391 000 t (— 23,1 %)
les centrales électriques pour	1 300 000 t ( 33,5 %)
les industries diverses pour .	1 033 000 t (— 26,1 %)
les fabriques d'agglomérés	
pour	735 000 t ( 42,9 %)
les cokeries pour	438 000 t (— 4,7 %)
les transports pour	101 000 t (— 10,0 %)
et la sidérurgie pour	40 000 t (— 22,7 %)

Les tableaux n°s 12, 13, 14 et 15 donnent respectivement les détails des importations et des exportations par pays d'origne et de destination. Les renseignements figurant dans ces tableaux ont été établis au moyen de données fournies par les producteurs et par les importateurs, et ne concernent que la Belgique.

Les chiffres officiels de l'Union économique Belgo-Luxembourgeoise, établis par l'Administration des Douanes, seront donnés dans la statistique définitive.

La comparaison du commerce extérieur de 1958 avec celui de 1957 se caractérise par une nouvelle augmentations des importations de charbon, qui dépassent à nouveau de près de 4 % celles de 1957 et par une nouvelle diminution massive de quelques 1 200 000 t du volume des exportations (— 30,6 %).

Sur le marché des cokes, les exportations n'ont pratiquement pas varié, tandis que les importations diminuaient au contraire de plus de 10 %. In vergelijking met 1957 heeft de Belgische markt in 1958 haast 5.000.000 ton kolen minder gekocht.

De vermindering wordt als volgt onder de verschillende sektoren verdeeld :

Huisbrand en kleinbedrijf	1 391 000 t ( 23,1 %)
Elektrische centrales	1 300 000 t (— 33,5 %)
Allerlei nijverheidstakken	1 033 000 t ( 26,1 %)
Brikettenfabrieken	735 000 t (— 42,9 %)
Cokesfabrieken	438 000 t (- 4,7 %)
Vervoer	101 000 t (— 10,0 %)
IJzer- en staalnijverheid .	40 000 t ( 22,7 %)

In de tabellen 12, 13, 14 en 15 zijn de ingevoerde en de uitgevoerde hoeveelheden ingedeeld volgens het land van herkomst of van bestemming. Deze inlichtingen steunen op de aangiften van de producenten en van de importeurs; zij betreffen uitsluitend België.

De officiële cijfers van de Belgisch-Luxemburgse Economische Unie, door het Tolbestuur opgemaakt, zullen in de definitieve statistiek gepubliceerd worden.

Als wij de buitenlandse handel van 1958 vergelijken met die van 1957, stellen wij opnieuw een aanzienlijke verhoging van de invoer van steenkool vast. In 1958 bedroeg deze invoer weer haast 4 % meer dan in 1957.

Ook valt opnieuw een vermindering van de uitvoer waar te nemen ; deze daalde met nagenoeg 1.200.000 ton, d.i. met 30,6 %.

Op de cokesmarkt is de uitvoer praktisch niet veranderd, terwijl de invoer daarentegen met meer dan 10 % verminderd is.

TABLEAU Nº 12 — TABEL 12

## IMPORTATIONS BELGES DE CHARBON EN 1958

## INVOER VAN STEENKOLEN IN BELGIE IN 1958

PROVENANCES  LANDEN VAN HERKOMST	Groupe I Groep I	Groupe II Groep II	Groupe III Groep III	Groupe IV Groep IV	Groupe V Groep V	Groupe VI Groep VI	Groupe VII Groep VII	Total Totaal
			1	l-	I	I.	I	
Allemagne occidentale — West-Duitsland	433 663	326 783	400 709	64 199	789 012	20 618		2 034 984
France — Frankrijk	17 607	8 111	250	-	151 364	27 682	161	205 17
Pays-Bas — Nederland	75 875	147 800	58 910	67 031	309 183		_	658 799
Pays de la C.E.C.A. — Landen van de E.G.K.S.	527 145	482 694	459 869	131 230	1 249 559	48 300	161	2 898 95
Finlande — Finland		_	_	<del></del>		35		3:
Pologne — Polen		-	_		-	11 317		11 31
Royaume-Uni — Verenigd-Koninkrijk	153 182	69 988	9 475	25 851	128 557	2 082		389 13
Etats-Unis d'Amérique — Verenigde Staten Am.	9 499	-	-	195 639	1 581 310	92 933	_	1 879 38
U.R.S.S. — U.S.S.R	70 394							70 39
Afrique du Sud — Zuid-Afrika	1 060		_	_		-		1 06
Vietnam — Vietnam	196					-		19
Pays tiers — Derde Landen	234 331	69 988	9 475	221 490	1 709 867	106 367	_	2 351 51
Ensemble 1958 — Samen 1958	761 476	552 682	469 344	352 720	2 959 426	154 667	161	5 250 47
1957	1 062 927	503 171	463 333	253 789	2 630 036	186 990	1 452	5 101 69
1956	1 014 946	489 957	266 487	135 506	2 718 313	161 432	500	4 787 14
1955	744 293	563 939	249 216	126 117	1 878 447	71 709	100	3 633 82
Mouvement des stocks chez les importateurs								
Schommeling der voorraden bij de importeurs	29 223	— 285	+ 460	— 10 850	<u> </u>	<i>5 273</i>		52 94
Ecoulement : — Afzet :								
<ol> <li>Marché intérieur — Binnenlandse markt</li> </ol>	759 956	548 979	468 317	355 185	2 961 247	156 800	161	5 250 64
2. Réexportation — Wederuitvoer	30 743	3 988	567	8 385	5 953	3 140	_	52 77

TABLEAU Nº 13 — TABEL 13

## IMPORTATIONS BELGES DE COKES, D'AGGLOMERES ET DE LIGNITE EN 1958

INVOER VAN COKES, AGGLOMERATEN EN BRUINKOOL IN BELGIE IN 1958

	Coke d	e four — O	vencokes	Coke	Semi-coke	Agglomé	és — Aggl	omeraten		Briquettes	Semi-coke
PROVENANCES  LANDEN VAN HERKOMST	+ 80 mm	80 mm	Total Totaal	de gaz Gas- cokes	de houille Steenkool- halfcokes	Briquettes Briketten	Boulets Eierkolen	Total Totaal	Lignite Bruinkool	de Îignite Bruinkool- briketten	de lignite Bruinkool- halfcokes
Allemagne occidentale — West-Duitsland France — Frankrijk	43	17 089 1 443 35 797	88 472 1 486 70 612	1 746 — 203	_ _ _	503 100 5 433	46 455 127 66 298	46 958 227 71 731	1 141 — 281	96 839 — 5 027	
Pays de la C.E.C.A. — Landen van de E.G.K.S.	106 241	54 329	160 570	1 949		6 036	112 880	118 916	1 422	101 866	
Royaume-Uni — Verenigd-Koninkrijk Inde — Indië		9 047 —	9 047 11	350 —		681 —	562	1 243	_	_	
Pays tiers — Derde Landen	11	9 047	9 058	350	_	681	562	1 243		_	_
Ensemble 1958 Samen 1958	106 252	63 376	169 628	2 299		6 717	113 442	120 159	1 422	101 866	
1957	2 22 3	115 841 82 769 63 070	191 202 136 646 141 451	23 891 11 260 68 512	493 64 4 973	8 397 18 771 6 756	95 680 53 692 44 227	104 077 72 463 50 983	3 526 2 209 418	105 586 99 382 97 226	113 — —
Mouvement des stocks chez les importateurs Schommeling der voorraden bij de importeurs	— 99	+ 220	+ 121	<u>- 68</u>		<u>— 430</u>	— 1 170	— 1 600			_
Ecoulement: — Afzet:  1. Marché intérieur — Binnenlandse markt 2. Réexportation — Wederuitvoer		63 156	169 507	2 367 —	_	7 147 —	112 834 1 778	119 981 1 778	1 422	101 866 —	<u> </u>

# TABLEAU Nº 14 — TABEL 14 EXPORTATIONS BELGES DE CHARBON EN 1958

UITVOER VAN STEENKOLEN UIT BELGIE IN 1958

		СН	ARBONS BEI	LGES — BEL	GISCHE KOL	EN		CHARBON	
DESTINATIONS  LANDEN VAN BESTEMMING	Anthracite Anthraciet	Maigres Magerkool	½ gras ½ vetkool	3/4 gras 3/4 vetkool	Gras A Vetkool A	Gras B Vetkool B	Total Totaal	IMPORTE INGEVOERDE KOLEN	TOTAL
Allemagne occidentale — West-Duitsland Sarre — Saarland	6 743 940 543 463 100 — 200 696	1 379 — 121 360 — 3 527 151 556	50 642  340 54 758	4 262 — 6 869	173 — 382 482 80 2 140 231 201	1 398 	9 693 940 1 110 936 180 8 851 850 935	33 193 — 608 — 17 562	42 886 940 1 111 544 180 8 851 868 497
Pays de la C.E.C.A. — Landen v.d. E.G.K.S.	751 942	277 822	105 740	11 131	616 076	218 824	1 981 535	51 363	2 032 898
Danemark — Denemarken	80 — — — 3 503 —	360			32 600 604 131	15 614 50 644 004 39 467 10	80 15 614 50 644 004 75 930 604 141	649 — — — — 764 —	649 80 15 614 50 644 004 76 694 604 141
Pays tiers — Derde Landen	3 583	360		_	33 335	699 145	736 423	1 413	737 836
Ensemble 1958 — Samen 1958	755 525	278 182	105 740	11 131	649 411	917 969	2 717 958	52 776	2 770 734
1957	874 406 916 504 (¹) 1 429 084 (¹)		248 279 705 174 1 405 230	105 113 210 735 352 982	872 783 877 567 1 487 946	1 194 011 1 464 096 2 085 204	3 751 592 4 245 933 6 884 794	210 405 216 804 165 610	3 961 997 4 462 737 7 050 404

<sup>(1)</sup> Charbons maigres — Magerkool.

<sup>(2)</sup> Charbons 1/4 gras — 1/4 vetkool.

TABLEAU Nº 15 - TABEL 15

## EXPORTATIONS BELGES DE COKES ET D'AGGLOMERES EN 1958 UITVOER VAN COKES EN AGGLOMERATEN UIT BELGIE IN 1958

		COKE D	E FOUR	OVENCOKES	COKE	AGGLOME	ES — AGGLO	MERATEN	
DESTINATIONS		oke de four be lgische ovenco	•	Coke de four importé	Total	DE GAZ IMPORTE	Briquettes	Boulets	Total
LANDEN VAN BESTEMMING	+ 80 mm	— 80 mm	Total Totaal	Ingevoerde ovencokes	Totaal	INGE- VOERDE GASCOKES	Briketten	Eierkolen	Totaal
Allemagne occidentale — West-Duitsland	160	4 579	4 739	I	4 739	_	I —	8 634 *	8 634 *
France — Frankrijk	302 112	28 534	330 646	I —	330 646	-	3 734	161 979	165 713
Italie — Italië	_	1 037	1 037	_	1 037		_	_	
Luxembourg — Luxemburg	58 555	56	58 611	_	58 611	-	4 465	1	4 465
Pays-Bas — Nederland		13 900	13 900		13 900	_	20	420	440
Pays de la C.E.C.A. — Landen v.d. E.G.K.S.	360 827	48 106	408 933		408 933		8 219	171 033 *	179 252 *
Autriche — Oostenrijk	101	2 635	2 736		2 736				
Danemark — Denemarken	182 584	178 902	361 486		361 486	_	_	_	-
Finlande — Finland	I —	1 500	1 500		1 500			No. of Street,	-
Monaco — Monaco	_	-		_		_		20	20
Norvège — Noorwegen	1 378	14 859	16 237		16 237	-	_	_	1
Portugal — Portugal	1 523	_	1 523		1 523		-	_	
Suède — Zweden	72 137	12 817	84 954	_	84 954				
Suisse — Zwitserland	80	2 603	2 683	_	2 683		885	686	1 571
Congo Belge — Belgisch Kongo	44	790	834	_	834	_	407		407
Argentine — Argentinië	4 000	_	4 000	_	4 000	_		6. <del></del>	
Israël — Israël	1 360	695	. 2 055	—	2 055		_	-	-
Pakistan — Pakistan	7 993	_	7 993		7 993	25 B	_	<del></del>	
Uruguay — Uruguay	1 242		1 242		1 242	1.6. 1.7.	-	_	
Divers — Overige landen	- 696	140	836	_	836	_			_
Pays tiers — Derde Landen	273 138	214 941	488 079		488 079		1 292	706	1 998
Ensemble 1958 — Samen 1958	633 965	263 047	897 012	_	897 012	_	9 511	171 739 *	181 250 *
1957	718 770	182 635	901 405	1 814	903 219	853	18 444	689 197	707 641
1956	701 736	216 234	917 970	7 620	925 590	1 005	22 005	619 598	641 603
1955	520 560	252 059	772 619	3 858	776 477	1 439	25 252	452 681	477 933

<sup>(\*)</sup> Dont 1.778 t d'agglomérés importés — Waaronder 1.778 ton ingevoerde agglomeraten.

Dans l'ensemble la balance du commerce extérieur des combustibles solides (houille, cokes, agglomérés de houille, lignite et agglomérés de lignite) accuse en 1958 un déficit de 1.796.854 tonnes.

C'est surtout l'importation massive de charbons allemands et hollandais, dans le cadre de la C.E.C.A., et la chute brutale de nos exportations vers ces pays, qui sont à l'origine de ce déficit (à concurrence de 1 million 486.970 tonnes).

## Résultats d'exploitation

(Tableau nº 16)

En 1958, la valeur nette totale des charbons extraits en Belgique, c'est-à-dire, la valeur de vente augmentée de la recette complémentaire provenant, jusqu'au 9 février, de la péréquation « a », s'est élevée à 23.188.613.000 francs, soit 857,2 F/t.

L'écart considérable entre cette valeur moyenne des ventes et les valeurs moyennes calculées plus haut pour les différents barèmes s'explique par différents facteurs: rabais à l'exportation, réfaction des prix des bas produits pour teneurs en cendres et en eau supérieures à celles des qualités types du barème et rabais d'alignement consentis sous certaines conditions à certaines époques de l'année, notamment au 4° trimestre.

En 1957, d'après les chiffres provisoires, le prix moyen de vente correspondant avait été de 912,54 F/t; on a donc enregistré, d'une année à l'autre, un abaissement de ce prix moyen d'environ 55 F/t ou 6 %.

La baisse des prix barémiques et les divers rabais mentionnés ci-dessus joints à la diminution du volume de la production ont eu pour conséquence une baisse de plus de 10 % des recettes des charbonnages. La suppression, à partir du 10 février, de la péréquation « a » dont bénéficiaient encore, en application du traité instituant la C.E.C.A., un groupe de charbonnages belges en mali jugés intégrables au marché commun à l'expiration de la période de transition, a également contribué à réduire ces recettes.

Le montant moyen à la tonne de cette péréquation est tombé de 21,05 F/t en 1957 à 5,40 F/t en 1958. Son influence sur les résultats est, par conséquent, minime.

Dans l'ensemble, la suppression de la péréquation a entraîné une diminution de recettes de 15.65 F/t en moyenne, tandis que la réduction des prix de vente a provoqué une diminution des recettes de 39,69 F/t.

La comparaison de la valeur de la production aux dépenses totales de l'années, immoblisations comprises, permet de dégager le résultat d'exploitation, qui se traduit par une perte de 74,60 F/t pour l'ensemble des mines du pays.

Les charbonnages de Campine eux-mêmes ont enregistré cette année des pertes d'exploitation s'élevant en moyenne à 26,30 F/t. Dans les bassins du Sud cette perte a dépassé 100 F/t, avec un minimum de 48,70 F/t dans le bassin de Charleroi et Namur et un maximum Alles samen vertoont de balans van de buitenlandse handel van vaste brandstoffen (steenkolen, cokes, steenkoolagglomeraten, bruinkool en bruinkoolagglomeraten) in 1958 een uitvoertekort van 1.796.854 ton.

Dit tekort is hoofdzakelijk te wijten, nl. voor 1 miljoen 486.970 ton, aan de massale invoer van Duitse en Nederlandse kolen in het raam van de E.G.K.S. en aan de plotselinge instorting van onze uitvoer naar deze landen.

## Bedrijfsuitslagen

(Tabel 16)

In 1958 bedroeg de totale nettowaarde van de in België gewonnen kolen, d.w.z. de verkoopwaarde verhoogd met de ontvangsten tot de 9° februari voortkomende van de verevening « a », 23.188.613.000 F, d.i. 857,2 F per ton.

Het aanzienlijk verschil tussen deze gemiddelde waarde van de verkochte kolen en de gemiddelde waarden die hierboven voor de verschillende barema's werden berekend, is door allerlei factoren te verklaren: de afslag op uitgevoerde kolen, de verlaging van de prijzen van minderwaardige produkten wegens hogere as- en watergehalten dan die voorzien in de prijzenschalen en de gelijkstellingsafslagen die onder bepaalde voorwaarden op bepaalde tijdstippen van het jaar, met name tijdens het vierde kwartaal, werden toegestaan.

In 1957 bedroeg de overeenstemmende gemiddelde verkoopprijs, volgens de voorlopige cijfers, 912,54 F per ton; deze gemiddelde prijs is dus van het ene jaar tot het andere met ongeveer 55 F per ton, d.i. 6 %, gedaald.

De daling van de prijzen van het barema en de verschillende hierboven vermelde afslagen hebben samen met een vermindering van de voortgebrachte hoeveelheden de ontvangsten van de kolenmijnen met meer dan 10 % doen dalen. De afschaffing van de verevening « a », die bij toepassing van het verdrag tot oprichting van de E.G.K.S. tot 10 februari 1958 toegekend werd aan een groep verlieslatende mijnen, die geacht werden op het einde van de overgangsperiode in de Gemeenschappelijke Markt te kunnen worden ingeschakeld, heeft eveneens een vermindering van de ontvangsten tot gevolg gehad.

Het gemiddeld bedrag van deze verevening is van 21,05 F per ton in 1957 gedaald tot 5,40 F per ton in 1958. De invloed ervan op de bedrijfsuitslagen is bijgevolg gering.

Voor alle mijnen samen heeft de afschaffing van de vereveningstoelage de ontvangsten gemiddeld met 15,65 F per ton doen dalen, terwijl de verlaging van de verkoopprijzen de ontvangsten met 39,69 F heeft doen afnemen.

Wanneer men de waarde van de produktie met de totale uitgaven van 1958 vergelijkt, de vastleggingsuitgaven inbegrepen, bekomt met de bedrijfsuitslag, die voor alle mijnen samen een verlies van 74,60 F per ton aangeeft. Zelfs de Kempische mijnen hebben dit jaar een gemiddeld bedrijfsverlies van 26,30 F per ton geboekt. In de zuiderbekkens bedraagt dit verlies meer dan 100 F per ton, met een minimum van 48,70 F per ton in het bekken van Charleroi-Namen en een maxi-

TABLEAU Nº 16 — TABEL 16

## Résultats provisoires de l'exploitation des mines de houille en 1958 Voorlopige uitslagen van de exploitatie der steenkolenmijnen in 1958

BASSINS BEKKENS	nomb Nomb Aan	mali mali verlies	s ag mines jnen	PRODUCTION NETTE  NETTO- PRODUCTIE	Valeur de vente complémentaire de la péréquati Verkoopwa en ontvang uit de vereveni	provenant on « a » arde sten	DEPENSE D'EXPLOITA' BEDRIJFS UITGAVE	rion -	DEPENSE D'IMMOBILIS. VASTLEGGI UITGAVE	ATION NGS-	RESULTA D'EXPLOITA BEDRIJFSUIT	TION	COMPI DE RESULT UITSLA REKENING	'AT (1)	RESULTA' FINAL EINDUITSL	
	en met	met met	LH		F	F/t	F	F/t	F	F/t	F	F/t	F	F/t	F	F/t
Borinage	2	5	7	3 605 350	2 867 252 900	795,2	3 522 553 900	977,0	173 001 200	48,0	— 828 302 200	— 229,8	602 344 400	167,1	— 225 957 800	<b>— 62,7</b>
Centre — Centrum	3	4	7	2 936 180	2 438 195 000	830,3	2 618 721 900	891,8	80 465 000	27,4	— 260 991 900	— 88,9	7 590 500	2,6	253 401 400	— 86,3
CharlNamur — CharlNamen .	7	16	23	6 478 580	5 856 873 200	904,0	5 937 086 400	916,4	235 134 200	36,3	<b>—</b> 315 347 400	— 48,7	21 651 300	3,4	— 293 696 100	<b>— 45,3</b>
Liège — Luik (2)	5	13	18	4 057 280	4 221 822 300	1 040,6	4 443 575 900	1 095,2	130 107 000	32,1	351 860 600	— 86,7	39 717 800	9,8	— 312 142 800	— 76 <b>,</b> 9
Sud — Zuiderbekkens (2)	17	38	55	17 077 390	15 384 143 400	900,8	16 521 938 100	967,4	618 707 400	36,2	1 756 502 100	— 102,8	671 304 000	39,3	— 1 085 198 100	<b>—</b> 63,5
Campine — Kempen	2	5	7	9 973 220	7 804 469 600	782,5	7 295 420 800	731,5	771 415 100	77,3	262 366 300	26,3	7 232 800	0,7	<b>—</b> 255 133 500	<u> 25,6</u>
Royaume — Het Rijk (2)	19	43	62	27 050 610	23 188 613 000	857,2	23 817 358 900	880,4	1 390 122 500	51,4	<b>— 2 018 868 400</b>	74,6	678 536 800	25,1	— 1 340 331 600	<b>— 49,5</b>
Suivant résultat final — Volgens e	induitsl	ag														
Groupe des 19 min Groep van 19 mijr			}	7 761 230	6 515 803 400	839,5	6 156 264 000	793,2	301 896 600	38,9	+ 57 642 800	+ 7,4	200 087 400	25,8	+ 257 730 200	+ 33,2
Groupe des 43 min Groep van 43 mijne			}	19 289 380	16 672 809 600	864,4	17 610 094 900	915,6	1 088 225 900	56,4	— 2 076 511 200	— 107,6	478 449 400	24,8	— 1 598 061 800	— 82,8

<sup>(1)</sup> Le lecteur es prié de se référer au texte.
(2) On a négligé les chiffres d'une petite mine qui a cessé son exploitation en 1958, et dont il n'a pas été possible d'obtenir les renseignements provisoires en temps utile.

<sup>(1)</sup> De lezer wordt verzocht de tekst te raadplegen.
(2) Er werd geen rekening gehouden met de uitslagen van een kleine kolenmijn die haar werken in 1958 heeft stopgezet, omdat de voorlopige uitslagen van deze mijn niet tijdig konden bekomen worden.

de 229,80 F/t dans le Borinage, équivalent comme l'année précédente à 22 % du coût de la production dans ce bassin.

Ce résultat d'exploitation ne correspond pas nécessairement au solde des chiffres de bilans des sociétés charbonnières, où les dépenses de premier établissement sont amorties en plusieurs années et où les résultats des activités connexes, généralement bénéficiaires, atténuent les pertes de la houillère proprement dite. L'évaluation administrative du résultat d'exploitation est faite suivant des règles fixées par les lois et arrêtés royaux en vue de la détermination de la redevance proportionnelle due par les concessionnaires de mines aux propriétaires du sol. Ces règles écartent du calcul les activités connexes (centrales électriques, fabriques d'agglomérés, vente au comptant, etc.).

Pour obtenir le résultat final des houillères, il y a lieu d'ajouter au résultat d'exploitation les soldes des « comptes de résultat » qui sont :

 Le solde éventuel, positif ou négatif, de l'ancien Fonds de Solidarité et de l'ancienne caisse de Compensation de l'Industrie Charbonnière;

2. Les différences d'évaluation des matières consommées. Dans les comptabilités des charbonnages les matières consommées sont évaluées chaque mois au prix moyen d'achats récents, sans tenir compte du prix réel payé pour ces matières lors de leur entrée effective en magasin;

 Les subsides reçus de l'Etat par quatre mines marginales du Borinage et, le cas échéant, des soldes d'anciennes subventions.

Ces corrections ont eu pour effet de ramener les pertes des mines du Bassin du Sud à 63,50 F/t et celles des mines de Campine à 25,60 F/t (environ 3 % du coût de la production).

Pour l'ensemble des mines du Royaume, la perte finale s'établit ainsi à 49,50 F/t. Pour l'année 1957, le résultat correspondant des statistiques provisoires accusait un bénéfice de 3,27 F/t porté à 7,44 F/, après rectification, dans les statistiques définitives; en 1955, les statistiques définitives faisaient apparaître un bénéfice de 6,11 F/t.

Ainsi, la situation financière d'ensemble de l'industrie charbonnière belge s'est profondément aggravée en 1958.

mum van 229,80 F per ton in de Borinage, wat zoals verleden jaar gelijk is aan 22 % van de kostprijs in dit bekken

Deze bedrijfsuitslag stemt niet noodzakelijk overeen met het saldo van de balansen van de ondernemingen, aangezien de inrichtingsuitgaven in de balans over verscheidene jaren afgeschreven worden en de uitslagen van de nevenbedrijven, die doorgaans winstgevend zijn, het verlies van de eigenlijke mijn verzachten. De administratieve raming van de bedrijfsuitslag geschiedt volgens de regelen die, voor de vaststelling van de door de koncessionaris aan de eigenaar van de bovengrond verschuldigde evenredige mijncijns, in wetten en koninklijke besluiten bepaald zijn.

Krachtens deze regelen wordt de bedrijfsuitslag berekend zonder dat de nevenbedrijven (elektrische centrales, brikettenfabrieken, kontante verkoop, enz.) in aanmerking worden genomen.

Om de einduitslag van de mijnen te bekomen, dient men bij de bedrijfsuitslag de saldi van de « Uitslagrekeningen » te voegen, nl.:

1. Het gebeurlijk positief of negatief saldo van het voormalig Solidariteitsfonds en van de voormalige Kompensatiekas van de Steenkolennijverheid;

2. De verschillen voortspruitend uit de raming van verbruikte waren. In de boekhouding van de kolenmijnen worden de verbruikte waren elke maand geraamd volgens de gemiddelde prijs van de jongste aankopen, zonder dat rekening gehouden wordt met de prijs die werkelijk betaald werd op het ogenblik van de aankoop van deze waren;

 De toelagen door de Staat aan vier marginale mijnen van de Borinage verleend en, in voorkomend geval, het saldo van vroegere toelagen.

Door deze verbeteringen wordt het verlies van de mijnen in de zuiderbekkens beperkt tot 63,50 F/ton en dit van de Kempische mijnen tot 25,60 F/ton (ongeveer 3 % van de produktiekosten).

Voor alle mijnen samen bedraagt het eindverlies bijgevolg 49,50 F/ton. Voor het jaar 1957 gaf de voorlopige statistiek een winst aan van 3,27 F/ton, die na verbetering in de definitieve statistiek op 7,44 F/ton gebracht werd, terwijl de definitieve statistiek over het jaar 1956 een winst van 8,11 F/ton vermeldde.

Hieruit blijkt dat de financiële toestand van de Belgische steenkolennijverheid in haar geheel in 1958 aanzienlijk verslecht is.

# TABLEAU DES MINES DE HOUILLE

en activité

EN BELGIQUE au 1er janvier 1959

# LIJST DER INBEDRIJFZIJNDE STEENKOLENMIJNEN

IN BELGIE

op 1 januari 1959

COI	NCESSIONS	Sociétés expl	oitantes	Fondés de	pouvoirs
NOMS et ETENDUE	COMMUNES sur lesquelles elles s'étendent	NOMS	SIEGE	NOM, PRENOMS ET TITRE	RESIDENCE
				E	BASSIN DU
<b>Blaton</b> 3,610 h. 74 a. 87 c.	Bernissart, Blaton, Bon- Secours, Grandglise, Harchies, Pommerœul, Ville-Pommerœul, Hensies.	Société anonyme des Charbonna- ges de Bernissart	Bernissart	Robert Maeyns Direct. Gérant	Bernissart
Hensies- Pommerœul et Nord de Quiévrain 1,894 h. 78 a. 24 c.	Harchies, Hensies, Mont- rœul-sur-Haine, Pom- merœul, Quiévrain, Thulin, Ville-Pom- merœul.	Société anonyme des Charbonnages d'Hensies-Pomme- rœul	Bruxelles	Jules Baudry Direct. Général	Pommerœul
Hautrage et Hornu 5,937 h.	Baudour, Boussu, Hau- trage, Jemappes, Qua- regnon, Tertre, Villerot, Hornu, St-Ghislain, Wasmes, Wasmuël.	Société anonyme des Charbonna- ges du Hainaut.	Hautrage	Antoine Lefebure Direct. Gérant	Hautrage
Ouest de Mons 6369 h. 98 a. 11c.	Audregnies, Baisieux, Boussu, Dour, Elouges, Hainin, Hensies, Hor- nu, Montrœul - sur - Haine, Pommerœul, Quiévrain, Thulin, Wihéries.	Société anonyme des Charbon- nages Unis de l'Ouest de Mons	Boussu	René André Direct. Gérant	Dour
Agrappe- Escouffiaux et Hornu et Wasmes 3,751 h 74 a. 74 c.	Asquillies. Boussu, Ciply, Cuesmes, Dour, Eugies, Flénu, Frameries, Gen- ly, Hornu, Hyon, La Bouverie, Mesvin, Noirchain, Pâturages, Quaregnon, Sars-la- Bruyère, Warquignies, Wasmes.	Société anonyme Cockerill-Ougrée Division des Char- bonnages Belges et Hornu et Wasmes	Seraing	André Dupont Direct. Gérant	Wasmes
Rieu-du-Cœur 926 h. 98 a. 84 c.	Baudour, Flénu, Jemappes, La Bouverie, Pâturages, Quaregnon, St Ghislain, Wasmes, Wasmuël.	Société anonyme des Charbonna- ges du Rieu du Cœur et de la Boule réunis.	Quaregnon	Jean VanWeyenbergh Direct, Gérant	Quaregnon
Produits et Levant du Flénu 9,380 h. 68 a. 80 c.	Asquillies, Baudour, Casteau, Ciply, Cues- mes, Erbisœul, Flénu, Frameries, Ghlin, Har- mignies, Harveng, Hyon, Jemappes, Jur- bise, Maisières, Mas- nuy-St-Jean, Mesvin, Mons, Nimy, Nou- velles, Quaregnon, St- Ghislain, St Sympho- rien, Spiennes, Was- muël.	Société anonyme des Charbonna- ges du Levant et des Produits du Flénu	Cuesmes	Pierre Ledru Direct. Gérant	Cuesmes

 <sup>(1)</sup> Explication concernant le classement : nc = non classé; sg = siège sans grisou; 1 = siège à grisou de 1<sup>re</sup> catégorie; 2 = siège
 (2) Extraction arrêtée le 27 décembre 1958.
 (3) Extraction arrêtée le 27 décembre 1958.

Sièges	d'extrac	ition	Directe response	Product en en	noyen pendant		
NOMS ou NUMEROS  a) en activité b) en préparation	Classement (1)	LOCALITE	NOMS ET PRENOMS	RESIDENCE	PAR SIEGE	PAR CONCES- SION	Nombre moyen de présences pendant
BORINAGE							
a) Harchies	sg	Harchies	Adrien PATERNOSTRE (Fond)	Harchies	273,400	273.400	92
			Hervé Baudoux (Surface)	Harchies			
a) Sartis.	1	Hensies	Gérard Davin (Fond et surface) Marcel Cuche	Pommerœul	291.500	462.400	2.06
Louis Lambert.	3	*	(Fond) Y. MARKOVITCH (Centrale et ateliers)	*	170.900		
a) Hautrage. Espérance Tertre	sg sg sg	Hautrage Baudour Terire	Albert André (Fond et si rface)	Quaregnon	181.610 222.350 336.240	740.200	3.09
a) nº 1 (Ferrand)	3	Elouges	Albert Verdonck	Dour	120.900		
no 4 (Alliance) no 5 (Sentinelle) no 9 (St-Ant )	2 2 2	Boussu *	(Fond etsurface)		93.300 192.750 98 900	590.000	2.6
Ste-Catherine b) Vedette	3	»			84.150		
a) no 7-8 (2)	2	Hornu	Jean Garain (Fond)	Hornu	142.000		
no 10 (Grisœuil)	3	Pâturages	Jean Godfroid	Wasmes	99.000		
nº 3 (Grand Trait) nº 7-12 et 11 (Cra-	3	Frameries *	(surface)		87.600 259.900	588.500	2.56
b) no 3 (Grant trait)	3	*					
a) no 2	3	Quaregnon	Roger Bolle (Fond)	Quaregnon	219.250	219,250	1.01
			Gaston Vanderauwera Surface et Serv. électr.	Quaregnon			
a) no 28 Nord	1 3	Jemappes Quaregnon	Albert Dupont (Fond)	Jemappes	168.500 126.620		
nº 14- Heribus	2 2	Cuesmes »	Roger Saintenois (Fond)	Cuesmes	156.3 <b>2</b> 0 28 <b>0</b> .160	731,600	3.01
			Fernand Cuche (surface)	Cuesmes			
b) no 15	n.c.	»					

à grisou de 2° catégorie; 3 = siège à grisou de 3° catégorie

CON	CESSIONS	Sociétés explo	itantes	Fondés de pouvoirs		
NOMS et ETENDUE	COMMUNES sur lesquelles elles s'étendent	NOMS	SIEGE SOCIAL	NOM, PRENOMS ET TITRE	RESIDENCE	
				BA	ASSIN DU	
Saint-Denis, Obourg, Havré 3,182 h. 71 a. 25 c.	Boussoit, Bray, Havré. Maurage. Obourg, Saint-Denis.	Société anon. des Charbonnages du Bois-du-Luc	Houdeng- Aimeries	Maurice Gossart Directeur <b>Gé</b> néral	Houdeng- Aimeries	
Maurage et Boussoit 750h. 75a.	Boussoit, Bray, Havré, Maurage, Strépy, Thieu, Trivières.	Société anonyme des Charbonna- ges de Maurage	Maurage	Henri Pilette Direct. Gérant	Maurage	
Strépy et Thieu 3,070 h	Boussoit, Gottignies, Houdeng - Aimeries, Maurage, Strépy, Thieu, Trivières, Ville-sur-Haine	Société anonyme des Charbonna- ges de Strépy- Bracquegnies.	Strépy	Maurice Therasse Direct Gérant	Strépy	
Bois du Luc, La Barette et Trivières 2,525 h.	Bray, Houdeng-Aime- ries, Houdeng - Goe- gnies, La Louvière, Maurage, Péronnes, Strépy, Trivières.	Société anon. des Charbonnages du Bois-du-Luc	Houdeng- Aimeries	Maurice Gossart Direct <sup>r</sup> . Général	Houdeng- Aimeries	
La Louvière et Sars- Longchamps 1,102 h. 16 a.	Haine-St-Paul, La Louvière, St-Vaast.	Société anonyme des Charbonna- ges de La Lou- vière et Sars- Longchamps	Saint-Veest	Jacques-M.  Lamarche Admin -délégué Direct. Général	Ixelles	
Mariemont Bascoup 4,432 h. 55 a. 32 c.	Bellecourt, Bois- d'Haine, Carnières, Chapelle-lez-Herlaimont, Fayt-lez-Manage, Forchies-la-Marche, Godarville, Gouy-lez-Piéton, Haine-St-Paul, Haine-St-Pierre, La Hestre, La Louvière, Manage, Mont-Ste-Aldegonde, Morlanwelz, Piéton, Souvret, Trazegnies	Société anonyme des Charbonna- ges de Marie- mont-Bascoup	Morlanwelz	Paul Dumont Directeur- Gérant	Morlanwel	
Ressaix, Leval Péronnes, Se-Aldegonde et Houssu 3,231 h. 62 a. 48 c.	Anderlues, Binche, Bu- vrinnes, Epinois, Hai- ne-Saint-Paul, Haine- St-Pierre, La Lou- vière, Leval-Trahe- gnies, Mont Ste Al- degonde, Morlanwelz, Péronnes, Ressaix, St Vaast, Trivières, Wau- drez.	Société anonyme des Charbonna- ges de Ressaix, Leval, Péronnes, Ste - Aldegonde et Genck	Ressaix	Edgard Stævens Direct. Gérant	Haine- St Paul	

Extraction arrêtée le 19 juillet 1958.
 Extraction arrêtée le 19 juillet 1958.

Siège	Sièges d'extraction		Directeurs responsables		Production nette en 1958 en tonnes		Nombre moyen de présences pendant
NOMS ou NUMERO  a) en activité b) en préparation	Classement	LOCALITE	NOMS ET PRENOMS	RESIDENCE	PAR SIEGE	PAR CONCES- SION	Nombre moyen de présences pende
CENTRE							
a) Beaulieu	1	Havré	Marcel Mairesse (Fond) Jules solbreux (Surface)	Trivières H <b>a</b> vré	200.280	200,280	79
a) La Garenne Marie-José	<b>2</b> -3 1-3	Maurage ▶	Pierre Andre (Fond) René Lancel (Fond) Marcel Bouton (surface)	Maurage » »	293 554 245 876	479.430	2.00
a) St-Julien (1) St-Henri (2)	2	Strépy Thieu	Franz Jadin (Fond et surface)	Strépy	116.000	257.710	1.20
a) St-Emmanuel Le Quesnoy	1 1-2	— Houdeng-Aime- [ries Trivières	Hubert Ghenet (Fond, Jacques Simonis (Fond) Jules Solbreux (Sorface) Ghislain Bievelez (surface)	Houdeng- Aimeries Trivières Havré Houdeng- Aimeries	108.600 302.340	410.940	1.60
a) Albert [er t-Vaast	1-2	Saint-Vaast	Michel Dubois (Fond et surface)	St-Vaast	241.800	241.800	883
a) St-Arthur	1	Morlanwelz	Paul Minon (Fond e: Surface)	Morlanwelz	286.608	568.100	2.589
n° 5 n° 6	1	Trazegnies Piéton	Gaston Mustin (Fond et Surface) Louis Pourbaix (Surface)	Trazegnies  Morlanwelz	167.831 113.661		
a) St-Albert	3	Péronnes	Robe t Jacoby (Fond et surface)	Leval- Trahegnies	359.620		
Ste-Marguerite	3	Péronnes	André TELLE (Fond et Surface)	Leval- Trahegnies	192.070	777.920	3.320
Ste-Elisabeth nos 8-10 Houssu	2-3 1	> Haine-St-Paul	Olivier Dubois (Fond et Surface)	Haine- St-Paul	147.860 78.370		

ouvoirs	Fondés de p	pitantes	Sociétés explo	ESSIONS	CONC
RESIDENCI	NOM, PRENOMS ET TITRE	SIEGE SOCIAL	NOMS	COMMUNES sur lesquelles elles s'étendent	NOMS et ETENDUE
ASSIN DE	BA				
Anderlues	Pierre Brison Direct. Gérant	Anderlues	Société anonyme des Houillères d'Anderlues	Anderlues, Buvrinnes, Carnières, Epinois, Leval, Traheguies, Lobbes, Mont Ste Al- degonde, Mont Ste Geneviève, Piétou.	Bois de la Haye 2,089 h
Mont s/Marchienn	Jules Mineur Administrateur Direct, Général	Monceau- sur Sambre	Société anonyme Aciéries et Minières de la Sambre Division: Charbon- nages de Fontaine- l'Evêque	Anderlues, Fontaine-l'évêque, Gozée Jandelies, Leernes Lobbes, Marbaix-la-Tour, Marchienne-au-Pont, Monceau-sur-Sambre, Montignies-le-Tilleul, Mont Ste Geneviève, % onts/Marchienne, Thuin.	Beaulieusart Leernes et Forte-Taille 4.732 h. 64 a. 96 c.
Jumet	Lucien Descamps Direct. Gérant	Jumet	Société anonyme des Charbonna- ges du Centre de Jumet	Gosselies, Heppignies, Jumet, Ransart, Roux, Thiméon, Viesville, Wayaux.	Centre de Jumet 2.371 h. 24 a. 28 c.
Marcinelle	Jean Liony Directeur-gérant	Monceau- s/Sambre	Société anonyme des Charbonna- ges de Monceau- Fontaine	Acoz, Anderlues, Bouftioulx, Carnières, Chapelle-lez-Herlaimont, Charleroi, Couillet, Courcelles, Fontaine-l'Evêque, Forchies-la-Marche, Gerpinnes. Goutroux, Joneret, Landelies, Leernes, Loverval, Marchienne-au-Pont, Marcinelle, Monceaus/Sambre Montigny - le-Tilleul, Mont s/Marchienne, Piéton, Roux, Souvret, Trazegnies.	Monceau - Fontaine Marcinelle et Nord de Charleroi 7.374 h. 99 a. 54 c.
Jumet	Guy Van Geersdalle Dirgér.	Jumet	Société anonyme des Charbonna- ges d'Amercœur	Jumet, Monceau s/Sam- bre, Roux	Amercœur 398h. 12 a. 80 c.
Lodelinsa	Marcel Dargent Directeur gérant	Charleroi	S. A. des Charbon- nages Mambourg, Sacré-Madame et Poirier Réunis	Charleroi, Dampremy, Gilly, Jumer, Lodelinsart, Marchienne-au-Pont, Marcinelle, Monceau-sur- Sambre, Montignies-sur- Sambre, Ransart.	Mambourg, Sacré-Madame et Poirier réunis 1,535 h. 93a. 81 ca.
Jumet	Guy Van Geersdaele Dir -gér .	Marcinelle	Société anonyme du Charbonnage du Bois de Cazier	Couillet, Gerpinnes, Ja- mioulx, Loverval, Marcinelle, Mont-sur- -Marchienne, Nalinnes.	Bois de Cazier, Marcinelle et du Prince 875 h. 12 a. 7 c.

Extraction arrêtée le 10 octobre 1958.
 Extraction arrêtée le 5 avril 1958.
 Extraction arrêtée le 18 septembre 1958.

Sièges d	l'extr	action	Directeurs responsables		Producti en l en t	loyen pendant	
NOMS ou NUMEROS  a) en activité b) en préparation	Classement	LOCALITE	NOMS ET PRENOMS	RESIDENCE	PAR SIEGE	PAR CONCES- SION	Nombre moyen de présences pendant
CHARLEROI-N	AMU	R					
a) nº 6	3	Anderlues	Bernard Hubin (fond) Marcel Willem (surface)	Anderlues Anderlues	367.080	367.080	1.37
a) n° 1 n° 2 (1) n° 3	3 3 3	Fontaine-l'Évê- [que » Leernes	Marcel Vandesande	Fontaine- l'Evêque	162.510 35.400 72.990	270 900	1.049
a) St-Quentin St-Louis	1	Jumet "	Léen Waterschoot (Fond et surface)	Jumet	94.611 101.590	196.201	691
Direction de Forchies a) nº 17 nº 8 (2) nº 10 (3) nº 6	2 2 2 1	Piéton Forchies la-Mar- » [che Souvret	Maurice France	Forchies- la-Marche	92.835 15.995 111.605 211.570		
Direction de Monceau a, nº 14 nº 4 nº 18 (Provid.) nº 19	2 2 2 2	Goutroux Monceau s / Sbre Marchienne id.	Modeste Alexis (fond)	Monceau s/Sambre	92.750 227 315 158.800 160.415	1 398.500	5.48
Direction de Marcinel'e  a) no 24 (4)  no 25 (Blanchisserie)  no 23 (Cerisier)	3 3 3	Couillet Couillet Marcinelle	Alfred Drihayr (fond) Jules Roussrau (surface)	Marcinelle Montignies le Tilleul	105.740 127 545 93.930		
a) Chaumonceau Bellc-Vue Naye à Bois	1 1	Jumet » Roux	Pierre Galt.ez  Alexandre  Dewsz (Fond et surface)	Jumet	96.875 60.695 45.114	202 684	858
Direction Nord  a) no 1 no 2 SF Hamendes Direction Sud a) St-Theodore St-Andié (5) St-Charles (6) Blanchisserie	2 2 1 2 2 2 2 2	Charleroi Lodelinsart Jumet  Dampremy Montignies s/S. Montignies s/S. Dampremy	Jacques Andry Josei h Boutmans (Fond) François Cheron (Surface)	Montignies s/Sambie  Dampremy  Marcinelle	150.456 117.874 121.114 87.851 21.638 22.646 125.971	647.550	2.95(
a) St-Charles	3	Marcinelle	Eugène JACQUEMYNS (Surface) Adolphe Galicis (Fond)	Marcinelle Marcinelle	66.228	66.228	316

<sup>(4)</sup> Extraction arrêtée le 51 décembre 1958.
(5) Extraction arrêtée le 1 juin 1958.
(6) Extraction arrêtée le 1 juin 1958.

CONC	CESSIONS	Sociétés expl	oitantes	Fondés de pouvoirs		
NOMS et ETENDUE	COMMUNES sur lesquelles elles s'étendent	sur lesquelles elles NOMS		NOM, PRENOMS ET TITRE	RESIDENCE	
<b>Boubier</b> 780 ha. 43 a 55 c.	Bouffioulx, Châtelet, Châtelineau Couillet, Loverval	Société anonyme des Charbonna- ges de Boubier	Châtelet	Louis GHAYE IngénDirecteur	Châtelet	
Charbonnages Réunis du Centre de Gilly 224 h. 96 a.	Charleroi, Gilly, Monti- gny-sur-Sambre					
Appaumée-Ran- sart, Bois du Roi et Fontenelle 1,438 h. 20 a. 69 c.	Fleurus, Heppignies, Ransart, Wangenies	Société anonyme des Houillères Unies du Bassin de Charleroi	Gilly	Roger Lefevre Administrateur Gérant	Jumet	
La Masse Saint-François 302 h. 69 a. 23 c.	Farciennes, Roselies					
Noël 209 h	Gilly	Société anonyme des Charbonna- ges de Noël-Sart Culpart	Gilly	Joseph Questiaux Directeur- Gérant	Gilly	
Trieu-Kaisin 733 h. 13 a.	Châtelineau, Gilly, Mon- tigny-sur-Sambre	Société anonyme des Charbonna- ges du Trieu- Kaisin	Châtelineau	Albert Jacques Directeur- Gérant	Châtelineau	
Nord de Gilly 155 h. 85 a. 60 c.	Châtelineau, Farciennes, Fleurus, Gilly	Société anonyme des Charbonna- ges du Nord de Gilly	Fleurus	Auguste Gilbert Administrateur Directeur- Gérant	Gilly	
Gouffre- Carabinier et Ormont réunis 2.047 h. 37 a. 74 c.	Bouffioulx, Châtelet, Châtelineau, Gilly, Piron- champs, Pont-de Loup et Presles	Société anonyme des Charbonna- ges du Gouffre	Châtelineau	Léon Josse Directeur- Gérant	Châtelineau	
Petit-Try, Trois Sillons Sainte-Marie Défoncement et Petit-Houilleur réunis 528 h. 75 a. 64 c.	Farciennes, Fleurus, Lambusart	Société anonyme des Charbonna- ges du Petit-Try	Lambusart	Jean Leborne Directeur- Gérant	Lambusart	
Tergnée, Aiseau- Presle 925 h. 42 a. 72 c.	Aiseau, Farciennes, Pont-de-Loup, Presles, Roselies (prov. de Hainaut) et Le Roux (pr. de Namur)	Société anonyme du Charbonnage d'Aiseau-Presle	Farciennes	Carlo Henin Administrateur- délégué Directeur Général	Farciennes	

Sièges d	Sièges d'extraction		Directe response		Productio en 191 en toi	noyen pendant	
NOMS ou NUMEROS  a) en activité b) en préparation	Classement	LOCALITE	NOMS ET PRENOMS	RESIDENCE	PAR SIEGE	PAR CONCES- SION	Nombre moyen de présences pendant les jours ouvrables en 1958
a) nº 1 nº <b>2-3</b>	<b>2</b>	Châtelet Châtelet et Bouffioulx	Léon Chalet (Fond etsurface)	Châtelet	110.210 111.590	221.800	835
a) Vallées	2	Gilly	Gaston WAROQUIFZ (Fond)	Gilly	96.356		
a) no 1 (Appaumée)  no 3 (Marquis)	1	Ransart			60 595 67.762	306.049	1.246
a) Sainte Pauline	2	Farciennes	Joseph Brennet (Surface)	Marcinell <b>e</b>	81.336		
a) St-Xavier	1	Gilly	Franz HUBERLAND c/ (Fond et surfac	Gilly	91.360	91.360	431
a) no 1 (Viviers) no 8 (Pays-Bas)	2 2	Gilly Châtelineau	Léon Noêl (Fond) Armand Lequeux (Fond) Jean Queriat (Surface)	Gilly Châtelineau Gilly	100.521 268.608	369.129	1.677
a) nº 1	1	Fleurus	André DUMOULIN (FOND) Hyppolite FONTAINE (Surface)	Fleurus Châtelineau	131.490	131.490	566
a) no 7 no 10 no 2-3	2 1 2	Châtelineau » Châtelet	Albert Cochet (Fond et surface)	Châtelineau	153,300 172,800 129,900	<b>4</b> 56.00 <b>0</b>	1.93
a) Ste-Marie	1	Lambusart	Emile Laurent (fond) Michel Maurk (surface)	Lambusart	284.492	284.492	903
a) Tergnée Roselies	1 1	Farciennes Roselies	Achille Liénard (Fond et surface)	Farciennes	216.680 118.760	335.440	1.285

CESSIONS	Sociétés exp	loitantes	Fondés de pouvoirs		
COMMUNES sur lesquelles elles s'étendent	NOMS	SIEGE SOCIAL	NOM, PRENOMS ET TITRE	RESIDENCE	
Fleurus, Lambusart, Wanfercée-Baulet (province de Hainaut) Auvelais, Jemeppe s/S Keumiée, Moignelée, Velaine, Tamines (prov. de Namur)	Société anonyme des charbonna- ges Elisabeth	Auvelais	Jean Burton Directeur - Gérant	Wanfercée Baulet	
Farciennes, Fleurus	Société anonyme des Charbonna- ges Réunis de	Tamines	Joseph Michaux	Tamines	
Aisemont, Arsimont, Auvelais, Falisolle, I.e Roux, Tamines. (Province deNamur) Aiseau, Presles, Roselies, (Province de Hainaut)	ges Réunis de Roron - Farcien- nes et Oignies- Aiseau	3	Directeur - Gêrant		
Farciennes, Lambusart (Province de Hainaut) Moignelée (prov. de Namur)	Société anonyme des Charbonna- ges de Bonne- Espérance	Lambusart	Paul Meilleur Directeur - Geran:	Moignelée	
Aiseau (prov. de Hainaut) Auvelais, Keumiée, Moignelée, Tamines, Velaine (prov. de Namur)	Société anonyme des Charbonna- ges de Tamines	Tamines	Léon Delespesse Directeur-gérant	Tamines	
Andenne, Bonneville Coutisse, Haltinne	Société anonyme des Charbonnages de Groynne-Liégeois	Andenne	Oscar Balthazan Administrateur Directeur Gérant	Liége	
	COMMUNES sur lesquelles elles s'étendent  Fleurus, Lambusart, Wanfercée-Baulet (province de Hainaut) Auvelais, Jemeppe s/S Keumiée, Moignelée, Velaine, Tamines (prov. de Namur)  Farciennes, Fleurus  Aisemont, Arsimont, Auvelais, Falisolle, Le Roux, Tamines. (Province deNamur) Aiseau, Presles, Roselies, (Province de Hainaut) Moignelée (prov. de Namur)  Aiseau (prov. de Hainaut) Auvelais, Keumiée, Moignelée, Tamines, Velaine (prov. de Namur)	COMMUNES sur lesquelles elles s'étendent  Fleurus, Lambusart, Wanfercée-Baulet (province de Hainaut) Auvelais, Jemeppe s/S Keumiée, Moignelée, Velaine, Tamines (prov. de Namur)  Farciennes, Fleurus  Farciennes, Fleurus  Société anonyme des Charbonna- ges Réunis de Roion - Farciennes et Oignies- Aiseau, Aiseau, Presles, Roselies, (Province de Hainaut) Aiseau, Presles, Roselies, (Province de Hainaut)  Farciennes, Lambusart (Province de Hainaut) Moignelée (prov. de Namur)  Aiseau (prov. de Hainaut) Auvelais, Keumiée, Moignelée, Tamines, Velaine (prov. de Namur)  Andenne, Bonneville Coutisse, Haltinne  Société anonyme des Charbonna- ges de Bonne- Espérance  Société anonyme des Charbonna- ges de Tamines  Société anonyme des Charbonna- ges de Tamines	COMMUNES sur lesquelles elles s'étendent  Fleurus, Lambusart, Wanfercée-Baulet (province de Hainaut) Auvelais, Jemeppe s/S Keumiée, Moignelée, Velaine, Tamines (prov. de Namur)  Farciennes, Fleurus  Farciennes, Fleurus  Société anonyme des Charbonna- ges Réunis de Roon - Farciennes et Oignies- Aiseau  Aisemont, Arsimont, Auvelais, Falisolle, Le Roux, Tamines. (Province de Mamur)  Farciennes, Lambusart (Province de Hainaut) Moignelée (prov. de Namur)  Aiseau (prov. de Hainaut) Auvelais, Keumiée, Moignelée, Tamines, Velaine (prov. de Namur)  Andenne, Bonneville Coutisse, Haltinne  Société anonyme des Charbonna- ges de Bonne- Espérance  Tamines  Taminas  Andenne, Bonneville Coutisse, Haltinne  Société anonyme des Charbonna- ges de Tamines  Andenne, Bonneville Coutisse, Haltinne  Andenne, Bonneville Coutisse, Haltinne	COMMUNES sur lesquelles elles s'étendent  Société anonyme des Charbonna- ges Elisabeth  Fleurus, Lambusart, Wanfercée-Baulet (province de Hainaut) Auvelais, Jemeppe s/S Keumiée, Moignelée, Velaine, Tamines (prov- de Namur)  Farciennes, Fleurus  Société anonyme des Charbonna- ges Réunis de Roion - Farcien- nes et Oignies- Aiseau Aiseau, Tamines. (Province de Hainaut) Aiseau, Presles, Roselies, (Province de Hainaut) Moignelée (prov. de Namur)  Aiseau (prov. de Hainaut) Auvelais, Keumiée, Moignelée, Tamines, Velaine (prov. de Namur)  Andenne, Bonneville Coutiss2, Haltinne  Société anonyme des Charbonna- ges de Bonne- Espérance  Tamines  Lambusart Paul Meilleur Birecteur Gerant  Lambusart Paul Meilleur Birecteur Gerant  Coscar Baltinaza Administrateur Directeur Gerant  Oscar Baltinaza Administrateur Directeur Gerant	

Sièges d	l'extra	ction	Directeurs responsables		Production nette en 1958 en tonnes		Nombre moyen de présences pendant
NOMS ou NUMEROS  a) en activité b) en préparation	D LOCALITE	LOCALITE	NOMS ET PRENOMS	RESIDENCE	PAR SIEGE	PAR CONCES- SION	Nombre moyen
a) Ste-Barbe b) Jemeppe	sg _	Wanfercée- Baulet Jemeppe	Albert Leparlier (Fond) Jean Van Loon (Surface)	Wanfercée- Baulet Montigny s/Sambre	139 140	139.140	
a) Ste-Catherine Aulniats	1 1	Farciennes »	Lucien Franquin (Fond) Omer Denis (Surface)	Farciennes Farciennes	211 200 263.200	582.200	1.0
a)no 4 (St-Gaston)	1	Aiseau	Paul Henry (Fond et surface)	Aiseau	108.400	362.200	
			Frumence Lerot (Surface)	Farciennes			_
a) n° 1	1	Lambusart	Jean Rysenaer (Fond) Maurice Wilmart (Surface)	Moignelée Moignelée	149.000	149.000	
a) Ste-Eugénie Ste-Barbe	1 1	Tamines	Marcel Dupuis (Fond et surface)	Tamines	117.195 116.315	233.510	
a) Groynne	sg	Andenne	Oscar Balthazar (Fond et surface)	Andenne	29.233	29.233	
	,					v.	

CONC	ESSIONS	Sociétés expl	oitantes	Fondés de pouvoirs		
NOMS et ETENDUE	COMMUNES sur lesquelles elles s'étendent	NOMS	SIEGE SOCIAL	NOM, PRENOMS ET TITRE	RESIDENCE	
				В	ASSIN DE	
Espérance et Envoz 882 h 00 a. 00 c.	Bas-Oha, Couthuin, Moha, Wanze.	Société anonyme des Charbonna- ges de Moha.	Mohi	Alfred V <sub>IL</sub> VORDER	Verviers	
Halbosart- Kivelterie- Paix Dieu 668 h. 01 a. 37 c	Fize-Fontaine, Jehay-Bodegnée, Villers-le-Bouillet	Société anonyme des Charbonnages de la Meuse ( en liquidation )	Villers le Bouillet	Jean Ausselet Secrétaire du Col'ège des liquida eurs	Lodelinsart	
<b>Bonnier</b> 355 h. 08 a. 20 c.	Grâce-Berleur. Hollogne- aux-Pierres, Loncin.	Société anonyme des Charbonnages du Bonnier	Grâce- Berleur	Georges Galand Directeur-gérant	Montegnée	
Gosson-Kessales 2.712 h. 10 a. 03 c	Chockier, Flémalle-Grande Flémalle - Haute, Grâce- Berleur, Hollogne - aux- Pierres, Horion - Hozé- mont, Jemeppe-sur- Meuse, Liége, Montegnée, Mons-lez-Liège, Ougrée, Seraing, Saint-Nicolas lez- Liége, Tilleur, Velroux,	Société anonyme des Charbonna- ges de Gosson- Kessales	Tilleur	Robert Dessard Adm. Directeur- Gérant	Montegnée	
N .						

Résulte de la fusion au 1 janvier 1959 des sièges n° 1 (247.520 t) et n° 2 (199.680 t).
 Extraction arrêtée le 1 août 1958.
 Extraction arrêtée le 1 mai 1958.

Sièges d	l'extro	action	Directe response		Productio en 19 en to	58	loyen pendant es en 1958
NOMS ou NUMEROS  a) en activité b) en préparation	Classement	LOCALITE	NOMS ET PRENOMS	RESIDENCE	PAR SIEGE	PAR CONCES- SION	Nombre moyen de présences pendant les iours ouvrables en 1958
LIEGE							
b) Moha	n.c.	Moha	Léon Philippe	Andennelle	_	-	-
b) Ste-Marie	— п с.	Jehay-Bodegnée	Ferdinand Chahay	Trembleur	_		-
a) Péry	1	Grâce-Berleur	Maurice Loop (Fond) Marcel CLAVIR (Surface)	Montegnée Hollogne A/Pierres	138.800	138.800	683
a) Gosson (1)	2	Montegnée	Jean Warzée Ing. en chef (fond) Charles Walgraffe Ing. en chef (surface)	Jemeppe s/Meuse id.	447.000		
			DIVISION 1 Baudouin Del Marmol (foud) Victor Jaumotte (surf. puits 1) Victor Boulu (surf. puits 3)	Montegnée Saint-Nicolas lez-Liége Tilleur Jemeppe a/Meuse		562 500	3.223
no 4 (Kessales- Bon Buveur) (2)	2	Jemeppe s/Meuse	DIVISION 2 Marcel Leclerco (fond) Victor Jaumonte (Surface)	Montegnée Tilleur id.	87.890		
no <b>5</b> (Grands Makets) (3)	2	Jemeppe s/Meuse	TRIAGE- LAVAGE Marius Boudart	Tilleur	27.610		

CONC	CESSIONS	Sociétés expl	oitantes	Fondés de pouvoirs		
NOMS et ETENDUE	COMMUNES sur lesquelles elles s'étendent	NOMS SIEGE SOCIAL		NOM, PRENOMS ET TITRE	RESIDENC	
Espérance et Bonne- Fortune 494 h. 20 a. 92 c.	Alleur, Ans, Glain, Grâce- Berleur, Liége, Loncin, Montegnée, Saint Nicolas- lez-Liége.	Société anonyme des Charbonna- ges de l'Espé- rance et Bonne- Fortune.	Montegnée	Guy Paquot Directeur-gérant	Liège	
Ans 719 h. 53 a. 38 c.	Alleur, Ans, Loncin, Rocour, Voroux-lez-Liers Vottem	Société anonyme des Charbonna- ges d'Ans et de Rocour.	Ans	Léon Dejardin Administ-gérant	Ans	
Patience- Beaujonc 285 n. 45 a.	Ans, Glain, Liége	Société anonyme des Charbonna- ges de Patience et Beaujonc	Glain	Etienne DECAT Directeur-gérant	Ans	
Sclessin- Val Benoft 751 h. 55 a 93 c.	Angleur, Embourg, Liége, Ougrée	Société anonyme du Charbonnage du Bois d'Avroy.	Sclessin (Ougrée)	Louis Nicolas Directeur	Liège	
Bonne Fin- Bâneux et Batterie 1.051 h. 04 a. 86 c.	Ans, Bressoux, Liége, Rocour, St-Nicolas, Vottem.	Société anonyme des Charbonna- ges de Bonne- Espérance, Bat- terie, Bonne Fin	Liége	Raymond Bicky Directeur-gérant	I,ièg <b>e</b>	
Espérance Violette, et Wandre 1.732 h. 78 a. 31 c.	Bellaire, Bressoux, Cheratte, Herstal, Jupille, Saive, Wandre	et Violette.				
Abhooz et Bonne- Foi-Hareng 2,189 h. 18a. 20 c.	Argenteau, Cheratte, Hermalle-sous-Argenteau, Hermée, Herstal, Liers, Milmort, Oupeye, Rocour, Vivegnis, Voroux-lez- Liers, Vottem, Wandre.	Société anonyme des Charbonna- ges d'Abhooz et Bonne - Foi - Ha- reng	Milmort	Albert Lumen Directgérant	Liège	
Grande-Bacnure et Petite-Bacnure 511 h. 69 a. 52 c.	Herstal, Liége, Vottem.	Société anonyme des Charbonna- ges de la Grande- Bacnure	Vottem	LéonBraconier Administrateur Directgérant	Liég <b>e</b>	
Belle-Vue et Bien-Venue 202 h, 62 a, 84 c.	Herstal, Liége, Vottem.	Société anonyme des Charbonna- ges du Hasard	Micheroux	Marcel Hulin Direct,-gérant	Cheraite	

Sièges d'extraction		Directeurs responsables		Production nette en 1958 en tonnes		noyen	
NOMS ou NUMEROS  a) en activité b) en préparation	Classement	LOCALITE	NOMS ET PRENOMS	RESIDENCE	PAR SIEGE	PAR CONCES- SION	Nombre moyen de présences pendant
a) Nouvelle- Espérance Bonne-Fortune	2	Montegnée Ans	André Duquenne Gabriel Noé	Grâce- Berleur Mont <b>eg</b> née	119.920 146 650	388.550	1,68
St-Nicolas	2	Liége	Pierre TENEY	Liége	121.980		
a) Levant	1	Ans	Gaston Masquelier	Ans	98.460	98.460	46
a) Bureaux femmes	1	Glain	Michel Allard (fond)	Ans	213 500	213.500	95
			Marcel Tinant (Surface)	Ans			
a) Val Benoit	2	Liége	Jean ROUTIAUX (Fond et service électrique) Antoine BROUHON (surface)	Sclessin (Ougrée) Liége	69.650	69.650	34
	_	8-					— 
a) Bonne-Fin	1-2	Liége	Roger Bovy	Liége	183.100		
Batterie	1	>	Paul Salmon	))	149,200	332.300	1.87
		W. 1	Raymond Collin. (Fond et surface Div. Wandre)	Wandre	318.900	318.900	1.54
a) Siège Nord	1	Wandre	Jules RENOTTE (Surface Div. Bonne Espér.	Liège	310.900		
a) Milmort	1	Milmort	Albert Lumen	Liége	93.000	93.000	55
a) Petite-Bacnure	1		Jean Huberland (fond) Emile Biner (surface)	Herstal Liége	269,000	269.000	1.51
a) Belie-Vue	2	Herstal	René Marchandise Rog. Tocheport (Service electri.	Herstal Micheroux	101.465	101.465	50

CONC	CESSIONS	Sociétés expl	oitantes	Fondés de pouvoirs		
NOMS et ETENDUE	COMMUNES sur lesquelles elles s'étendent	sur lesquelles elles NOMS		NOM, PRENOMS ET TITRE	RESIDENCI	
<b>Cockerill</b> 397 h. 04 a. 64 c.	Jemeppe-sur-Meuse, Ougrée. Seraing, Tilleur,	Société anonyme Cockerill-Ougrée	Seraing	Fernand Herlin Administrateur DirectGénéral Raoul Dufrasne Directeur	Ou <b>grée</b> Liège	
<b>Wérister</b> 2623 h. 11 a. 26 c.	Angleur, Ayeneux, Beyne-Heusay, Bressoux Chaudfontaine, Chênée, Fléron, Forêt, Grivegnée, Jupille, Magnée, Olne, Queue du Bois, Romsée, Vaux-s/Chévremont.	Société anonyme des Charbonnages de Wérister	Romsée	René Dessard Administrateur Direct. Gérant	Beyne- Heusay	
Quatre Jean et Pixherotte 726 h. 16 a. 83 c.	Bellaire, Cerexhe - Heuseux, Evegnée, Fléron, Jupille, Queue du Bois, Retinne, Saive, Tignée, Wandre	Société anonyme des Charbonnages des Quatre-Jean de Retinne et Queue du Bois	Queue du Bois	Faul LEDENT Administrateur Direct. Gérant	Jupille	
Hasard- Cheratte 3,406 h, 66 a. 48 c.	Ayeneux, Barchon, Cerexhe - Heuseux, Cheratte, Eveguée, Fléron, Housse, Magnée, Melen, Micheroux, Mortier, Olne, Queue du Bois, Retinne, St Remy, Saive, Soumagne Tignée, Trembleur, Wandre.	Société anonyme des Charbonnages du Hasard	Micheroux	Marcel Hulin DirectGérant	Cheratte	
Micheroux 107 h 50 a.	Micheroux, Soumagne	Société anonyme du Charbonnage du Bois de Mi- cheroux en liquidation	Soumagne	Collège des liquidateurs	_	
Herve-Wergi- fosse 2,274 h. 78 a 80c.	Ayeneux, Battice, Bolland, Chaineux, Grand Rechain, Herve, Melen, Olne, Soumagne, Xhendelesse.	Société anonyme des Charbonnages de Wérister	Romsée	René Dessand Administrateur Direct. Gérant	Beyne- Heusay	
Minerie 1,867 h. 67 a. 84 c.	Battice, Bolland, Char- neux, Clermont, Her- ve, Thimister.	Société anonyme des Charbonnages réunis de la Minerie	Battice	Léon Julsonner Président du Conseil d'Administration	Liége	
Argenteau- Trembleur 964 h. 90 a. 87 c.	Argenteau, Cheratte, Daihem, Feneur, Mor- tier, St-Remy, Trem- bleur.	Société anonyme des Charbonnages d'Argenteau	Trembleur	Jean Aussalet Admdelégué	Lodelinsart	

Sièges d'extraction		Directeurs responsables		Production nette en 1958 en tonnes		noyen pendant	
NOMS ou NUMEROS  a) en activité b) en préparation	Classement	LOCALITE	NOMS ET PRENOMS	RESIDENCE	PAR SIEGE	PAR CONCES- SION	Nombre moyen de présences pendant
a) Colard	2	Seraing	Albert BANDS	Seraing	130.250	130.250	542
a) Romsée	2	Romsée	Arm. Bouche	Beyne- Heusay	404.000	404.000	1.480
a) Mairie	1	Queue du Bois	Norbert Wathieu	Bellaire	111,000	111.000	—— 451
a) Micheroux Cheratte	<b>2</b>	Micheroux Cheratte	Lucien Legrand Joseph Berthus	Micheroux Cheratte	<b>244</b> .363 <b>211</b> .092	455.455	2.110
			Roger Tocheport (serv. électrique fond et surface)	Micheroux			
a) Théodore (1)	1	Soumagne	Guillaume Jurdan	Soumagne	11.572	11.572	*
a) José (ancienne- nient Xhawirs)	1	Battice	Léon Radermecker	Xhendelesse	131,600	131.000	526
a) Battice	1	Battice	Victor CHANDELLE (Fond) Raym. Leclere (Surface)	Herve Battice	112.450	112.450	55"
a) Marie	1	Trembleur	Ferdinand Crahay	Trèmbleur	127,000	127.000	479

VERGU	INNINGEN	Vergunningl Vennootsc		Gevolmachtigde personen		
NAAM EN OPPERVLAKTE	GEMEENTEN waaronder zij zich uitstrekken	waaronder zij zich NAAM SCHAPPE-		NAAM, VOORNAMEN EN TITEL	WOON- PLAATS	
				К	EMPISCH	
Beeringen- Coursel 5,271 hectaren	Beringen, Beverlo, Hep- pen, Heusden, Koersel, Lummen, Oostham, Paal, Tessenderlo.	Naamloze vennoot- schap « Kolen mig- nen van Beerin- gen ».	Brussel	Lucien Bastra DirectGerant	Koersel	
Helchteren- Zolder 7,(60 hectaren	Helchteren, Heusden, Houthalen, Koersel, Zolder, Zonhoven	Naamloze vennoot- schap der Kolen- minen van Helch- teren en Zolder.	Morlanwelz (Mariemont)	Faul Vankerkove Direct,-Generaal	Zolder	
Houthaelen 3,250 hectaren	Genk, Hasselt, Houthalen, Zolder, Zonhoven	Naamloze veunoo'- schap « harbon- nages de Houtha- len ».	Brussel Warande- berg, 3	Robert DELTENRE DirectGerant	Houthalen	
Les Liégeois 4,269 hectaren	As Genk, Gruitrode, Houthalen, Meeuwen, Niel-bij-As, Opglab- beek, Opoeteren, Wijshagen.	Naamloze vennootschap «Cockerill-Ougree» Afdeling Steenko- lenmijn Zwartberg	Seraing	Emile Rennotte DirectGerant	Genk	
Winterslag Senck-Sutendarl 3,963 hectaren	As, Genk, Mechelen aan Mas, Opgrimbie, Zutendaal.	Naamlozevennoot- schap der Kolen mijnen van Win- terslag.	Brussel Waterloo- laan, 103,	Eugène Da Wintka DirectGerant	Genk	
André Dumont sous-Asch 3,080 hectaren	As, Genk, Mechelen aan Maas, Niel (bij As), Opglabbeek,	Naamloze vennootschap « Kolenmijnen André Dumo it »	Brussel Warande- berg, 3	Camille Vesters DirectGerant	Genk	
Sainte-Barbe et Guillaume Lambert 5,408 hectaren	Dilsen, Eisden, Lanklaar, Leut, Mechelen aan Maas. Meeswijk, Rotem, Stok- kem, Vucht.	Naamloze vennoot- schap « Kolenmij- nen Limburg-Maas»	Brussel, Stee weg naar Char- leroi. 43	Joseph Verdhyrn Direct -Gerant	Eisden	

(1) Uitleg aangaande de indeting : nc = niet ingedeeld; sg = zetel zonder mijngas; 1 = zetel gerangschikt in de 1ste categorie der der mijngashoudende mijnen.

Ontginningszetels		Verantwoordelijke leiders		Netto pi	aantal op de		
NAAM  a) inbedrijf b) in voorbereiding	INDELING (1)	GEMEENTE	NAAM EN VOORNAMEN	WOON- PLAATS	PER ZETEL	PER VER- GUN- NING	Gemiddeld aantal aanwezigheden op de
BEKKEN							
a) Kleine-Heide	1	Koersel	Aimé VOLDERS (Ondergrond) Georges DELLICOUR (Bovengrond)	Koersel Koersel	1,752,740	1.752,740	4.707
a) Voort	1	Zolder	Henri DELINTE (Ondergrond) Camille PAREE (Bovengrond)	Heusden *	1.398.000	1.398.000	4.271
a) Houthalen	1	Houthalen	Albert Van Damme (Ondergrond) Willy Collignon (Bovengrond)	Houthalen »	1.151,300	1.151.300	3.764
a) Zwartberg	1	Genk	Frnest Chiff (Ondergrond) Jean Ponomarenko (Bovengrond)	Genk v	1,322.404	1 322.404	4.519
a) Winterslag	1	Genk	Léon Dubois (Ondergrond) Autoine DE CROMBRUGGHE (Bovengrond)	Genk *	1.355.696	1.355,696	4.849
a) Waterschei	1	Genk	Firmin VERHAEGHE (Ondergrond) François NELISSEN (Bovengrond)	Gerk »	1,239,600	1.239.600	4.073
a) Eisden	1	Eisden	Jean Bronchart (Ondergrond)	Eisden	1.753.480	1.753.480	5.262
			Raoul Willor (Bovengrond)	>>			

#### Sélection des fiches d'Inichar

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

Cette double parution répond à deux objectifs distincts :

- a) Constituer une documentation de fiches classées par objet, à consulter uniquement lors d'une recherche déterminée. Il importe que les fiches proprement dites ne circulent pas ; elles risqueraient de s'égarer, de se souiller et de n'être plus disponibles en cas de besoin. Il convient de les conserver dans un meuble ad hoc et de ne pas les diffuser.
- b) Apporter régulièrement des informations groupées par objet, donnant des vues sur toutes les nouveautés. C'est à cet objectif que répond la sélection publiée dans chaque livraison.

# A. GEOLOGIE. GISEMENTS. PROSPECTION. SONDAGES.

IND. A 25412

Fiche nº 23.512

B. ADERCA. Etude géologique du Bassin Houiller de Charleroi : Le massif du Carabinier dans la division Marcinelle des Charbonnages de Monceau-Fontaine.

— Association pour l'Etude de la Paléontologie et de la Stratigraphie houillères, Public. n° 34, 1958, 210 p., 21 pl.

La Société de Monceau-Fontaine a été constituée en 1804, la superficie actuelle de la concession compte 7284 ha; la production a atteint 1,85 million de t en 1957. Pour l'exploitation et l'administration, il y a 3 divisions: Forchies, Monceau, Marcinelle. L'étude concerne les travaux préparatoires dans cette dernière comportant 5 sièges, de l'ouest à l'est: 23 (Cerisier) - 25 (Blanchisserie) - 24 (Fiestaux). Les travaux en cours intéressent le massif du Carabinier (faille d'Ormont au faîte et du Carabinier au pied) et le massif du Poirier sous la faille du Carabinier. L'étude est relative au massif du Carabinier.

Le 1<sup>er</sup> chapitre donne la description des traversbanc dans les 3 charbonnages : banc par banc avec la situation, la composition lithologique et la liste des fossiles reconnus.

Le 2<sup>e</sup> chapitre concerne la stratigraphie; justification de la division en étages et en zones, études des diverses zones, niveaux floristiques. Le 3<sup>e</sup> chapitre traite de la lithologie et de la pétrographie : assises gréseuses, quartzites - niveaux à sédiments carbonatés (5 dont 1 dans l'assise de Charleroi).

Le 4° et dernier chapitre concerne l'analyse tectonique: d'une façon générale, il s'agit d'une série d'écailles tectoniques avec surfaces de charriage et surfaces de rupture connexes. Au siège Cerisier, un travers-banc N à 1083 m, et au Fiestaux trois travers-bancs S respectivement à 704, 790 et 850 m donnent une bonne idée de l'allure du gisement. Bibliographie. Liste et planches des fossiles.

## B. ACCES AU GISEMENT. METHODES D'EXPLOITATION.

IND. B 10

Fiche nº 23.405

K. BUEHRIG. Die beim Abteuten und Ausbau von Schächten in den letzten Jahrzehnten gemachten Erfahrungen unter besonderer Berücksichtigung der Gebirgsverhältnisse im oberschlesischen Steinkohlenrevier. Analyse de l'expérience acquise au cours des dernières décades dans le creusement et le soutènement des puits, spécialement en tenant compte des conditions de terrain dans le bassin de Haute-Silésie. — Bergbautechnik, 1958, décembre, p. 643/649, 7 fig.

Esquisse des difficultés rencontrées dans le fonçage de divers puits à travers les morts-terrains et les calcaires aquifères de Haute-Silésie et d'Allemagne centrale. Les vitesses de fonçage sont comparées pour diverses méthodes et les avantages de la congélation sont opposés aux conditions du fonçage manuel. En particulier, on signale les inconvénients des revêtements maçonnés ou bétonnés, aussi bien pendant le fonçage qu'après. En terrains aquifères, le cuvelage est hautement recommandé et l'amélioration de la qualité de la fonte est désirable.

IND. B 114

Fiche nº 23.171

J. WEEHUIZEN. Het afdiepen van de nieuwe schachten van Staatsmijn Hendrik en Staatsmijn Maurits. Le fonçage de nouveaux puits aux mines d'Etat Hendrik et Maurits. — De Ingenieur, 1958, 28 novembre, p. M19/31, 26 fig. et 12 décembre, p. M33/40, 14 fig.

Vue d'ensemble sur le fonçage de 2 nouveaux puits aux Mines d'Etat. Le puits n° 4 de la mine Hendrik a été foncé à travers 221 m de morts-terrains et 837 m de terrain houiller pour atteindre au début de 1958 la profondeur de 1058 m. Le puits nº 3 de la mine Maurits a été foncé à travers 300 m de morts-terrains et progresse actuellement dans le Houiller, on s'attend à atteindre le niveau de 810 m pour la fin de l'année. Les deux puits ont un diamètre utile de 6,70 m et sont situés dans les massifs de protection des autres puits. Les bancs supérieurs constitués de sables boulants et argiles, avec un peu de marnes et craies, n'ont jamais été drainés au cours des 40 années antérieures d'exploitation. On a adopté la congélation pour la traversée de ces terrains. Les deux puits, dans la partie congelée, ont un nouveau dispositif de revêtement constitué de béton armé avec enveloppe en bitume. A la mine Maurits, ce revêtement s'arrête à la profondeur de 232 m. De plus, dans la partie congelée des puits, on a disposé un cuvelage. Les puits n'ont pas été foncés uniquement à partir de la surface, pendant la congélation le creusement dans le Houiller a été effectué à partir des travaux existants. Finalement, il n'y a plus eu qu'à établir la communication entre les divers troncons. Le revêtement des puits dans le Houiller est aussi en béton armé.

IND. B 24

Fiche nº 23.406

X. Vervollkommnung der Technik beim Bohren von Grossbohrlöchern in den Gruben des Kusbass. Perfectionnement de la technique du forage des trous de sonde de grand diamètre dans les mines du Kusbass. — Bergbautechnik, 1958, décembre, p. 650/651, 8 fig.

Dans ce bassin, par 1.000 t de charbon on utilise 20 à 25 m de montage en charbon ou parfois de descenderie. On économise beaucoup de temps et d'argent en réalisant ces ouvrages par trous de sonde de grand diamète. La technique est assez récente et sujette à perfectionnement. L'article passe en revue 8 types différents.

LBS - 2 fore en montant en dressant avec 3 bras en étoile pour élargir, type léger à commande électrique (4,2 kW), diamètre de forage 290 mm élargi à 650 mm ou jusqu'à 800 mm. Vitesse 30 m/poste - 28 engins de ce type ont creusé environ 15.000 m en 1957.

LBS - 4 fore en descendant, type assez perfectionné mais lourd et coûteux, en 1955 ce type a effectué 25 trous d'une longueur totale de 1.333 m.

Un 3<sup>e</sup> engin, plus simple, est à couronnes multiples : il fore en montant et élargit en redescendant. Le 4<sup>e</sup> est à couronne dentée en hélice conique.

Le 5<sup>e</sup>: RUP - 1 sert au creusement de trous de sonde inclinés de 45 à 90°, de section rectangulaire. Le prototype élargit en montant le trou de sonde en une section carrée de 1,5 m de côté; derrière la 1<sup>re</sup> couronne il y a 2 bras représentés avec, sur un axe diamétral, 2 couronnes à 4 couteaux. Les moteurs peuvent être du type SMB - 3 ou MBS - 2 (longueur de montage atteinte : 150 m).

NIUI est une variante du précédent qui alèse en descendant avec 4 tarières au lieu des bras.

Enfin, PPG - 1 est une foreuse aléseuse en montant pour trous de 650 mm, elle est commandée par l'air comprimé.

Il y a une variante aussi à l'air comprimé qui alèse les trous à 700 mm et avance de 40 m/poste. Des desiderata sont émis pour les machines de l'avenir.

IND. B 30

Fiche nº 23.492

A. PELZER. Der Stand der Aus- und Vorrichtung im westdeutschen Steinkohlenbergbau in den letzten Jahren. La situation des travaux préparatoires dans les mines de charbon de l'Allemagne de l'Ouest dans ces dernières années. — Glückauf, 1959, 31 janvier, p. 141/156, 20 fig.

La mécanisation des travaux préparatoires devient de plus en plus urgente par suite de l'approfondissement des chantiers et des nouvelles installations de puits pour accroître les rendements et diminuer les prix de revient. L'évolution de ces dernières années accuse un accroissement de 14 % des pierres chargées mécaniquement en bouveaux et 19,4 % dans les galeries en couche. C'est dans ces dernières que l'accroissement est le plus notable. Aujourd'hui parmi les divers engins mécaniques de chargement, les pelles à benne interviennent pour 80 % en bouveaux et 90 % en chassages. En bouveaux, l'avancement mensuel moyen avec une chargeuse est de 45.2 m; le rendement par homme-poste : 2,72 m<sup>8</sup> de roche en place, soit 72 % en plus qu'avec le chargement manuel. Pour les galeries en couche, ces chiffres sont respectivement: 31,80 m; 0,24; 90 %. Pour le fonçage des puits intérieurs avec trous de sonde de grand diamètre, on a atteint des avancements mensuels de 21,20 m et un rendement de 8,2 cm/homme-poste. Pour le creusement avec grappin les chiffres sont moins élevés. L'étude de l'économie des travaux préparatoires fait ressortir que la dépense en machines en matériel est notablement moins élevée que l'économie en salaires.

IND. B 32

Fiche nº 23.365

VAN VEEN. Snelle(re) vooruitgang bij het drijven van gallerijen. Les grands avancements dans le creusement des galeries. — De Mijnlamp, 1958, décembre, p. 406/410, 2 fig.

Comme suite à l'article de J.G. Schilp (cf. f. 21.836 - B 33), l'auteur donne les premières impressions et résultats d'utilisation du scraper Hasenclever (= Hc S<sub>1</sub>) pour le chargement sur bande, à la mine d'état Hendrik, dans un incliné de 325 m en pierre, pente 15° au niveau de 730 m prolongé en tête par une galerie de 150 m. Les essais avec le scraper ont commencé alors que l'incliné avait 40 m de longueur. Jusqu'à ce moment, il y avait 3 équipes de 3 ouvriers et 2 aides, soit 15 personnes pour 6 m/jour. La nouvelle organisation fut composée de 4 postes avec 4 hommes/poste pour faire 8 m/jour. A cet effet, on a dû remédier à quelques défauts : la vitesse de la bande (1 m/s) était trop faible; le point de chargement au pied de l'incliné était mal réalisé: il fallait 2 à 3 h constamment pour changer les berlines; enfin l'embouteillage au pied de l'incliné contrariait aussi l'arrivée du matériel. La concentration de 5 h à un poste n'était pas non plus favorable au rendement.

L'auteur fait ensuite la discussion des deux cas possibles: abandonner le cycle ou le maintenir en déchargeant l'équipe de certains travaux ou bien en modifiant la longueur des volées: dans ce cas on n'arrive plus tout à fait à 8 m. En lâchant le cycle par poste et en faisant des volées de 3 m, on arrive à faire 8 m/jour. L'organisation cyclique a finalement donné un bénéfice de 1,30 m/jour sur l'ancienne organisation.

Tableaux des temps et des avancements.

#### C. ABATAGE ET CHARGEMENT.

IND. C 4220

Fiche nº 19.369

P. WILLIAMS. Coal ploughs and their application. Les rabots et leurs applications. — Colliery Engineering, 1959, janvier, p. 7/14, 14 fig.

Cet article a pour but:

- de définir les limites d'application des différents rabots utilisés dans les couches de charbon;
- de créer des méthodes rationnelles pour raboter le charbon par l'acquisition de données pour construire les machines et les outils de rabotage;
- de faire connaître des facteurs qui influencent la conduite des rabots.

On a construit en Allemagne et en Angleterre

plusieurs instruments de recherche destinés à mesurer, sur place ou en laboratoire, l'aptitude au rabotage, la « rabotabilité », d'une couche ; elles consistent généralement en un système de coins enfoncés par pression hydraulique dans le charbon, avec mesure ou enregistrement de la pression.

On a étudié également les divers facteurs influençant les forces agissant dans le rabotage : caractéristiques physiques du charbon, clivages, bandes stériles et inclusions, nature du toit et du mur, effets des pressions de terrain.

D'autres facteurs, inhérents à la machine ellemême ou à son mode opératoire, sont l'épaisseur de la tranche rabotée, la vitesse de coupe, la forme du corps de la machine et la forme du couteau, son angle d'attaque.

Les constructeurs ont effectué de mulitiples recherches pour étudier ces facteurs et améliorer l'efficacité de leurs machines. Elles ont conduit à la conception du rabot activé et sont poursuivies dans plusieurs directions.

# D. PRESSIONS ET MOUVEMENTS DE TERRAINS. SOUTENEMENT.

IND. D 231

Fiche nº 23.592

R. KVAPIL. Gebirgsschlagtheorie. Théorie sur les coups de charge. — 1958, 25 p., 12 fig.

L'auteur prépare un ouvrage sur « La théorie des pressions de terrains ». L'article est un extrait de cet ouvrage concernant les coups de charge. Pour rechercher les causes de ces derniers, il faut avoir une idée sur la rupture des roches. Celle-ci peut se faire de 3 manières : 1) par clivage - 2) par plasticité - 3) par écaillage.

- se produit lorsque l'énergie accumulée jusqu'à la limite d'élasticité est libérée par fragmentation;
- 2) dans ce cas, l'énergie accumulée par des pressions de toutes parts se transforme en une autre espèce : énergie cinétique et rayonnement. Les formes 1) et 2) se produisent après une mise en charge progressive ;
- 3) dans le 3° cas, il y a mise en charge brusque et la déformation ne vient qu'après, par une sorte de paradoxe, avec possibilité de mutation d'énergie. C'est ce 3° cas qui intervient dans les coups de charge. L'auteur distingue:
- A. coups de charge par mise en charge rapide : une section de roche est chargée à sa limite d'élasticité et il survient une charge supplémentaire : la roche se brise alors en éclats ;
- B. destruction par variation du caractère de la déformation : elle passe du stade positif (accumulation d'énergie avec la déformation) au stade négatif (la déformation entraîne une libération

d'énergie). En variante de ce type, il y a le coup de charge par diminution du coefficient de frottement.

Résumé.

IND. D 430

Fiche nº 23.504

R. VOGEL. Ein Beitrag zur Entwicklung von Grubenstempeln. Contribution à l'évolution des étançons. — Zur Deutschen Bergbau Ausstellung 1958, p. 14/22, 27 fig.

Les caractéristiques principales d'un étançon sont sa charge de coulissement et l'uniformité de cette dernière. Ces dernières années, de nombreuses campagnes de mesure ont montré que les étançons à friction ordinaires sont loin de donner satisfaction à ce point de vue : on ne trouve guère dans le fond que des charges de coulissement égales à 20 à 50 % de la charge de laboratoire. Par contre, les étançons hydrauliques ont les inconvénients mineurs suivants : plus lourds, de course plus petite, en cas de secousses ils « sautent » comme les autres (la littérature ne signale pas ce point), ils demandent une tension de pose plus élevée, ce qui est rarement désirable, enfin ils sont plus chers d'achat et d'entretien. On s'est demandé si l'étançon à friction pouvait être amélioré. L'influence des poussières et de l'humidité au fond est incontestable, mais n'explique pas les irrégularités constatées dans une même taille. Des recherches ont donc été effectuées en admettant que le principe de la friction n'est pas en cause, mais plutôt la conception de la serrure. Un nouveau dispositif est sorti de ces recherches: l'étancon à torsion. La rotation de 2 carrés constitue une serrure en polygone étoilé élastique où le carré du fût coulissant doit se frayer un chemin. L'auteur appelle degré d'efficacité de la serrure à torsion le rapport de la tension restante de la serrure après coulissement à la tension immédiatement avant : on trouve de 99 à 90 % selon l'allure du rapport charge restante sur l'étançon à la charge de coulissement, les variations sont faibles. Un levier manuel de pose a été essayé qui n'a pas donné satisfaction, un système hydraulique donne une tension de pose régulière. On a aussi mis au point un dispositif d'enlèvement à distance. Les caractéristiques en laboratoire pour diverses tensions de pose (de 15 à 43 kg) sont bien parallèles, légèrement ascendantes.

Des mesures de charge de coulissement en taille sur un certain nombre d'étançons après 5 mois de service et à la surface donnent des valeurs très concordantes. IND. D 54

Fiche nº 23.559

R. STEWART. Hydraulic filling. Remblayage hydraulique. — Mining Congress Journal, 1959, janvier, p. 28/31, 6 fig.

Les exploitations de mines métalliques aux Etats-Unis rencontrent des problèmes variés de remblayage hydraulique dont quelques cas typiques sont exposés dans cet article. Le matériau de remblayage est souvent donné par les stériles de la préparation mécanique essorés et débarrassés de la boue argileuse. Le transport du matériau se fait parfois par pipelines sur d'assez longues distances. L'étude des pipelines a été très poussée, ainsi que l'aménagement des stations de pompage. L'usure des pipelines en service a été également l'objet d'études aidées parfois de l'adjonction de matières radioactives au flux transporté. Avec le sable comme matériau de remblayage, on cite la mine de Calera, Idaho, qui pompe un mélange à 45 % de sable dans un pipeline de 2.150 m remontant de 293 m avec 8 stations de pompage, dont les commandes sont enclenchées automatiquement. Elles assurent une remise en suspension par agitation en même temps que la pression nécesaire. Dans certaines mines, des sondages verticaux assurent la descente des matériaux de remblayage. On atteint une proportion de matériau solide de 70 %. On a pu arriver à la profondeur de 1.000 m et plus. Le remblayage hydraulique pratiqué sur une grande échelle s'est révélé avantageux à maints égards et notamment pour la prévention des incendies souterrains.

#### E. TRANSPORTS SOUTERRAINS.

IND. E 250

Fiche nº 23.494

H. FAUSER. Ueberblick über die Entwicklung von Anzahl und Leistung der Grubenlokomotiven des Ruhrgebietes in den letzten dreissig jahren. Aperçu de Vévolution en nombre et prestations des locos de la Ruhr dans les trente dernières années. — Glückauf, 1959, 31 janvier, p. 185/187, 5 fig.

Le nombre de locos dans la Ruhr est passé de 2.975 en 1928 à 5.200 en 1957. Après des recherches difficiles, l'auteur est arrivé à distribuer ces chiffres à différents points de vue (diagrammes). En nombres : la loco à trolley a l'avance dès le début (1.400) et la perd de peu au bénéfice de celle à air comprimé, locos à accus et Diesel sont à peu près toutes au même niveau. La loco à essence a pratiquement disparu. Par rapport à la production transportée : la loco à trolley a encore la prépondérance et ici elle l'accroît, cependant la Diesel tend à la rejoindre, air comprimé et accus croissent moins fort. Le tonnage moyen par type de loco donne des valeurs régulièrement espacées, la loco à trolley vient en tête, puis la Diesel, celle à air comprimé, la loco à benzine, enfin la loco à accus.

IND. E 250

Fiche nº 23.553

X. Le freinage magnétique (des convois). — Charbonnages de France, Bull. d'Inf. Techn. n° 78, 1958, janvier-février, p. 3/9, 18 fig.

Le freinage magnétique se réalise par des patins, gros électro-aimants allongés, dont le circuit se ferme sur le rail au-dessus duquel ils sont suspendus à 6 ou 10 mm d'intervalle. Les avantages sont une efficacité calculable et pratiquement illimitée permettant une augmentation de la vitesse et du tonnage dans des conditions de sécurité améliorées ; la précision des arrêts est parfaite. Les patins de freins magnétiques se montent sur le châssis des locomotives, suspension par tiges et ressorts, directe ou avec interposition d'amortisseurs à air comprimé ou à solénoïde ou autre.

L'alimentation se fait par courant continu avec batterie ou par la ligne (ce système présentant l'inconvénient de ne pas fonctionner en cas de coupure de celle-ci) ou par freinage rhéostatique des moteurs. Les commandes se font par contrôleurs de marche ou contrôleur indépendant, par bouton-poussoir, par pédale, etc...

Au lieu de se monter sur les locomotives, les freins magnétiques peuvent se monter sur lorryporteur supplémentaire. On peut aussi monter les freins magnétiques à poste fixe sur la voie, entre les rails ou latéralement pour les faire agir sur les berlines qui sont munies de frotteurs en acier : on réalise ainsi un freinage des convois automatique ou non. Le réglage et l'entretien des appareillages n'offrent pas de difficultés importantes.

IND. E 416

Fiche no 23.426

F. MALBURG. Die automatische Drehstrom-Förder-Maschine mit Gleichstrombremsung. La machine d'extraction automatique à courant alternatif avec freinage en courant continu. — Siemens Zeitschrift, 1958, août. p. 562/568, 14 fig.

Analyse des courbes caractéristiques et des équations pour le moteur à bagues triphasé, description d'un régulateur de couple qui actionne les contacteurs du rotor en utilisant les relations analytiques pour la consommation minimum de courant d'excitation.

Avec l'aide de ce régulateur, un dispositif de contrôle automatique a été créé, dont le mode de fonctionnement est décrit.

IND. E 47

Fiche nº 23.477

X. Skip winding plant at Rufford colliery. Extraction par skip au charbonnage de Rufford. — Colliery Guardian, 1959, 29 janvier, p. 137/138, 4 fig.

Le charbonnage de Rufford, extraction de 520 tonnes brutes/heure avec berlines de 4 tonnes de capacité et skips de 12 tonnes à fond basculant, ex-

traction Koepe montée sur la tour au-dessus des puits. Recette automatique étanche avec sas, manœuvres commandées par dispositifs pneumatiques et appareillage de sécurité. Capacité de la trémie d'emmagasinement 36 tonnes. La suspension est à quatre câbles, de charge statique maximum totale 50 tonnes, coefficient de sécurité 10, la charge individuelle de chaque câble pouvant être vérifiée par une capsule de contrôle. La translation du personnel se fait par les skips.

#### F. AERAGE. ECLAIRAGE. HYGIENE DU FOND.

IND. F 411

Fiche nº 23.516

H. THEIS et B. WERSCH. Versuche mit dem Hausherr-Hochdrucktränkgerät auf dem Schachtenlage Osterfeld. Essais avec l'appareil Hausherr d'infusion d'eau à haute pression en veine, à la mine Osterfeld.

— Glückauf, 1958, 20 décembre, p. 1823/1828, 6 fig.

A la mine Osterfeld, on exploite des couches de charbon flambant très dur que l'on doit haver et miner, c'est le cas notamment de la couche Zollverein 5 (ouverture 1,73 m) où les essais d'infusion à haute pression ont été effectués au moyen d'un appareil Hausherr H 100-50 avec une pompe Turmag à haute pression (50 atm - 50 litres/min), la pression maximum peut atteindre 100 atm. La taille a été choisie assez courte intentionnellement, une allée de 1,25 m fournit 294 t. Les essais ont duré 3 semaines, pendant ce temps on a fait varier la longueur des trous de sonde (1,50 m à 2 m), l'espacement (7,50 m à 4 m) et la pression (75 à 50 atm). Ce sont les dernières conditions qui ont donné les meilleurs résultats. Les dépenses et le bénéfice obtenu sont développés. L'infusion à haute pression a fait passer le chantier de la classe III (haute teneur en poussières) à la classe II, de plus, la teneur en quartz est passée de 2,1 à 0,49. La suppression du tir fait réaliser une économie sérieuse: 81,85 DM/jour; le charbon est menu et les inconvénients avec les gros blocs sont supprimés. L'installation est amortie sur 30 postes. A la suite de ces résultats, le procédé est installé actuellement dans 2 autres chantiers.

IND. F 622

Fiche nº 23.379

A. COULSHED. Some aspects of fire seals. Quelques aspects de la construction des serrements contre les incendies. — Iron and Coal T.R., 1959, 16 janvier, p. 155/158, 1 fig.

Exposé de moyens techniques de construction de barrages étanches pour lutter contre les incendies souterrains, en tenant compte de la nécessité d'équilibrer les variations de pression dues aux fluctuations de la ventilation. On a tâché de déterminer

par expériences les pressions auxquelles peuvent donner lieu les explosions de mélanges d'air et de grisou, éventuellement mélangés de poussières, et on a obtenu des valeurs vraisemblablement très supérieures à celles qui peuvent être produites dans la pratique.

Le choix et la préparation des emplacements où les serrements doivent être établis ont beaucoup d'importance et sont dictés par les circonstances lo-

cales.

Les barrages en sacs de sable de 5 à 10 m de longueur, construits avec au mur un conduit de ventilation qui est bouché ensuite, demandent normalement 24 heures de travail et une évacuation du personnel jusqu'à la formation d'une atmosphère inerte dans la zone emmurée. On construit ensuite un solide mur en maçonnerie d'au moins 24 cm, laissant un espace de 30 cm environ qui sera rempli de sable tassé entre le mur et les sacs de sable.

Un tube traverse l'ensemble pour permettre la

prise d'échantillons de gaz.

Eventuellement on renforce avec du béton et des injections de ciment. Un barrage étant installé en amont et un en aval de la zone incendiée, l'équilibrage des pressions à obtenir peut demander qu'une tuyauterie soit ménagée entre les deux pour maintenir l'aérage vers le retour d'air, surtout si des fuites persistent à travers les barrages. La pression atmosphérique doit être surveillée soigneusement. L'article contient des suggestions pratiques pour l'exécution de barrages efficaces et pour la réouverture des zones emmurées après extinction.

IND. F 64 Fiche n° 23.48!

D. PATERSON. Recovery work at Michael colliery. Reopening a sealed-off district. Travail de sauvetage au charbonnage de Michael. Réouverture d'un secteur muré. — Iron and Coal T.R., 1959, 30 janvier, p. 251/260, 3 fig.

Au charbonnage de Michael, East Fife, un incendie se déclara le 10 septembre 1953 dans un traçage d'un chantier dans la couche Dysart de 7,8 m d'ouverture avec intercalations stériles. Il était dû probablement à un échauffement de courroie transporteuse. La situation des chantiers et les méthodes d'exploitation sont décrites. Le secteur envisagé produisait 600 t par jour. L'alarme a pu être donnée à temps et les mesures de sécurité prises de manière à éviter toute perte de vie humaine. Des barrages en sacs de sable ont été établis aux endroits convenables sur 6 et 7 m d'épaisseur, complétés par des murs en maçonnerie de 50 cm en dépit de plusieurs explosions qui se sont produites en cours de travail. L'emploi d'appareils respiratoires, l'évacuation des ouvriers, l'aérage auxiliaire et toutes les dispositions usuelles ont été utilisés rationnellement. Des portes en acier ont été ajoutées aux barrages. En janvier 1954 après examen, analyses de gaz, etc, une première exploration révéla que la réouverture du secteur était prématurée. Les barrages furent rétablis et renforcés par des remplissages de déchets de laverie et des injections de ciment. En juillet 1954, les opérations de récupération du secteur purent être reprises et menées à bien. Tous les détails concernant ces travaux sont renseignés.

IND. F 713

Fiche nº 23.495

R. KEUL. Gesichtspunkte zur Gestaltung von tragbarem Grubengeleucht. Point de vue pour la conformation de l'éclairage portatif des mines. — Glückauf, 1959, 31 janvier, p. 187/191, 4 fig.

Pour le choix et le dimensionnement de l'éclairage au fond de la mine, on doit prendre en considération: 1) son influence sur la productivité (quantité, qualité) - 2) la diminution du danger d'accidents - 3) la lassitude et l'inconfort du mineur par l'éclairage. Au point de vue quantité de lumière, il faut tenir compte de ce que les surfaces du fond sont très peu réfléchissantes et, pour obtenir un éclairement équivalent, il faut une intensité d'éclairement 20 à 30 fois plus forte qu'à la surface. D'après Hiepe, pour distinguer le noir du gris à 1,50 m de distance, il faut une une intensité d'éclairement d'au moins 18 lux. L'avantage de la lampe au chapeau sur la lampe cylindrique, c'est qu'elle possède un réflecteur qui, avec un angle de 25° et moyennant des verres adéquatement dépolis, fournit un éclairement qui peut passer de 100 à 700 lux pour un flux constant de 30 lumen, ce qui est tout à fait approprié aux exigences des diverses tâches de la mine : le surveillant devant surtout bien voir à 10 m de distance, tandis que l'abatteur a besoin d'un plus grand angle d'éclairement à une distance d'un mètre environ, ce qui se réalise avec la lampe à verre fortement dépoli.

#### H. ENERGIE.

IND. H 504

Fiche nº 23.493

- R. EWERDING. Die Elektrotechnik auf der Deutsche Bergbau-Ausstellung 1958. L'électrotechnique à l'exposition minière allemande de 1958. Glückauf, 1959, 31 janvier, p. 157/185, 91 fig.
- 1) Transfos et interrupteurs H.T.: transfos antigrisouteux sans huile - interrupteurs antigrisouteux pour courants intenses à huile - de surface à huile et pauvres en huile.
- 2) Interrupteurs et automatiques à B.T.: interrupteurs antigrisouteux en bout de câble - interrupteurs de mine à isolement en céramique - démarreurs antigrisouteux - relais complexes.
- 3) Moteurs : moteurs-réducteurs tambours moteurs - moteurs cubiques - contrôle de moteur à courant continu par redresseur au silicium - foreuse

électrique à haute fréquence - pousseur électrique - commande électrique de cisailles portatives.

- 4) Contrôle des machines d'extraction: résistance liquide à niveau variable pour machines d'extraction à courant alternatif controller à haute tension.
- 5) Câbles, accessoires et contrôle: câble de haveuse câble pour le fond à isolement silicone prises de courant antigrisouteuses contrôleurs d'isolement.
- Accumulateurs : réalisations blindées et non pour le fond.
- 7) Chargeurs de batteries : redresseurs au silicium et au germanium.
- 8) Appareils de soudure : redresseurs roulants pour 300 A - dispositif de limitation du courant à vide - appareils de soudure électrique.
- 9) Electro-porteurs trieurs magnétiques vulcanisation des bandes de transporteur.
- 10) Eclairage: lampes au chapeau et self service- hatterie ceinture pour ditos lampes TL au fond.
- 11) Mesure et contrôle : analogue de ventilation (Montan Forschung) transfo de sécurité intrinsèque compteur magnétique indicateurs de niveau à distance relais à contacteurs multiples et sécurité intrinsèque à transistors.
- 12) Contrôle et signalisation à distance : appareil de contrôle intrinsèquement sûr à barrière de courant contrôles magnétiques sans contact commande à distance des circuits de berlines.
- 13) Téléphonie et télévision appareillages industriels téléphone dans la cage.

IND. H 5340

Fiche nº 23.381

C. BIHL. Le danger des défauts monophasés dans les réseaux d'électrification du fond. — Ann. des Mines de France, 1958, décembre, p. 815/838, 16 fig.

En Angleterre, les réseaux d'électrification du fond fonctionnent avec un neutre relié à la terre. Sur le continent, on prélère isoler le neutre, on to-lère donc le défaut monophasé à la terre jusqu'à ce qu'il soit possible d'y remédier sans arrêter l'extraction. La note examine le cas des réseaux triphasés en considérant d'abord le neutre parfaitement isolé, puis des cas pratiques où l'impédance de la liaison du neutre à la terre est telle qu'au point de vue sécurité, le neutre ainsi relié à la terre peut encore être assimilé au neutre isolé. L'étude prend pour critères:

La valeur du courant de défaut monophasé à la terre, qui peut provoquer un danger d'électrocution.

La valeur de la puissance dissipée dans le défaut monophasé qui caractérise le danger d'incendie.

IND. H 5341

Fiche na 23.420

W. RAUCH et E. WENZEL. Schmelzeinsätze für den Schutz elektrischer Anlagen im Bergbau unter Tage. Emploi de fusibles pour la protection des installations électriques du fond. — Siemens Zeitschrift, 1958, août, p. 528/532, 6 fig.

La nouvelle rédaction de la prescription V.D.E. 0118../56, projet 1, ainsi que la réglementation minière du 30/4/57, stipulent qu'un court-circuit entre deux phases soit coupé en 1/10 de seconde. Avec les fusibles utilisés jusqu'à présent pour la protection des moteurs, il faudrait un court-circuit de 12 à 15 fois le courant de sécurité pour faire sauter le fusible à cette vitesse. C'est pourquoi pour les travaux du fond, on utilise actuellement de nouveaux alliages qui répondent aux exigences ci-dessus.

Des oscillogrammes montrent des temps de rupture extrêmement courts avec une intensité égale à 7 fois le courant de sécurité.

IND. **H 5343** 

Fiche nº 23.421

R. DOERFLER et T. FEDERSDORF. Planung von Untertageanlagen mit besonderer Berücksichtigung des Netzschutzes. Planification des installations du fond, spécialement au point de vue protection du réseau. — Siemens Zeitschrift, 1958, août, p. 532/540, 12 fig.

La mécanisation et l'électrification croissantes du fond entraînent une expansion croissante des réseaux du fond. Dans ces grands réseaux, un fonctionnement satisfaisant n'est possible que lorsque les défauts d'isolement peuvent être localisés. L'article donne une description de l'emploi d'appareils pour la protection sélective, conformes à la réglementation de la sécurité du fond. Il traite spécialement du contrôle des pertes à la terre qui retiennent de plus en plus l'attention ces demiers temps. Alors que, dans les réseaux à haute tension, on se contente principalement de les détecter, dans la basse tension la tendance est actuellement de couper le courant en cas de mise à la masse.

IND. H 5343

Fiche nº 23.422

R. STREICH. Ein neues Ueberwachungssystem für die elektrische Energieversorgung unter Tage. Un nouveau système de contrôle pour la distribution d'énergie au fond. — Siemens Zeitschrift, 1958, août, p. 540/547, 10 fig.

La technique des transistors et de leur utilisation a rendu possible un nouveau système de surveillance de la distribution d'énergie électrique au fond. L'utilisation des circuits imprimés permet d'établir en série des équipements de contrôle pour une très grande marge d'applications et dont les éléments se remplacent aisément.

L'emploi simultané d'interrupteurs motorisés permet l'extension de la distribution automatique d'énergie, ce qui est susceptible d'accroître énormément la sécurité dans la mine. IND. H 5343

Fiche nº 23.436

K. WULSTEN. Erdschlussüberwachung in geerdeten Niederspannungsnetzen. Contrôle des pertes à la terre dans les circuits à basse tension mis à la terre. — Siemens Zeitschrift, 1958, août, p. 620/621, 4 fig.

Description d'un schéma utilisé pour détecter les pertes à la terre dans les réseaux à basse tension avec neutre à la terre (Core Balance). Les 3 phases sont bobinées sur un noyau magnétique commun: lorsqu'il n'y a pas de fuite le flux résultant est nul, une bobine témoin n'est parcourue par aucun courant. Dès qu'une fuite se produit l'équilibre est rompu et la bobine témoin est traversée par un courant monophasé suffisant pour actionner un relais, celui-ci peut être connecté pour actionner un indicateur ou pour sectionner cette partie du réseau.

IND. H 5510

Fiche no 23.418

H. GRAEMER. Elektrifizierung im Steinkohlenbergbau unter Tage. Electrification du fond dans les mines de charbon. — Siemens Zeitschrift, 1958, août, p. 512/519, 7 fig.

Dans l'étude des équipements électriques pour le fond, on doit prendre en considération le danger du grisou, l'auteur signale un certain nombre de normes respectées actuellement par les constructeurs. De nouvelles matières: silicones pour les isolements de câbles, céramiques, stéatites, matières à base de mélamines pour les pertes des isolateurs, etc... permettent d'accroître la sécurité. On utilise des carters sans huile pour les interrupteurs à haute tension et les transformateurs, de nouveaux types d'interrupteurs et d'appareils de contrôle, de nouvelles installations de protection contre les courtscircuits et les mises à la terre, les temps de rupture des appareils de sécurité sont plus réduits, les courants de démarrage des moteurs en court-circuit plus réduits. Toutes ces mesures contribuent à accroître la sécurité dans la mine.

IND. H 552

Fiche n° 23.485

F. SCHAER. Où le danger guette-t-il·le personnel dans les installations à haute tension? — Pact, 1958, décembre, p. 434/439.

La dangereuse tension en retour dans les circuits bouclés - les tensions induites par capacité ou induction dans les câbles voisins. La mise à la terre correctement faite est la protection la plus sûre pour les ouvriers travaillant sur des parties d'installation à haute tension déclenchées. Opération dans la mauvaise cellule - distraction par le travail - dialogue à pied-d'œuvre - le danger des manœuvres à répétition - l'échelle fatale - la poussière est dangereuse pour celui qui y touche - les croisements sous des lignes à haute tension - il faut être parfaitement

au courant de la commande automatique avant d'y toucher.

Conclusions: ne jamais braver le danger - penser à un geste maladroit possible - jamais un manque d'étanchéité de soupape, une échelle mal appuyée, un bref oubli ne doivent pouvoir déclencher un accident.

D'une façon générale, le danger d'accident est grave quand il peut ne dépendre que d'une bagatelle.

# I. PREPARATION ET AGGLOMERATION DES CHARBONS.

IND. I 10

Fiche nº 23.552

R. TESTUT. La préparation des minerais. l're partie. Chap. V. Concassage et broyage. — Revue de l'Industrie Minérale, numéro spécial, 1958, 15 décembre, p. 102/208, 93 fig.

Les types d'appareils sont naturellement très différents suivant la grosseur et la nature physique des produits bruts et suivant la grosseur des produits à obtenir. L'énergie dépensée est aussi très variable. La formule de Charles en permet une estimation. Les principaux types d'appareils sont : les broyeurs à mâchoires, les concasseurs giratoires, les broyeurs à cylindres, les concasseurs à cylindres dentés ou à pointes, les concasseurs à chocs, à marteaux, à cascade. Les broyeurs sont du type bocard, à meules, à cylindres ou à galets, pendulaires, à disques, à boulets, à barres, etc... Il en existe de nombreuses variétés adaptées aux emplois les plus divers. On fournit des indications permettant d'évaluer leur capacité, de déterminer leur choix, de calculer leur rendement et leur prix de revient.

IND. I 12

Fiche nº 23.513

A. KIRCHER. Die Zerkleinerung von Förderkohle und Orstbergen durch einen Zweiwalzenbrecher mit stehenden Walzen am Strebausgang. Le concassage des grosses houilles et des pierres de bosseyement par un concasseur à 2 cylindres à écart fixe, disposé à la sortie de taille. — Glückauf, 1959, 31 janvier, p. 191/193, 6 fig.

Dans une mine de la Ruhr exploitant la couche Albert de 2,20 m d'ouverture, une taille est dégagée par un convoyeur à bande déversant dans un descenseur de 1.050 mm de diamètre et 18 m de hauteur. Pour assurer la production, il fallait 2 hommes au-dessus du descenseur pour casser les trop grosses houilles ou pierres et 4 hommes pour le nettoyage de la voie. Après étude, on installa un concasseur Wedag au-dessus du descenseur : concasseur avec une mâchoire fixe et un cylindre denté (600 mm  $\varnothing$   $\times$  950 — v = 2,80 m/s) qui donna satisfaction ; il restait les débordements et blocages en galerie,

pour y remédier on installa entre le convoyeur blindé de taille et la bande de voie un concasseur à marteaux Krupp (Ø de frappe 800 mm × 1.000 mm) qui a permis de supprimer le personnel en galerie, il a toutefois 2 inconvénients : à cause de la grande vitesse de frappe (15,2 m/s) il produit beaucoup de poussières, en cas d'arrivée de grosses pierres, il peut se bloquer. Fort de l'expérience acquise, lors de l'insstallation d'un rabot dans la couche Dickebank (1,50 m d'ouverture) on a installé dans les mêmes conditions : 1 concasseur Wedag à 2 cylindres dentés horizontaux (espacement de centre à centre des dents 100 mm) débitant 8.100 t sur 6 h, au-dessus du descenseur et à la sortie de taille un autre concasseur Wedag à axes de tambours verticaux et espacement fixe de 250 mm entre les pointes de dent, chaque tambour a son moteur (15 kW) indépendant. Cette installation débite 1.800 t/poste.

IND. I 20

Fiche nº 23.551

R. TESTUT. La préparation des minerais. I re partie. Chap. IV. Classement par dimensions. — Revue de l'Industrie Minérale, numéro spécial, 1958, 15 décembre, p. 58/101, 48 fig.

Au-dessus de 0,5 ou 1 mm : criblage ou tamisage direct. En dessous de 1 ou 2 mm : séparateurs utilisant les différences de rapidité de chute des particules dans l'eau ou dans l'air. Les principaux facteurs qui influencent le criblage sont les dimensions des ouvertures, leurs formes, les dimensions relatives des ouvertures et des particules, l'angle d'attaque de celles-ci, le degré d'humidité. Les types d'appareils sont : les grilles à barreaux, tôles perforées, toiles tissées, grilles à mouvements lents, trommels, cribles à secousses, cribles vibrants. Le rendement et l'efficacité du criblage se calculent aisément et sont en général de 70 à 95 %. On en fournit un exemple d'application. Des données sont fournies également sur le calcul de la capacité des cribles, leur choix, leur entretien, leur prix de revient. La classification dans les séparateurs s'opère par des appareils hydrauliques utilisant le simple dépôt (cônes, spitzkasten, etc...) ou la circulation à contre-courant : cyclones, centrifugeurs, etc... dont on décrit les principaux systèmes. On fournit les renseignements pour le calcul de l'efficacité d'un classificateur, pour son choix, son entretien et son prix de revient.

IND. 1 31

Fiche ,n° 23.549

J. DANIEL. La préparation des minerais. 1<sup>re</sup> partie. Chap. II. Représentation des résultats d'une séparation. — Revue de l'Industrie Minérale, numéro spécial, 1958, 15 décembre, p. 32/45, 19 fig.

La représentation d'un charbon brut peut être obtenue par la courbe de lavabilité du brut en fonction de la densité ou courbe densimétrique. La courbe de lavabilité donne la proportion de plongeant

d'un charbon brut en fonction de la densité. Trois courbes de lavabilité: courbe élémentaire, courbe des légers, courbe des lourds. On définit les résultats d'une épuration par les rendements pondéraux, les courbes de lavabilité, la courbe de partage de l'appareil de séparation. L'épuration étant définie, lorsqu'on possède la courbe de lavabilité et la courbe de partage de l'appareil, on peut calculer le rendement pondéral, la teneur moyenne du lavé en cendres. Les calculs fournissent des résultats qui sont indiqués sur la courbe de Mayer. L'indice caractérisant la teneur du lavé pour laquelle le rendement organique est de 90 %, le charbon étant traité dans un appareil d'imperfection 0,20, permet de comparer par un seul chiffre l'aptitude au lavage de charbons très différents. Il varie de 3 à 25 et au-delà.

IND. I 330

Fiche nº 23.550

R. TESTUT. La préparation des minerais. I<sup>re</sup> partie. Chap. III. Etudes théorique et expérimentale du mouvement des corps solides dans un fluide. — Revue de l'Industrie Minérale, numéro spécial, 1958, 15 décembre, p. 45/57, 5 fig.

L'étude porte d'abord sur le calcul de la résistance des fluides au mouvement des corps solides, en régime laminaire, en régime turbulent et en régimes intermédiaires. On étudie ensuite le mouvement libre d'un corps sphérique dans un fluide au repos dans les différents régimes. Vitesse de chute d'une sphère sous l'action de la pesanteur, période d'accélération. Notion d'équivalence. Raison de sédimentation libre. Influence de la forme des grains. Cas de la sédimentation entravée. Cas des suspensions à caractère plastique; influence de la thixotropie (gradient de vitesse élevé) qui est importante surtout dans le fonctionnement des cyclones et appareils centrifuges.

IND. 1 342

Fiche nº 23.508

S. DE CHAWLOWSKI. Le lavage des fines par cyclone. Du laboratoire à la pratique. — Revue de l'Industrie Minérale, 1958, décembre. p. 925/936, 6 fig.

Essais de laboratoire: étude des paramètres de forme du cyclone, des qualités de différentes substances alourdissantes, précision de séparation obtenue dans différentes conditions et pour différentes granulométries. L'intérêt du cyclone étant démontré, il fallait prouver qu'un fonctionnement industriel en continu était possible et économique. Les points principaux qui ont permis le développement du lavage par cyclones sont:

- la construction en fonte de nickel-chrome de cyclones résistant à l'usure - leur durée de fonctionnement atteint 4.000 h;
- l'introduction de la grille courbe qui a permis

de réduire de façon importante la surface des cribles d'égouttage et de rinçage;

— la réduction des pertes de magnétite - la plus grosse perte provient de la magnétite restant dans les produits après rinçage - elle dépend de la quantité de 0 - 0,1 mm dans le brut.

Résultats industriels.

#### Q. ETUDES D'ENSEMBLE.

IND. Q 32

Fiche nº 23.476

C. FORSTER. The changing balance of fuel and power. Les changements d'équilibre des combustibles et de l'énergie. — Colliery Guardian, 1959, 29 janvier, p. 131/136 et 5 février, p. 166/171.

L'auteur analyse les évolutions, au cours des dix dernières années et pour le Royaume-Uni, de la consommation des différents combustibles. La comparaison entre ceux-ci est établie en équivalent de charbon. Les divers secteurs d'utilisation sont envisagés séparément. Les fluctuations de la consommation montrent naturellement une tendance générale à l'accroissement. A noter qu'en ce qui concerne les charbonnages, la tendance marque une diminution constante de la consommation intérieure en charbon, avec un accroissement de la consommation d'électricité, plus généralement prise au réseau public qu'à la centrale du charbonnage.

En électricité, les consommations ont plus que décuplé depuis 30 ans et doublé depuis 10 ans. Le facteur d'utilisation du combustible s'est amélioré de 1,604 kWh à 1,866 kWh/t. Dans l'industrie du gaz, la consommation totale a augmenté de 20 % environ depuis 10 ans. Celle de coke décroît légèrement. On a enregistré diverses fluctuations dans les demandes des différentes qualités et dans les procédés de fabrication, qualités de combustibles, etc. En charbon, si la consommation directe est en diminution, celle-ci est compensée par la consommation sous forme de combustible secondaire. Les importations en Grande-Bretagne intéressent surtout le gros charbon qui est produit en quantité insuffisante; des remèdes sont apportés à cette situation. La consommation de pétrole est en forte augmentation, équivalant à peu près à celle de l'électricité. Il est difficile, pour l'avenir, de prévoir quels changements pourront être apportés dans la production de l'énergie par l'industrie nucléaire, les procédés nouveaux de gazéification et les complications politiques des pays producteurs de pétrole.

#### R. RECHERCHES. DOCUMENTATION.

IND. R 123

Fiche nº 23.482

T. RAMSAY. Safety in mines research. SMRE report for 1957. La recherche sur la sécurité dans les mines. Rapport du SMRE pour 1957. — Iron and Coal T.R., 1959, 30 janvier, p. 273. Extrait dans: Colliery Guardian, 1959, 5 février, p. 173/174.

Le rapport mentionne une recherche sur les explosions de poussières par l'étude de la mécanique des fluides, recherches en laboratoire et en galeries. On s'efforce de créer un type d'exploseur de sécurité pour 12 mines. L'usage des détonateurs à court retard comporte certains aléas qui sont analysés et étudiés. La guestion de la pneumoconiose est l'objet de recherches qui portent sur la prise des échantillons d'air par les moyens les mieux appropriés et sur l'incidence de la nature et de la concentration des poussières sur la fréquence des cas de pneumoconiose. Procédé d'agglomération des poussières par la gélatine d'os et le carboxy-méthylcellulose de sodium (2,5 à 4 % du poids des poussières). Expériences sur la production d'étincelles de choc - perfectionnement - bouchons de mousse pour incendie. D'autres problèmes sont à l'étude, tels que la sécurité dans les transports par câbles, les appareils respiratoires, les fluides non inflammables pour étançons hydrauliques, etc...

IND. R 125

Fiche nº 19.939

OBERSTE BERGBEHOERDE. Versuche und Verbesserung im österreischischen Bergbau 1956. Erfolgreiche Fortsetzung der Methanabsaugung. Recherches et améliorations dans les mines autrichiennes en 1956: poursuite fructueuse du captage du grisou. — Montan Rundschau, 1957, décembre, p. 309/310, 1 fig., et 1958, décembre, p. 303/316, 16 fig.

Dans les mines de lignite brillant de Fohnsdorf, le captage du grisou se développe beaucoup. Par rapport à 1955, le volume capté est passé de 230.000 m³ à 2,45 millions. Il provient de 3 sources:

- a) en tailles, trous de sonde dans l'épaisseur de la couche :
- b) en galeries de chantier, trous de sonde en diagonale dans les bancs de toit ;
- c) dans les vieux travaux, trous de sonde à partir des galeries de recoupe.

Par ces divers procédés, on est arrivé à abaisser la teneur en grisou des retours d'air en dessous de 1 % et en moyenne à 0,7 %.

- I. Préparatoires : nouvelle machine roto-percutante pour trous de sonde de grand diamètre - méthode suédoise de montage avec poche de verrouillage (minerais).
- II. Abattage: utilisation d'une tarière de grand diamètre pour l'abattage du charbon exploitation

par taille dans les mines de lignite - exploitation par tranches dans dito - emploi des détonateurs à microretards - diverses méthodes d'exploitation en mines métalliques.

III. Soutènement : boulonnage du toit et des parois dans les grands espaces - boulonnage en mines métalliques - études nouvelles de soutènement en galerie chargée - procédés de projection du béton soutènement métallique protégé contre la rouille dans les mines de kaolin.

IV. Transport: développement du convoyeur blindé pas nécessairement ripable - convoyeur à double chaîne dans les pentes montantes ou descendantes à 50° - remplacement de plans inclinés par

des descenseurs - à la surface, remplacement des locos à vapeur par des Diesel - recettes mécanisées dans les mines de sel - amélioration des manœuvres d'extraction - enduit synthétique pour l'amélioration des câbles métalliques - monorail à bois pour le fond commande centrale d'aiguillage et signalisation.

V. Lutte contre les poussières : dépoussiérage et injection d'eau.

VI. Préparation : traitement des fines - cyclones et centrifugation.

VII. Divers: transport du personnel sur des bandes en série - mise à terril par scraper - améliorations des accouplements de tuyauteries - développement d'un calibre de mesure pour sondages - caoutchouc naturel et synthétique dans les mines.



# MODÈLE Pall 255 A PELLE EXCAVATRICE DE 3/4 YD3 Un plus grand rendement signifie plus de bénéfices.



Harnischfeger International Corporation Milwaukee Wisconsin (U.S.A.) Düsseldorf (Germany)

Tous les renseignements détaillés vous seront fournis très volontiers par les concessionnaires de vente en Belgique et au Congo Belge : Pour tous travaux de creusement, de levage, aucun matériel analogue ne peut rivaliser avec la P. & H. 255 A, qui détient le niveau de rendement le plus élevé.

Ces perfectionnements en sont la raison :

- Construction entièrement soudée assurant un maximum de rigidité et de résistance.

 Manœuvre de la flèche douce et rapide grâce aux commandes hydrauliques P. & H.

 Les freins P. & H. largement proportionnés assurent un freinage efficace.

Cercle de giration mobile à rouleaux, dispositif P. & H. assurant une giration rapide.

L'utilisation des meilleurs alliages d'acier et d'une maind'œuvre hautement qualifiée en plus de l'appoint du réseau « service » et pièces de rechange P. & H. assure aux propriétaires de la P. & H. 255 A, la certitude d'un rendement de leur matériel toujours profitable tout au long des années d'utilisation.



MATERMACC



### **Bibliographie**

#### ANNALES DES MINES DE FRANCE

Mai 1959

Le problème des ressources minérales des pays occidentaux doit être réétudié si on veut éviter de sérieuses difficultés dans l'avenir. Messieurs Blondel et Ventura analysent les difficultés auxquelles il faut faire face. L'importance de cette question n'avait pas échappé à André Siegfried, décédé récemment et dont l'intérêt pour les Annales des Mines est rappelé par Monsieur J.M. Jeanneney, ministre de l'Industrie et du Commerce.

Le professeur Maurice Allais a donné 4 conférences au Thomas Jefferson Center sur les Perspectives économiques de l'unification européenne. La première intitulée : « L'unité économique et l'élévation des niveaux de vie européens » est publiée dans la présente livraison.

Le développement industriel et, en général, économique de toute région exige des quantités d'eau considérables. Messieurs Laffitte et Ricour dressent l'Inventaire des ressources hydrauliques du Nord et du Pas-de-Calais avec description détaillée de la méthode qui a été appliquée dans leurs travaux.

Les formules de vente de minerai et leur représentation nomographique sont exposées par Monsieur P. Legoux dans le cas spécial du fer.

Suivent une notice sur le Scharz Hydrefaut, type de soutènement pour mécanisation partielle de la taille, la bibliographie, les chroniques habituelles.

Juin 1959.

Le transport maritime du méthane liquide est à l'ordre du jour. La France s'en préoccupe pour la valorisation des importants gisements de gaz naturel saharien. MM. Domain, et B. de Grimouar font le point des principaux problèmes techniques posés par le transport maritime du méthane liquide et évaluent le coût à prévoir.

La deuxième Conférence du Professeur Maurice Allais au Thomas Jefferson Center sur les Perspectives économiques de l'unification européenne est publiée dans ce numéro sous le litre : les conditions de fonctionnement d'un marché commun effectif et les obstacles à surmonter.

Monsieur R. Saint-Guilhem présente dans ce numéro une monographie complète, sur le plan national, des Ressources offertes par les gisements miniers de phosphates et décrit les progrès techniques importants réalisés dans le domaine des phosphates au cours des dernières années.

Le reste de la livraison comprend la chronique des métaux minerais et substances diverses, des notices bibliographiques, le tableau habituel d'indices et le compte rendu de l'activité de la Communauté européenne du charbon et de l'acier au cours du mois de mai 1050.

## Communiqué

#### PRIX LUCIEN DENOEL

Le Professeur Lucien Denoel a enseigné l'exploitation des mines à l'Université de Liège et a formé quarante générations d'ingénieurs qui exercent leur profession dans le monde entier.

En témoignage de reconnaissance, ses anciens élèves ont fondé le Prix Lucien Denoel. Il est décerné, sans distinction de diplôme ou de nationalité, à l'auteur d'un travail relatif à l'exploitation, à l'exhaure, à la ventilation des mines, à l'emploi des explosifs dans la mine ou à la préparation mécanique du charbon. Le travail doit témoigner d'un véritable esprit scientifique, comporter une part importante d'originalité et n'avoir pas fait l'objet d'une publication antérieure.

Le Prix est de 60.000 FB. Il a été accordé pour la première fois en 1957 au Dipl.-Bergingenieur P. Schulz, du Steinkohlenbergbauverein, pour son mémoire « Le dégagement de grisou du charbon causé par l'exploitation » (Revue Universelle des Mines, février 1959).

Les mémoires doivent être rédigés dans l'une des langues française, néerlandaise, allemande ou anglaise, et comporter au maximum 10.000 mots, figures comprises. Ils doivent être établis en trois exemplaires et être adressés au Jury du Prix Lucien Denoel, c/o A.I.Lg., 22, rue Forgeur ,Liège (Belgique), avant le 1er juillet 1960.

Le jury se réserve le droit de publier le mémoire primé dans une revue belge.