

P 3770



Publication de l'Institut National
des Industries Extractives et de
l'Administration des Mines

Publikatie van het Nationaal Instituut
voor de Extractiebedrijven en het
Bestuur van het Mijnwezen

**Edition - Abonnements
Publicité**

**Uitgeverij - Abonnements
Advertenties**

Direction-Rédaction
Institut National
des Industries Extractives
B-4000 Liège, rue du Chéra, 200

Directie-Redactie
Nationaal Instituut
voor de Extractiebedrijven
Tél. (041) 52 71 50

Les articles publiés dans cette revue
n'engagent que la responsabilité de
leurs auteurs et paraissent dans la
langue choisie par ces derniers

De artikels gepubliceerd in dit tijdschrift
verschijnen onder de verantwoordelijkheid
van hun auteurs en in de door hen
gekozen taal

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

Reproductie, bewerking en vertaling
toegelaten met aanhaling van het
Tijdschrift, de datum en de auteur

Imprimerie Robert Louis
B-1050 Bruxelles
Rue Borrens, 35-43
Tél. (02) 640 10 40

Drukkerij Robert Louis
B-1050 Brussel
Borrensstraat 35-43
Tel. (02) 640 10 40

SOMMAIRE
Mai-Juin 1984

INHOUD
Mei-Juni 1984

M. Medaets : Statistique sommaire de l'exploitation charbonnière, des cokeries, des fabriques d'agglomérés et aperçu du marché des combustibles solides en 1983 Beknopte statistiek van de kolenwinning, de cokes- en de agglomeratenfabrieken en overzicht van de markt van de vaste brandstoffen in 1983	175
R. De Keyser, L. Deryck, H. Hellin: La radio et la sécurité dans le tunnel Benelux à Rotterdam	199 207
C. Claes: Het laden van stenen in cirkelvormige panelensteengangen	213
G. Ecker: Het boren van blindschachten en luchtverbindingen in de zetel Waterschei	221
H. van Duyse, J.P. Moniquet, G. Ecker, J. Verbrugghe: Forage d'une communication d'aérage au siège Waterschei	235
R. Cyprès, S. Furfari, M. Marcourt: Recherches et développements de l'hydrogénopyrolyse du charbon en Belgique	245
Nouveautés techniques	249
Technisch nieuws	
Selection of Coal Abstracts	256
Book Review	
Announcements	
D/1984/0951	

1335/

Statistique sommaire de l'exploitation charbonnière, des cokeries, des fabriques d'agglomérés et aperçu du marché des combustibles solides en 1983

Beknopte statistiek van de kolenwinning, de cokes- en agglomeratenfabrieken en overzicht van de markt van de vaste brandstoffen in 1983

INTRODUCTION

Le présent travail donne, en attendant la publication d'éléments plus complets et plus détaillés dans la "Statistique économique des industries extractives et métallurgiques", un aperçu de l'activité et des résultats de l'industrie charbonnière belge, ainsi que de l'activité des cokeries et des fabriques d'agglomérés. Un quatrième chapitre traite du marché des combustibles solides au cours de l'année 1983.

L'attention du lecteur est toutefois attirée sur le fait que certaines données qui suivent ont encore un caractère provisoire.

Le Directeur général des Mines,

J. MEDAETS.

WOORD VOORAF

In afwachting dat vollediger en uitvoeriger gegevens in de "Economische Statistiek van de extractieve nijverheden en de metaalnijverheid" gepubliceerd worden, geeft deze studie een kijk op de activiteit en de uitslagen van de Belgische kolennijverheid en op de activiteit van de cokeries en de agglomeratenfabrieken. Een vierde hoofdstuk handelt over de markt van de vaste brandstoffen tijdens het jaar 1983.

De aandacht van de lezer wordt erop gevestigd dat sommige van de hierna volgende gegevens nog van voorlopige aard zijn.

De Directeur-generaal der Mijnen,

J. MEDAETS.

Annalen der Mijnen van België

Introduction

Chapitre I. L'industrie charbonnière belge

1. Production et stocks de houille
2. Le personnel
 - 2.1. Effectifs
 - 2.2. Productivité
 - 2.2.1. Rendements
 - 2.2.2. Indices
 - 2.3. Durée du travail
 - 2.4. Salaires
3. Prix des charbons
4. Résultats

Chapitre II. Les cokeries

1. Production
2. Prix

Chapitre III. Les fabriques d'agglomérés

1. Production
2. Prix

Chapitre IV. Le marché des combustibles solides

Woord vooraf

Hoofdstuk I. De Belgische kolennijverheid

1. Kolenproduktie en -voorraden
2. Personeel
 - 2.1. Personeelsbestand
 - 2.2. Produktiviteit
 - 2.2.1. Rendementen
 - 2.2.2. Indices
 - 2.3. Arbeidsduur
 - 2.4. Lonen
3. Kolenprijzen
4. Uitslagen

Hoofdstuk II. Cokesfabrieken

1. Produktie
2. Prijzen

Hoofdstuk III. Kolenagglomeratenfabrieken

1. Produktie
2. Prijzen

Hoofdstuk IV. De markt van gas- brandstoffen

CHAPITRE I

L'INDUSTRIE CHARBONNIERE BELGE

Section I. Production et stocks de houille

A la fin de 1983, la Belgique comptait 3 concessions actives de mines de houille exploitées par 8 sièges d'extraction, dont 2 à ciel ouvert.

En effet, depuis octobre 1980, une mine de houille à ciel ouvert est exploitée sur le territoire de la concession de la S.A. des Charbonnages du Centre de Jumet. Les résultats de ce charbonnage ne sont pas repris dans les tableaux de la présente statistique (à l'exception du tableau 21 - Exportations). En 1983, ce charbonnage a produit 21 242 tonnes de houille. Le nombre d'ouvriers inscrits au 31 décembre était de 51, dont 33 belges et 18 étrangers. Les stocks au 31 décembre 1983 atteignaient 27 223 tonnes.

La production des mines de houille belges, qui était en 1957 encore de 29 001 330 tonnes, est tombée en 1983 à 6 097 428 tonnes.

Le tableau 1 résume l'évolution de la production nette (1) de houille du Royaume depuis 1957.

(1) Dans cette production nette, les produits cendreux (mixtes, schlams, poussières bruts) sont comptabilisés au moment de leur production et compris dans le total tonne pour tonne.

HOOFDSTUK I

DE BELGISCHE KOLENNIJVERHEID

Afdeling I. Kolenproduktie en -voorraden

Einde 1983 waren in België 3 kolenmijnconcessies in bedrijf, die door 8 winningszetels werden ontgonnen, waaronder 2 zetels in de open lucht.

Sinds oktober 1980 wordt immers steenkool ontgonnen in een mijn in de open lucht, gelegen op het grondgebied van de concessie van de naamloze vennootschap "Charbonnages du Centre de Jumet". De uitslagen van deze steenkolenmijn, zijn in de tabellen van deze statistiek niet opgenomen (behalve in tabel 21 - Uitvoer). De produktie in 1983 bedroeg 21 242 ton en op 31 december waren er 51 arbeiders ingeschreven, nl. 33 Belgen en 18 gastarbeiders. Einde 1983 bedroeg de voorraad 27 223 ton.

De produktie van de Belgische kolenmijnen, die in 1957 nog 29 001 330 ton bedroeg, is in 1983 tot 6 097 428 ton geslonken.

In tabel 1 is het verloop van de netto- produktie (1) van kolen in België sedert 1957 weergegeven.

(1) In deze nettoproduktie worden de produkten met hoog asgehalte (mixtekolen, kolenslik, ongewassen stofkolen) aangerekend op het ogenblik van de voortbrenging en voor hun volle gewicht in het totaal begrepen.

TABLEAU 1. Evolution de la production nette de houille de 1957 à 1983

TABEL 1. Nettoproductie van kolen van 1957 tot 1983

ANNEE JAAR	Sud - Zuiden		Nord - Noorden		Royaume - Het Rijk	
	En tonnes Ton	Indice-Index 1957 = 100	En tonnes Ton	Indice-Index 1957 = 100	En tonnes Ton	Indice-Index 1957 = 100
1957	18 670 380	100	10 330 950	100	29 001 330	100
1960	13 084 320	70	9 384 990	91	22 469 310	77
1962	11 397 050	61	9 806 650	95	21 203 700	73
1964	11 164 280	60	10 140 230	98	21 304 510	73
1966	9 009 570	48	8 489 740	82	17 449 310	60
1968	6 321 851	34	8 484 297	82	14 806 148	51
1970	4 267 293	23	7 095 000	69	11 362 893	39
1972	3 176 453	17	7 323 416	71	10 499 869	36
1974	2 037 606	11	6 073 370	59	8 110 976	29
1976	1 125 716	6	6 112 022	59	7 237 738	25
1978	627 500	3	5 962 768	58	6 590 268	23
1980	375 460	2	5 948 574	58	6 324 034	22
1982	262 000	1	6 276 874	61	6 538 874	23
1983	187 500	1	5 909 928	57	6 097 428	21

Le tableau 2 donne la répartition par mois et par bassin de la production nette réalisée en 1983

In tabel 2 is de nettoproductie van 1983 per maand en per bekken ingedeeld.

TABLEAU 2. Production de houille par bassin

TABEL 2. Maandelijke steenkolenproductie per bekken

en tonnes	1983			ton
Mois	Sud - Zuiden	Nord - Noorden	Royaume - Het Rijk	Maanden
I	22 500	590 370	612 870	I
II	20 700	540 728	561 428	II
III	21 400	594 484	615 884	III
IV	17 900	469 785	487 685	IV
V	17 100	409 527	426 627	V
VI	13 500	447 355	460 855	VI
VII	2 800	282 035	284 835	VII
VIII	12 600	449 172	461 772	VIII
IX	15 900	495 426	511 326	IX
X	14 900	540 089	554 989	X
XI	14 100	601 206	615 306	XI
XII	14 100	489 751	503 851	XII
Total 1983	187 500	5 909 928	6 097 428	Totaal 1983
Pourcentage de la production du Royaume	3,1 %	96,9 %	100,0 %	Percentage van de produktie van het Rijk

La comparaison des chiffres de 1983 à ceux de 1982 (tableau 3) montre que la production du bassin du Nord a diminué de 367 000 tonnes.

Als we de cijfers van 1983 met die van 1982 vergelijken (tabel 3), zien we dat de produktie van het Noorderbekken met 367 000 t gedaald is.

Dans le Sud, la production a baissé de 75 000 tonnes.

In het Zuiden is de produktie met 75 000 ton verminderd.

Au point de vue des stocks (tableau 4), l'exercice se clôture avec une augmentation de 114 577 tonnes. En 1982, ils avaient augmenté de 257 270 tonnes.

De kolenvoorraden op de mijnen (tabel 4) zijn in de loop van 1983 met 114 577 ton toegenomen. In 1982 was er een stijging van 257 270 ton.

Les centrales électriques au charbon, qui, il y a quelques années étaient considérées comme centrales de réserve, sont de plus en plus considérées comme centrales de base.

De met kolen gestookte elektrische centrales, die enkele jaren geleden als reserve-eenheden beschouwd werden, worden hoe langer hoe meer als basiseenheden beschouwd.

Le tableau 5 montre l'évolution des stocks au cours des six dernières années, exprimés en journées de production.

In tabel 5 is het verloop van de voorraden tijdens de jongste zes jaren in produktiedagen aangeduid.

TABLEAU 3. Comparaison des productions annuelles en 1982 et 1983

TABEL 3. Vergelijking tussen de produktie van 1982 en die van 1983

1000 t

	Production de 1982 Produktie in 1982	Production de 1983 Produktie in 1983	Différence Verschil	%	
Sud	262	287	- 25	- 28,6	Zuiden
Nord	5 277	5 910	- 367	- 5,8	Noorden
Royaume	5 539	6 097	- 442	- 6,8	Het Rijk

TABLEAU 4. Evolution mensuelle des stocks de houille

TABEL 4. De steenkolenvoorraden per maand aangeduid

en tonnes

1983

ton

DATE DATUM	Sud Zuiden	Nord Noorden	Royaume Het Rijk	Mouvement mensuel Verschil per maand
1983				
1 - I	26 514	709 824	736 338	-
31 - I	28 846	741 939	870 785	+ 134 447
29 - II	32 396	933 467	965 863	+ 95 078
31 - III	39 096	1 029 555	1 068 651	+ 102 788
30 - IV	41 496	1 023 201	1 064 697	- 3 954
31 - V	44 546	953 619	998 165	- 66 532
30 - VI	44 495	944 518	989 011	- 9 154
31 - VII	43 265	790 228	833 493	- 155 518
31 - VIII	44 124	768 925	813 049	- 20 444
30 - IX	45 174	817 459	862 643	+ 49 594
31 - X	46 164	795 136	841 300	- 21 343
30 - XI	42 936	847 305	890 241	+ 48 941
31 - XII	42 696	808 219	850 915	- 39 326
Mouvement de l'année Verschil op 31 december	+ 16 182	+ 98 395	+ 114 577	

TABLEAU 5. Equivalent des stocks en journées de production au 31 décembre de 1978 à 1983

TABEL 5. De voorraden op 31 december van 1978 tot 1983 in produktiedagen uitgedrukt

jours

dagen

	1978	1979	1980	1981	1982	1983	
Sud	21,5	6,6	2,1	23,7	24,3	53,0	Zuiden
Nord	8,5	5,7	6,5	6,7	16,3	30,5	Noorden
Royaume	9,7	5,8	6,3	7,5	16,6	31,2	Het Rijk

Section II. Le personnel

2.1. Effectifs

Le tableau 6.1. donne les effectifs ouvriers au 31 décembre 1983 en répartissant les travailleurs entre Belges et étrangers.

Au niveau du Royaume, le nombre d'ouvriers inscrits au fond et à la surface a diminué de 516 unités en 1983 passant de 19 611 à 19 095. Le nombre d'ouvriers du fond atteint 15 513 en diminution de 501 unités par rapport à 1982. A la surface (3 582

Afdeling II. Personeel

2.1. Personeelsbestand

In tabel 6.1. is het werkliedenbestand op 31 december 1983 aangeduid; de arbeiders zijn verdeeld in Belgen en gastarbeiders.

Voor heel het Rijk is het aantal ingeschreven ondergrondse en bovengrondse arbeiders met 516 verminderd in 1983, nl. van 19 611 naar 19 095. Voor de ondergrond waren 15 513 arbeiders ingeschreven, d.i. 501 minder dan einde 1982. Op de boven-

inscrits), on note une diminution de 15 unités.

Dans le bassin du Sud, le nombre d'ouvriers inscrits au fond et à la surface a diminué de 139 unités, passant de 1 292 à 1 153. La diminution est de 104 unités au fond et de 35 à la surface.

Dans le bassin du Nord, le nombre d'ouvriers inscrits au fond et à la surface a diminué de 377 unités (18 319 contre 17 942 fin 1983). On note une diminution de 397 unités au fond et une augmentation de 20 unités à la surface.

TABLEAU 6.1. Personnel inscrit fin 1983

	Sud Zuiden	Nord Noorden	Royaume Het Rijk	
FOND :				ONDERGROND :
Belges	124	8 202	8 326	Belgen
Etrangers	691	6 496	7 187	Gastarbeiders
TOTAL	815	14 698	15 513	TOTAAL
SURFACE :				BOVENGROND :
Belges	249	3 096	3 345	Belgen
Etrangers	89	148	237	Gastarbeiders
TOTAL	338	3 244	3 582	TOTAAL
FOND + SURFACE :				ONDERGROND + BOVENGROND :
Belges	373	11 298	11 671	Belgen
Etrangers	780	6 644	7 424	Gastarbeiders
TOTAL	1 153	17 942	19 095	TOTAAL

grond (3 582 ingeschreven) waren er 15 minder.

In het Zuiderbekken is het aantal ingeschreven ondergrondse en bovengrondse arbeiders met 139 verminderd, nl. van 1 292 naar 1 153. Voor de ondergrond waren er 104 minder en op de bovengrond 35.

In het Noorderbekken is het aantal ingeschreven ondergrondse en bovengrondse arbeiders met 377 afgenomen in 1983 (18 319 tegen 17 942 einde 1983). Voor de ondergrond is er een daling van 397 arbeiders en voor de bovengrond een stijging van 20 arbeiders.

TABEL 6.1. Ingeschreven personeel einde 1983

Le personnel occupé dans les mines de houille est composé pour 39 % environ de travailleurs qui n'ont pas la nationalité belge.

Au niveau du Royaume, les étrangers représentent 46,3 % des ouvriers du fond. Dans le Sud, cette proportion est de 84,8 %, tandis qu'elle est de 44,2 % dans le Nord.

Par contre, dans les installations de surface, le pourcentage de Belges est plus élevé : 93,4 % au niveau du Royaume, 73,7 % dans le Sud et 95,4 % dans le Nord.

2.2. La productivité

22.1. Rendements

La productivité, facteur primordial des résultats d'exploitation des houillères, peut être analysée, en première approximation, en calculant la production de houille réalisée en moyenne par chaque ouvrier pendant un poste de travail.

Il s'agit de postes de travail réels, d'une durée de 8 heures pour les ouvriers du fond et de la surface durant toute l'année 1983 dans le bassin du Sud et d'une durée de 8 heures 15 minutes durant les cinq premiers mois de l'année 1983 et de 8 heures à partir du 1 juin 1983 pour

Ongeveer 39 % van de arbeiders die in de kolenmijnen werken zijn niet van Belgische nationaliteit.

Voor heel het Rijk zijn 46,3 % van de ondergrondse mijnwerkers gastarbeiders. In het Zuiden is dat 84,8 %, in het Noorden 44,2 %.

Bij de bovengrondse arbeiders zijn de Belgen sterker vertegenwoordigd : 93,4 % voor heel het land, 73,7 % in het Zuiden en 95,4 % in het Noorden.

2.2. Produktiviteit

22.1. Rendementen

De produktiviteit, een zeer belangrijke faktor voor de bedrijfsuitslagen van de kolenmijnen, kan men in de eerste plaats bepalen door de gemiddelde hoeveelheid kolen te berekenen die gedurende een arbeidsdienst door een arbeider voortgebracht wordt.

Het gaat hier over arbeidsdiensten van werkelijke duur, d.w.z. van 8 uren voor de ondergrondse en bovengrondse arbeiders in het Zuiderbekken gedurende heel het jaar 1983 en van 8 uren 15 minuten gedurende de eerste vijf maanden van 1983 en van 8 uren van 1 juni 1983 af voor al de

tous les ouvriers du bassin du Nord. Pour les ouvriers du fond cette durée s'entend en Belgique descente et remonte comprises. Etant donné cette différence de durée, les rendements ne sont pas directement comparables entre bassins, ni entre les mois dans le bassin du Nord.

Le tableau 6.2. donne pour les années 1982 et 1983 les rendements moyens obtenus par les ouvriers de la taille, par ceux du fond et par ceux du fond et de la surface réunis.

TABLEAU 6.2. Rendements moyens

kg/poste

	Ouvriers de la taille (y compris maîtrise et surveillance) Pijlerarbeiders (inbegrepen meester- en toezichtspersoneel)		Ouvriers du fond (y compris maîtrise et surveillance) Ondergrondse arbeiders (inbegrepen meester- en toezichtspersoneel)		Ouvriers du fond et de la surface réunis (y compris maîtrise et surveillance) Ondergrondse en bo- vengrondse arbeiders (inbegrepen meester- en toezichtspersoneel)		kg/dienst
	1982	1983	1982	1983	1982	1983	
Sud	4 511	3 742	2 073	1 675	1 272	1 009	Zuiden
Nord	11 113	10 314	2 355	2 439	1 832	1 894	Noorden

22.2. Indices

Un autre moyen de mesurer la productivité du travail est de calculer les indices de productivité, définis comme le nombre de postes de travail nécessaires pour produire 100 tonnes de houille.

Les tableaux 7.1. et 7.2. donnent, respectivement pour le bassin du Sud et pour le bassin du Nord, les indices taille, fond et surface séparément, exprimés en postes réels, dont la durée est précisée en tête de chaque tableau.

Ici encore, il s'agit de postes de travail réels, de sorte que les indices des deux bassins et des différents mois de l'année 1983 ne sont pas toujours directement comparables entre eux.

Ces tableaux montrent que l'indice moyen global s'est détérioré en 1983 dans le Sud et amélioré dans le Nord.

Au niveau du Royaume, les indices moyens, exprimés en postes de huit heures, marquent une évolution favorable.

arbeiders in het Noorden. In België is de tijd voor het afdalen en het opstijgen van de ondergrondse arbeiders in deze tijden begrepen. Wegens dat verschil in duur kunnen de rendementen niet rechtstreeks vergeleken worden in de twee bekkens, noch voor de verschillende maanden van het jaar in het Noorden.

In tabel 6.2. zijn de gemiddelde rendementen van de pijlerarbeiders, de ondergrondse arbeiders en de ondergrondse en bovengrondse arbeiders samen voor de jaren 1982 en 1983 aangeduid.

TABEL 6.2. Gemiddelde rendementen

kg/dienst

22.2. Indices

Een ander middel om de arbeidsproductiviteit te meten bestaat in het berekenen van de produktiviteitsindices, d.i. het aantal arbeidsdiensten die nodig zijn om 100 ton kolen voort te brengen.

In de tabellen 7.1. en 7.2. zijn, onderscheidenlijk voor het Zuiderbekken en voor het Noorden, de pijlers-, de ondergrondse en de bovengrondse indices aangeduid in werkelijke diensten, waarvan de duur boven iedere tabel vermeld is.

Ook hier gaat het over arbeidsdiensten van werkelijke duur, zodat de indices van de twee bekkens en van de verschillende maanden van 1983 niet altijd rechtstreeks met elkaar kunnen vergeleken worden.

Uit deze tabellen blijkt dat de gemiddelde algemene index in 1983 verslechterd is in het Zuiden, maar verbeterd in het Noorden.

Voor heel het Rijk verlopen de gemiddelde indices, in diensten van 8 uren berekend, in gunstige zin.

TABLEAU 7.1. Evolution des indices de productivité en 1983 par rapport à l'indice moyen de 1982

TABEL 7.1. Verloop van de produktiviteitsindices in 1983 in vergelijking met de gemiddelde indices van 1982

SUD - ZUIOEN
1983

Postes réels de 8 heures

Werkelijke diensten van 8 uur

MOIS MAANDEN	Ouvriers de la taille Pijlerarbeiders		Autres ouvriers du fond Andere ondergrondse arbeiders		Tous ouvriers du fond Alle ondergrondse arbeiders		Ouvriers de la surface Bovengrondse arbeiders		Tous ouvriers fond et surface Alle arbeiders onder- en bovengrond	
	(1)		(2)		(3) = (1) + (2)		(4)		(5) = (3) + (4)	
	Indices	Gain - ou perte + Winst - of verlies +	Indices	Gain - ou perte + Winst - of verlies +	Indices	Gain - ou perte + Winst - of verlies +	Indices	Gain - ou perte + Winst - of verlies +	Indices	Gain - ou perte + Winst - of verlies +
I	24,44	+ 2,51	25,34	- 0,98	49,78	+ 1,53	29,42	- 0,97	79,20	+ 0,56
II	23,24	+ 1,31	27,26	+ 0,94	50,50	+ 2,25	30,60	+ 0,21	81,10	+ 2,46
III	25,32	+ 3,38	29,68	+ 3,37	55,00	+ 6,75	33,84	+ 3,45	88,84	+ 10,20
IV	28,24	+ 6,31	29,53	+ 3,21	57,77	+ 9,52	36,41	+ 6,02	94,18	+ 15,54
V	26,20	+ 4,27	32,55	+ 6,23	58,75	+ 10,50	35,17	+ 4,78	93,92	+ 15,28
VI	23,33	+ 1,40	40,68	+ 14,36	64,01	+ 15,76	47,60	+ 17,21	111,61	+ 32,97
VII	23,86	+ 1,93	56,35	+ 30,03	80,21	+ 31,96	95,43	+ 65,04	175,64	+ 97,00
VIII	26,70	+ 4,77	37,60	+ 11,28	64,30	+ 16,05	73,79	+ 43,40	138,09	+ 59,45
IX	30,13	+ 8,20	35,62	+ 9,30	65,75	+ 17,50	43,31	+ 12,92	109,06	+ 30,42
X	29,92	+ 7,99	37,40	+ 11,08	67,32	+ 19,07	44,65	+ 14,26	111,97	+ 33,33
XI	31,84	+ 9,91	37,56	+ 11,24	69,40	+ 21,15	44,89	+ 14,50	114,29	+ 35,65
XII	27,89	+ 5,96	34,96	+ 8,64	62,85	+ 14,60	42,09	+ 11,70	104,94	+ 26,30
Moyenne annuelle 1983 Jaargemiddelde 1983	26,73	+ 4,80	32,96	+ 6,64	59,69	+ 11,44	39,40	+ 9,01	99,09	+ 20,45
Moyenne annuelle 1982 Jaargemiddelde 1982	21,93		26,32		48,25		30,39		78,64	



TABLEAU 7.2.

TABEL 7.2.

W O R D - M O O R D E N
1983

Postes réels (a)

Werkelijke diensten (a)

MOIS MAANDE	Ouvriers de la taille Pijler- arbeiders		Autres ouvriers du fond Andere onder- grondse arbeiders		Tous ouvriers fond Alle onder- grondse arbeiders		Ouvriers de la surface Bovengrondse arbeiders		Tous ouvriers fond et surface Alle arbeiders onder- en bovengrond	
	(1)		(2)		(3) = (1) + (2)		(4)		(5) = (3) + (4)	
	Indices	Gain - ou perte + Winst - of verlies +	Indices	Gain - ou perte + Winst - of verlies +	Indices	Gain - ou perte + Winst - of verlies +	Indices	Gain - ou perte + Winst - of verlies +	Indices	Gain - ou perte + Winst - of verlies +
I	9,61	- 0,18	30,03	- 2,64	39,64	- 2,82	10,99	- 1,14	50,63	- 3,96
II	9,28	- 0,52	28,81	- 3,86	38,09	- 4,37	10,54	- 1,59	48,63	- 5,96
III	9,21	- 0,58	29,33	- 3,34	38,54	- 3,92	10,77	- 1,36	49,31	- 5,28
IV	9,62	- 0,17	31,65	- 1,02	41,27	- 1,19	11,67	- 0,46	52,94	- 1,65
V	10,58	- 0,79	32,95	+ 0,29	43,54	+ 1,08	12,37	+ 0,24	55,91	+ 1,32
VI	10,06	+ 0,27	33,47	+ 0,80	43,53	+ 1,07	13,32	+ 1,19	56,85	+ 2,26
VII	9,65	- 0,14	33,22	+ 0,55	42,87	+ 0,41	14,85	+ 2,72	57,72	+ 3,13
VIII	10,10	+ 0,31	33,97	+ 1,30	44,07	+ 1,61	13,50	+ 1,37	57,57	+ 2,98
IX	10,35	+ 0,56	33,51	+ 0,84	43,86	+ 1,40	12,68	+ 0,55	56,54	+ 1,95
X	9,69	- 0,10	31,91	- 0,76	41,60	- 0,86	11,83	- 0,30	53,43	- 1,16
XI	9,22	- 0,57	29,72	- 2,95	38,94	- 3,52	10,68	- 1,45	49,62	- 4,97
XII	9,40	- 0,39	29,83	- 2,84	39,23	- 3,23	10,91	- 1,22	50,14	- 4,45
Moyenne annuelle 1983 Jaargemiddelde 1983	9,70	- 0,09	31,30	- 1,37	41,00	- 1,46	11,81	- 0,32	52,81	- 1,78
Moyenne annuelle 1982 Jaargemiddelde 1982	9,79		32,67		42,46		12,13		54,59	

a) Postes de 8 heures 15 minutes pour les cinq premiers mois de 1983.
Postes de 8 heures à partir du 1 juin 1983.

a) Voor de eerste vijf maanden van 1983, diensten van 8 uren 15 minuten.
Van 1 juni 1983 af diensten van 8 uren.

TABLEAU 7.3.

TABEL 7.3.

ROYAUME - MET RIJK

Postes réels ou convertis en postes de 8 heures

1983

Werkelijke of ongerekenede diensten van 8 uren

MOIS MAANDEN	Ouvriers de la taille Pijler- arbeiders		Autres ouvriers du fond Andere onder- grondse arbeiders		Tous ouvriers fond Alle onder- grondse arbeiders		Ouvriers de la surface Bovengrondse arbeiders		Tous ouvriers fond et surface Alle arbeiders onder- en bovengrond	
	(1)		(2)		(3) = (1) + (2)		(4)		(5) = (3) + (4)	
	Indices	Gain - ou perte + Winst - of verlies +	Indices	Gain - ou perte + Winst - of verlies +	Indices	Gain - ou perte + Winst - of verlies +	Indices	Gain - ou perte + Winst - of verlies +	Indices	Gain - ou perte + Winst - of verlies +
I	10,43	- 0,13	30,72	- 2,63	41,15	- 2,76	9,11	- 4,11	50,26	- 6,87
II	10,07	- 0,49	29,58	- 3,77	39,65	- 4,26	11,59	- 1,63	51,24	- 5,89
III	10,03	- 0,53	30,19	- 3,16	40,22	- 3,69	11,89	- 1,33	52,11	- 5,02
IV	10,58	+ 0,02	32,49	- 0,86	43,07	- 0,84	12,91	- 0,31	55,98	- 1,15
V	11,51	+ 0,95	33,89	+ 0,54	45,40	+ 1,49	13,65	+ 0,43	59,05	+ 1,92
VI	10,45	- 0,11	33,68	+ 0,33	44,13	+ 0,22	14,33	+ 1,11	58,46	+ 1,33
VII	9,80	- 0,76	33,43	+ 0,08	43,23	- 0,68	15,65	+ 2,43	58,88	+ 1,75
VIII	10,56	-	34,06	+ 0,71	44,62	+ 0,71	14,49	+ 1,27	59,11	+ 1,98
IX	10,97	+ 0,41	33,57	+ 0,22	44,54	+ 0,63	13,62	+ 0,40	58,16	+ 1,03
X	10,24	- 0,32	32,05	- 1,30	42,29	- 1,62	12,71	- 0,51	55,00	- 2,13
XI	9,74	- 0,82	29,89	- 3,46	39,63	- 4,28	11,47	- 1,75	51,10	- 6,03
XII	9,92	- 0,64	29,97	- 3,38	39,84	- 4,02	11,78	- 1,44	51,67	- 5,46
Moyenne annuelle 1983 Jaargemiddelde 1983	10,34	- 0,22	31,75	- 1,60	42,09	- 1,82	12,80	- 0,42	54,89	- 2,24
Moyenne annuelle 1982 Jaargemiddelde 1982	10,56		33,35		43,91		13,22		57,13	

2.3. Durée du travail

Depuis le 1er janvier 1976 la durée du poste de travail était fixée à 8 heures dans le Sud et à 8 heures 15 minutes dans le Nord.

A partir du 1er juin 1983 cette durée est de 8 heures pour tous les ouvriers, dans le Nord comme dans le Sud.

La semaine de cinq jours avec samedi chômé est appliquée partout depuis juillet 1968.

La convention qui en détermine les modalités d'application fixe le nombre de journées de travail offertes à chaque ouvrier pendant les jours normalement ouverts par période fixe de 52 semaines à 230 dans le bassin du Nord et à 218 dans le bassin du Sud (convention du 19 janvier 1968). Cette convention est toujours en vigueur. Dans un siège déterminé, un jour est dit "ouvré" lorsque l'effectif normal des ouvriers du fond a été appelé au travail, et qu'il a effectivement travaillé, quelle que soit l'extraction réalisée.

Au cas où une fraction de n % de l'effectif inscrit du fond est convoquée (un poste de travail par exemple), on considère qu'il s'agit d'une fraction de n % de jour ouvré.

2.3. Arbeidsduur

Sinds 1 januari 1976 was de duur van een arbeidsdienst vastgesteld op 8 uren in het Zuiden en op 8 uren 15 minuten in het Noorden.

Sinds 1 juni 1983 is dat 8 uren voor alle arbeiders, zowel in het Noorden als in het Zuiden.

Sinds juli 1968 wordt de vijfdaagse week, met de zaterdag als rustdag, overal toegepast.

De overeenkomst die de toepassingsmodaliteiten van deze regeling bepaalt, heeft het aantal dagen waarop een arbeider op de gewerkte dagen normaal kan werken op 230 per vaste periode van 52 weken vastgesteld in het Noorden en op 218 in het Zuiden (overeenkomst van 19 januari 1968). Deze overeenkomst is nog steeds van toepassing. In een bepaalde zetel noemt men een "gewerkte dag" iedere dag waarop het normale aantal voor de ondergrond ingeschreven arbeiders verzocht was te werken en daadwerkelijk gewerkt heeft, om het even hoeveel kolen opgehaald zijn.

Was slechts n % van het ondergronds personeel opgeroepen (één dienst b.v.), dan wordt die dag als n % van een gewerkte dag beschouwd.

Les jours où un effectif restreint d'ouvriers d'entretien est seul appelé au travail ne sont pas considérés comme jours ouvrés.

Le nombre moyen de jours de présence effective des ouvriers du fond a évolué comme suit au cours des dernières années (tableau 8).

TABLEAU 8. Jours de présence

Année Jaar	Jours de présence par an Aanwezigheidsdagen per jaar	Année Jaar	Jours de présence par an Aanwezigheidsdagen per jaar
1957	233,0	1970	174,8
1960	191,0	1972	183,4
1962	201,2	1974	177,1
1964	200,5	1976	174,5
1966	191,2	1978	171,7
1968	191,0	1980	177,0
		1982	181,9
		1983	167,1

Ce nombre moyen est de 169,78 dans le Nord et de 126,32 dans le Sud.

Le lecteur trouvera plus de détails à ce sujet dans les "Aspects techniques de l'Industrie charbonnière belge en 1983", étude qui sera publiée ultérieurement.

TABLEAU 9. Nombre de jours ouvrés et production moyenne en tonnes par jour ouvré

1983

MOIS MAAND	Sud		Nord		Royaume	
	Jours ouvrés Gewerkte dagen	Prod. Journ. Dag. Prod.	Jours ouvrés Gewerkte dagen	Prod. Journ. Dag. Prod.	Jours ouvrés Gewerkte dagen	Prod. Journ. Dag. Prod.
	Zuiden		Noorden		Het Rijk	
1983 I	20,00	1 125	20,00	29 519	20,00	30 644
II	20,00	1 035	17,89	30 259	17,99	31 208
III	23,00	930	20,00	29 724	20,17	30 534
IV	20,00	895	17,00	27 634	17,19	28 403
V	19,00	900	16,00	25 595	16,17	26 495
VI	20,00	675	19,00	23 545	19,06	24 179
VII	6,00	467	14,87	18 966	14,37	19 822
VIII	22,00	573	21,00	21 389	21,06	21 926
IX	22,00	723	19,86	24 946	19,98	25 592
X	21,00	710	20,00	27 004	20,05	27 714
XI	20,00	705	20,52	29 298	20,49	30 030
XII	20,00	705	17,00	28 809	17,16	29 362
Total - Totaal						
Moyenne de l'année * Jaargemiddelde *	233,00	805	223,14	26 485	223,69	27 258

(*) Pour un bassin considéré, la production moyenne par jour ouvré est le quotient de la production annuelle totale de ce bassin par le nombre de jours ouvrés de ce bassin.

Il convient de noter ici qu'au Nord, l'interruption collective du travail pour congés payés était limitée à une semaine; les autres congés octroyés à chaque ouvrier étaient répartis sur une longue période sans que l'extraction soit interrompue.

Cette circonstance explique que le nombre de jours ouvrés dans ce bassin soit notablement supérieur en juillet au nombre correspondant pour le Sud (14,87 contre 6,00), comme l'indique le tableau 9.

Dagen waarop enkel een beperkt aantal onderhoudswerklieden verzocht waren te werken, worden niet als gewerkte dagen beschouwd.

Het gemiddeld aantal dagen waarop de ondergrondse mijnwerkers daadwerkelijk aanwezig waren is tijdens de jongste jaren als volgt verlopen (tabel 8).

TABEL 8. Aanwezigheidsdagen

In het Noorden was dat 169,78 dagen en in het Zuiden 126,32 dagen.

Meer bijzonderheden hierover zullen later in de "Technische kenmerken van de Belgische kolenontginning in 1983" gepubliceerd worden.

TABEL 9. Aantal gewerkte dagen en gemiddelde produktie in ton per gewerkte dag

(*) Voor een bepaald bekken bekoemt men de gemiddelde produktie per gewerkte dag door de totale jaarproduktie van het bekken door het aantal gewerkte dagen van het bekken te delen.

Hierbij dient aangestipt, dat in het Noorden het werk slechts één week stilgelegd werd voor de vakantie. De overige verlofdagen die aan iedere arbeider worden toegestaan, werden over een lange periode gespreid, zonder dat de kolenwinning stilgelegd werd.

Dit verklaart waarom het aantal gewerkte dagen in juli in het Noorden veel hoger ligt dan in het Zuiden (14,87 tegen 6,00), zoals uit tabel 9 blijkt.

Dans le Sud, la durée de l'interruption collective du travail à l'époque des congés payés est de trois ou de quatre semaines, les jours de la quatrième semaine de congé étant parfois pris individuellement pendant les jours ouvrés.

En 1983 et pour la première fois depuis 1967, des jours de chômage (18 jours) pour manque de débouchés ont été instaurés dans le bassin du Nord.

2.4. Salaires

Les chiffres de salaires qui sont fournis ci-après tiennent uniquement compte 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. Le salaire journalier moyen brut a été obtenu en divisant le montant total des salaires bruts gagnés pour prestations normales par le nombre total de postes d'une durée réelle de 8 h ou 8 h 15 selon le régime de travail en vigueur dans le bassin considéré.

Le tableau 10 donne en détail, pour les deux bassins mineiers belges, les salaires journaliers moyens bruts des ouvriers à veine, des ouvriers du fond en général et des ouvriers de la surface, ainsi que de l'ensemble des ouvriers du fond et de la surface.

On observera qu'en application de la convention du 30 décembre 1970, liant les salaires à l'indice des prix à la consommation, le salaire journalier normal moyen brut toutes catégories a subi en 1983 une augmentation nominale de 4,2 % toutes catégories réunies et pour le Royaume.

TABLEAU 10. Salaires journaliers moyens bruts

en F		1983			F
Bassins	Ouvriers à veine	Ouvriers du fond (ouv. à veine compris)	Ouvriers de la surface	Ouvriers de toutes catégories (fond et surface)	
Bekkens	Kolenhouwers	Ondergrondse arbeiders (houwers inbegrepen)	Bovengrondse arbeiders	Alle categorieën arbeiders (onder- en bovengrond)	
Sud - Zuiden	-	3 300,98	2 235,54	2 909,33	
Nord - Noorden	3 211,95	2 815,39	2 289,19	2 699,41	
Royaume - Het Rijk	-	2 836,72	2 284,56	2 710,66	

Le tableau 11 donne pour chaque région le salaire brut par tonne nette extraite.

TABLEAU 11. Salaires bruts par tonne nette extraite

en F					F
Bassins	Salaires bruts par tonne nette extraite Brutolonen per netto gewonnen ton		Augmentation par rapport à 1982		Bekkens
	1982	1983	Verschil ten opzichte van 1982		
Sud	2 043,75	2 669,26	+ 625,51	+ 30,6 %	Zuiden
Nord	1 367,98	1 387,16	+ 19,18	+ 1,4 %	Noorden
Royaume	1 395,06	1 426,59	+ 31,53	+ 2,2 %	Het Rijk

In het Zuiden wordt het werk drie of vier weken stilgelegd ten tijde van de vakantie; de verlofdagen van de vierde week worden soms op gewerkte dagen genomen.

Voor het eerst sinds 1967 werden in 1983 in het Noorden weer werkloosheidsdagen (18 dagen) ingelegd wegens gebrek aan afzet.

2.4. Lonen

De hieronder aangeduide lonen houden alleen rekening met het loon verdiend met werkelijk verrichte en normale prestaties, met uitsluiting van elke bezoldiging voor overuren, zondagwerk of prestaties op feestdagen. Het gemiddelde brutodagloon is verkregen door het totaal bedrag van de brutolonen verdiend met normale prestaties te delen door het totaal aantal diensten met een werkelijke duur van 8 uren of 8 uren 15 minuten, naargelang van de arbeidsregeling die in het beschouwde bekken van kracht is.

In tabel 10 zijn de gemiddelde brutolonen per dag van de houters, de ondergrondse, de bovengrondse, en de ondergrondse en bovengrondse arbeiders samen voor elk van de twee Belgische mijnbekkens aangeduid.

Men ziet dat het gemiddeld normaal brutoloon per dag een nominale stijging meemaakt heeft van 4,2 % voor alle categorieën arbeiders samen in heel het Rijk, dank zij de overeenkomst van 30 december 1970 betreffende de koppeling van de lonen aan het indexcijfer van de consumptieprijzen.

TABEL 10. Gemiddelde brutolonen per dag

In tabel 11 is voor iedere streek het brutoloon per netto gewonnen ton aangeduid.

TABEL 11. Brutolonen per netto gewonnen ton

Le tableau 12 permet de suivre l'évolution de ce salaire brut par tonne nette extraite de 1957 à 1983.

On y constatera que le salaire brut moyen par tonne extraite est monté en 1983 à 1 426,59 F, soit 362 % de son niveau de 1957.

TABLEAU 12. Salaires bruts par tonne nette extraite de 1957 à 1983

	Sud - Zuiden		Nord - Noorden		Royaume - Het Rijk	
	Salaires bruts Brutolonen	Indice Index	Salaires bruts Brutolonen	Indice Index	Salaires bruts Brutolonen	Indice Index
1957	446,37	100	300,80	100	394,51	100
1960	360,93	81	273,97	91	324,62	82
1962	366,67	82	283,82	94	328,35	83
1964	421,01	94	323,30	107	374,45	95
1966	432,45	97	337,84	112	387,47	98
1968	446,43	100	325,90	108	377,36	96
1970	534,00	120	344,79	118	422,15	107
1972	704,50	158	466,22	155	538,50	136
1974	991,53	222	682,21	227	759,92	193
1976	1 469,16	329	834,40	311	1 017,58	258
1978	1 707,17	382	1 046,52	348	1 109,42	281
1980	1 876,46	420	1 227,21	408	1 265,76	321
1982	2 043,75	453	1 367,98	455	1 395,06	354
1983	2 669,26	598	1 387,16	461	1 426,59	362

Aan de hand van tabel 12 kan het verloop van dat brutoloon per netto gewonnen ton van 1957 tot 1983 gevolgd worden.

Men ziet dat het gemiddeld brutoloon per gewonnen ton toegenomen is en nu 1 426,59 F per ton bedraagt, d.i. 362 % van het bedrag van 1957.

TABEL 12. Verloop van de brutolonen per netto gewonnen ton van 1957 tot 1983

Section III. Prix des charbons

En 1983 deux nouveaux barèmes des prix de vente, l'un pour les gras A, les gras B et les flambants, l'autre, pour les anthracites, ont été publiés et soumis à l'approbation de la Commission des Communautés européennes en application de l'article 60, alinéa 2, du Traité de Paris.

Avant 1979, les barèmes des prix de vente pour l'ensemble des charbonnages belges étaient publiés par le Comptoir belge des Charbons (Cobechar); depuis la suppression de cet organisme au cours de l'année 1979, chaque charbonnage publie son propre barème.

Les prix de quelques qualités caractéristiques sont reproduits au tableau 13, tels qu'ils résultent du barème n° 10 en vigueur depuis le 1er janvier 1983 pour les gras A et B et les flambants, et du barème n° 13, en vigueur depuis le 1er octobre 1983 pour les anthracites.

Section IV. Résultats

Le tableau 14 donne les résultats provisoires d'exploitation des mines de houille en 1983.

L'amélioration des résultats d'exploitation intervenue en 1982 dans le bassin du Nord ne s'est pas poursuivi en 1983.

La valeur nette globale des charbons extraits en Belgique, s'est élevée à 20 400 566 420 F, soit 3 345,77 F par tonne.

Afdeling III. Kolenprijzen

In 1983 zijn twee nieuwe prijzenschalen, nl. één voor vetkolen A, vetkolen B en vlamkolen en één voor anthraciet verschenen en bij toepassing van artikel 60, tweede lid, van het Verdrag van Parijs voor goedkeuring aan de Commissie van de Europese Gemeenschappen voorgelegd.

Voorheen werden de prijzenschalen voor alle steenkolenmijnen samen bekendgemaakt door het Belgisch Kolenbureau; daar deze dienst in de loop van 1979 opgeheven werd, publiceren de steenkolenmijnen nu ieder afzonderlijk hun eigen prijzenschaal.

De prijzen van enkele typische kwaliteiten zijn in tabel 13 aangeduid. Het zijn de prijzen van de prijzenschaal nr. 10 voor vetkolen A en B en vlamkolen, die sinds 1 januari 1983 van kracht is, en van de prijzenschaal nr. 13 voor anthraciet, die sinds 1 oktober 1983 toegepast wordt.

Afdeling IV. Uitslagen

In tabel 14 zijn de voorlopige bedrijfsuitslagen van de kolenmijnen in 1983 aangeduid.

De verbetering van de bedrijfsuitslagen in 1982 in het Noorden heeft zich in 1983 niet kunnen doorzetten.

De totale nettowaarde van de in België gewonnen kolen bedroeg 20 400 566 420 F, dit is 3 345,77 F per ton.

TABLEAU 13. Prix des charbons

TABEL 13. Kolenprijzen

Sortes Soorten	Teneurs-Gehalte		Gras B	Gras A	Flambants	Maigres et anthracites b	Anthracites Hainaut
	cendres as	eau water	Vetk. B	Vetk. A	Vlaankolen	Magerk. en antraciet b	Antrac. Henegouwen
Fines lavées Gewassen fijnkolen	10 (1)	7	3 724 3 742	3 850	3 500	-	3 340
5/10	4-8	4-8	3 975 4 025	-	-	-	-
8/12	6	6	-	-	-	-	5 650
10/20	4-8	4-8	4 025	4 025	-	-	-
12/22	4-6	5	-	-	-	-	7 400
20/30	4-8 4-6	4-8 5	4 025 -	4 025 -	-	-	- 7 600
30/50	4-8 4-6	4-8 5	4 025 -	- -	- -	-	- 7 100

(1) 7 pour les gras A et B du Nord.

(1) 7 voor vetkolen A en B uit het Noorden.

Cette valeur de la production tient compte de :

- 1) la valeur réelle des ventes;
- 2) la valeur selon barème des cessions aux activités connexes et aux usines de l'entreprise;
- 3) la valeur selon barème des consommations propres;
- 4) la valeur selon barème du charbon gratuit enlevé;
- 5) l'abattement sur mise au stock;
- 6) la différence entre la valeur d'écoulement des charbons repris au stock et leur valeur de mise au stock;
- 7) la différence de prix sur exportation et les rabais d'alignement.

Ces chiffres ne tiennent pas compte de la valeur des schistes valorisés.

En 1982, d'après les mêmes données provisoires, la valeur moyenne correspondante avait été de 3 120,06 F/t; on a donc enregistré d'une année à l'autre, une augmentation de la valeur moyenne à la tonne des charbons extraits : 225,71 F/t.

En comparant cette valeur de la production, affectée du résultat des schistes, aux dépenses totales de l'année, immobilisations comprises, il est possible de dégager le résultat d'exploitation qui se traduit par une perte de 1 289,83 F/t pour l'ensemble des mines du pays, contre 1 121,80 F/t et 1 764,34 F/t en 1982 et 1981 respectivement.

Les résultats d'exploitation, toujours déficitaires, se traduisent pour l'ensemble par une perte égale à 38,5 % de la va-

Deze waarde van de produktie is berekend op :

- 1) de werkelijke waarde van de verkochte kolen;
- 2) de waarde volgens het barema, van de aan nevenbedrijven en fabrieken van de onderneming afgestane kolen;
- 3) de waarde volgens het barema, van de zelf verbruikte kolen;
- 4) de waarde volgens het barema, van de kosteloos afgehaalde kolen;
- 5) de waardevermindering bij het vormen van voorraden;
- 6) het verschil tussen de afzetwaarde van de kolen genomen van de voorraden en hun waarde bij het vormen van de voorraden;
- 7) het verschil in prijs voor uitgevoerde kolen en de gelijkstellingskortingen.

Deze cijfers houden geen rekening met de waarde van de gevaloriseerde kolenschist.

In 1982 bedroeg de overeenkomstige gemiddelde waarde volgens dezelfde voorlopige gegevens 3 120,06 F/t; de gemiddelde waarde per ton van de gewonnen kolen is dus met 225,71 F/t gestegen.

Wanneer men de waarde van de produktie, verhoogd of verlaagd met het resultaat van de kolenschist, met de totale uitgaven van het jaar vergelijkt, de vastleggingsuitgaven inbegrepen, bekomt men de bedrijfsuitslag, die voor alle mijnen samen neerkomt op een verlies van 1 289,83 F/ton, tegenover 1 121,80 F/t in 1982 en 1 764,34 F/t in 1981.

De bedrijfsuitslagen, die negatief zijn, komen alles samen genomen neer op een verlies van 38,5 % van de waarde van

leur de la production. Ils ne sont supportables que dans la mesure où ils sont compensés par des subsides d'exploitation de l'Etat (7 431 085 992 F en 1983, soit 1 218,72 F/t).

de produktie. Ze kunnen alleen gedragen worden in zoverre ze door rijkstoelagen gedekt worden (7 431 085 992 F in 1983 of 1 218,72 F/t).

TABLEAU 14. Résultats provisoires de l'exploitation des mines de houille en 1983

TABEL 14. Voorlopige uitslagen van de ontginning van steenkolenmijnen in 1983

		Sud Zuiden	Nord Noorden	Royaume Het Rijk		
Nombre de mines		1	1	2		Aantal mijnen
Production nette	t	1 475 500	909 928	6 097 428	t	Nettoproduktie
Valeur de vente de cette production	F F/t	70 757 400 3 788,71	13 580 020 1 522,66	20 400 566 420 3 345,77	F F/t	Verkoopwaarde van deze produktie
Résultat des schistes	F F/t	- -	+ 699 712 + 33,28	+ 196 699 712 + 32,26	F F/t	Résultat kolenschist
Dépenses d'exploitation	F F/t	2 517 373 500 2 882,65	27 903 376 475,35	27 966 405 876 4 586,59	F F/t	Bedrijfsuitgaven
Dépenses d'immobilisation	F F/t	- -	495 562 698 83,84	495 562 698 81,27	F F/t	Investeringensuitgaven
Résultats d'exploitation	F F/t	- 812 515 100 - 4 332,95	- 7 052 086 342 - 1 193,26	- 7 864 702 442 - 1 289,83	F F/t	Bedrijfsuitslagen
Comptes de résultats (1)	F F/t	748 044 500 3 989,57	6 683 041 492 1 130,82	7 431 085 992 1 218,72	F F/t	Uitslagrekeningen (1)
Résultat final (2)	F F/t	- 64 571 600 - 344,38	- 369 044 850 - 62,44	- 433 616 450 - 71,11	F F/t	Einduitslag (2)

(1) Subsides de l'Etat admis pour le calcul de la redevance proportionnelle aux propriétaires de surface et subsides d'exploitation.

(2) Pour apprécier la portée réelle de ce "résultat final", le lecteur est prié de se reporter au texte.

(1) Rijkstoelagen, die voor het berekenen van het evenredig mijnrecht voor de grondeigenaars in aanmerking genomen worden en exploitatietoelagen.

(2) Om de juiste betekenis van deze "einduitslag" te beoordelen, wordt de lezer verzocht de tekst te raadplegen.

Il convient de préciser toutefois que ce résultat d'exploitation ne correspond pas nécessairement au solde des 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 relatifs à 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.) ainsi que les amortissements, les revenus et les charges financiers, et d'autres éléments considérés comme étrangers à l'exploitation de la houillère proprement dite.

Pour obtenir le résultat final des houillères, il y a lieu d'ajouter au résultat d'exploitation les "comptes de résultat", à savoir les subsides reçus de l'Etat.

Ainsi, on arrive à une perte de 344,38 F/t dans le Sud et de 62,44 F/t dans le Nord.

Hierbij dient evenwel aangestipt dat deze bedrijfsuitslag niet noodzakelijk overeenstemt met het saldo van de balansen van de ondernemingen, aangezien de vastleggingsuitgaven in de balans over verscheidene jaren afgeschreven worden en de uitslagen van de nevenbedrijven, die doorgaans winstgevend zijn, het verlies van de eigenlijke mijn milderden. De administratieve raming van de bedrijfsuitslag geschiedt volgens de regelen die in de wetten en koninklijke besluiten betreffende het vaststellen van het door de concessionaris aan de grondeigenaar verschuldigde evenredige mijnrecht bepaald zijn. Volgens die voorschriften wordt de bedrijfsuitslag berekend zonder dat de nevenbedrijven (elektrische centrales, brikettenfabrieken, detailverkoop, enz.) of de afschrijvingen, de financiële inkomsten en lasten en andere posten die geacht worden niet tot de ontginning van de eigenlijke mijn te behoren, in aanmerking worden genomen.

Om de einduitslag van de mijnen te bekomen, dient men bij de bedrijfsuitslag de "uitslagrekeningen" te voegen, met name de rijkstoelagen.

Aldus blijkt er een verlies van 344,38 F/t te zijn in het Zuiden en van 62,44 F/t in het Noorden.

TABLEAU 14.BIS
RESULTATS PROVISOIRES CORRIGES

TABEL 14.BIS
VERBETERDE VOORLOPIGE UITSLAGEN

1983

F/t

	Résultat final suivant tableau 14 Eindsuitslag volgens tabel 14 (1)	Subsides complémentaires Bijkomende toelagen voor				Autres charges Andere lasten			Résultat final corrigé	
		d'amortissement afschrijvingen (2)	pour charges financières financiële lasten (3)	divers allerlei (4)	total subs. complémentaires totaal bijk. toelagen (5)	Résultats * financiers Financiële uitslagen * (6)	Amortissements Afschrijvingen (7)	Total charges Totaal andere lasten (8)	(9) = (1)+(5)+(8)	
Sud	- 344,38	-	-	-	-	+ 18,33	- 20,10	- 1,77	- 346,15	Zuiden
Nord	- 62,44	-	+ 20,41	- 32,59	- 12,18	- 20,41	- 48,50	- 68,91	- 131,35	Noorden
Royaume	- 71,11	-	+ 19,79	- 31,59	- 11,80	- 19,22	- 47,62	- 66,84	- 149,75	Het Rijk

* Charges financières - revenus financiers.

* Financiële lasten - financiële inkomsten.

Encore convient-il de noter que le résultat final obtenu de la sorte a souvent une apparence plus favorable que le résultat social réel, car des dépenses telles que les charges financières ne sont pas prises en considération, non plus qu'aucun amortissement, alors que les subsides de l'Etat comprennent parfois des subventions pour charges financières.

Le tableau 14.bis montre l'incidence de ces corrections complémentaires sur le résultat réel des houillères, compte tenu des bénéfices éventuels tirés des activités connexes.

Hierbij dient te worden aangestipt dat de aldus verkregen einduitslag dikwijls beter lijkt dan de werkelijke uitslag van de maatschappij, omdat uitgaven zoals de financiële lasten niet in aanmerking genomen worden, evenmin als de afschrijvingen trouwens, hoewel de rijkstoelagen soms toelagen voor financiële lasten bevatten.

In tabel 14.bis is de weerslag van deze bijkomende verbeteringen op de werkelijke uitslag van de kolenmijnen aangeduid, eventuele winsten uit nevenbedrijven en andere activiteiten terzijde gelaten.

CHAPITRE II LES COKERIES

1. Production

Le tableau 15 donne les productions mensuelles et annuelles de coke en 1983 et, à titre de comparaison, les productions de quelques années antérieures.

Pour l'ensemble du Royaume, la production de coke a été de 5 105 675 tonnes, soit une diminution de 111 017 tonnes par rapport à 1982 (5 216 692 tonnes). La diminution a été de 2,1 %.

Depuis le 1er avril 1976, subsiste une seule cokerie indépendante.

2. Prix

Les cokeries, comme les charbonnages, sont tenues de publier les prix de vente de leurs produits, en vertu du Traité de Paris instituant la Communauté européenne du Charbon et de l'Acier.

Ces prix barémiques, qui avaient peu varié de 1959 à 1968, n'ont cessé d'augmenter rapidement depuis. Le prix moyen du gros coke métallurgique était de 5 450 F/tonne environ en 1983.

Les cokeries sidérurgiques, productrices de 2,0 % du tonnage global, ont livré en 1983, 89 % de leur coke aux entreprises sidérurgiques dans lesquelles elles sont intégrées.

HOOFDSTUK II COKESFABRIEKEN

1. Produktie

In tabel 15 is de cokesproduktie van 1983 per maand en voor heel het jaar aangeduid. Ter vergelijking is ook de jaarproduktie van de jongste jaren erin vermeld.

Voor heel het Rijk bedroeg de cokesproduktie 5 105 675 ton, d.i. 111 017 ton minder dan in 1982 (5 216 692 ton). Dit is een daling van 2,1 %.

Sinds 1 april 1976 is er maar één zelfstandige cokesfabriek meer.

2. Prijzen

Juist zoals de kolenmijnen, zijn de cokesfabrieken krachtens het Verdrag van Parijs tot oprichting van de Europese Gemeenschap voor Kolen en Staal verplicht hun prijzen openbaar te maken.

Van 1959 tot 1968 zijn deze schaalprijzen over 't algemeen weinig veranderd, maar nadien zijn ze voortdurend gestegen. De gemiddelde prijs van de hoogovencokes was in 1983 ongeveer 5 450 F/ton.

De cokesfabrieken van staalondernemingen, die 2,0 % van de totale produktie voortbrengen, hebben in 1983, 89 % van hun cokes geleverd aan de staalbedrijven waaraan zij verbonden zijn.

TABLEAU 15. Production de coke

TABEL 15. Produktie van cokes

Mois de 1983 Maanden van 1983	Production (t) Produktie (t)
I	407 768
II	377 965
III	425 155
IV	427 693
V	440 008
VI	442 230
VII	426 017
VIII	407 399
IX	386 560
X	441 917
XI	454 245
XII	468 718
Années - Jaren	
1983	5 105 675
1982	5 216 692
1980	6 047 504
1978	5 747 192
1976	6 216 054
1974	8 050 411
1972	7 239 202
1970	7 119 210
1968	7 243 086
1966	6 961 188
1964	7 397 625

CHAPITRE III LES FABRIQUES D'AGGLOMERES

1. Production

Les productions mensuelles et annuelle d'agglomérés de houille en 1983 sont inscrites au tableau 16, avec rappel des chiffres de quelques années antérieures.

La production d'agglomérés, étroitement adaptée à la demande, est en régression constante depuis 1964. En 1983, on constate une diminution de 4 571 tonnes, soit - 9,2 %.

2. Prix

En 1983, le prix de vente des boulets ordinaires de 20 grammes, avec une teneur de base en cendres de 6 à 9 %, s'est maintenu à 4 800 francs la tonne.

HOOFDSTUK III KOLENAGGLOMERATENFABRIEKEN

1. Produktie

In tabel 16 is de produktie van kolenagglomeraten voor iedere maand van 1983 en voor heel het jaar aangeduid. Ter vergelijking is ook de jaarproduktie van de jongste jaren vermeld.

De produktie van agglomeraten, die nauw aan de vraag aangepast wordt, is sedert 1964 voortdurend verminderd. In 1983 is de produktie met 4 571 ton gedaald, d.i. - 9,2 %.

2. Prijzen

De prijs van gewone eierkolen van 20 gram met een basis-asgehalte van 5 tot 9 %, is 4 800 frank per ton gebleven in 1983.

TABLEAU 16. Production d'agglomérés

TABEL 16. Produktie van kolenagglomeraten

Mois de 1983 Maanden van 1983	Production (t) Produktie (t)
I	5 525
II	5 830
III	3 835
IV	2 945
V	2 680
VI	2 830
VII	-
VIII	2 120
IX	4 150
X	4 000
XI	5 100
XII	6 250
Années - Jaren	
1983	45 265
1982	49 836
1980	81 597
1978	124 496
1976	165 930
1974	416 783
1972	495 979
1970	756 420
1968	820 841
1966	983 744
1964	1 416 875

CHAPITRE IV

LE MARCHÉ DES COMBUSTIBLES SOLIDES

Les combustibles solides, c'est-à-dire le charbon, les agglomérés de houille et le coke, font également l'objet d'importations, soit en provenance des autres pays producteurs de la CECA, soit en provenance des pays tiers, de même que le lignite.

Par rapport à 1982, les importations de charbon ont diminué (- 31,0 %). Les importations de coke ont également diminué (- 18,1 %).

Les importations d'agglomérés de houille ont diminué de 7,1 %.

Le tableau 17 met en évidence l'évolution du marché charbonnier belge en 1982 et 1983.

Le tableau 18 donne le détail des fournitures aux différents secteurs de consommation du marché intérieur. Le tableau mentionne aussi les livraisons de briquettes de lignite importées.

Par rapport à l'année 1982, le marché intérieur belge a diminué ses achats de charbon de 2 990 000 tonnes.

HOOFDSTUK IV

DE MARKT VAN VASTE BRANDSTOFFEN

De vaste brandstoffen, dat zijn steenkolen, kolenagglomeraten en cokes, worden ook ingevoerd, hetzij uit de overige landen van de EGKS, hetzij uit derde landen, net als bruinkolen.

In vergelijking met 1982 is de invoer van kolen afgenomen (- 31,0 %). De invoer van cokes is eveneens gedaald (- 18,1 %).

Voor de kolenagglomeraten is de invoer met 7,1 % gedaald.

Tabel 17 geeft een overzicht van de Belgische kolenmarkt in de jaren 1982 en 1983.

In tabel 18 zijn de leveringen aan de verschillende verbruikssectoren van de Belgische markt aangeduid. Ook de leveringen van ingevoerde bruinkoolbriketten zijn in deze tabel vermeld.

In vergelijking met 1982 heeft de Belgische markt 2 990 000 ton kolen minder gekocht.

TABLEAU 17. Aspect du marché charbonnier belge en 1982 et 1983

TABEL 17. Overzicht van de Belgische kolenmarkt in 1982 en 1983

1000 t

	1982			1983			
	Charbon Kolen	Agglomérés Agglomeraten	Cokes Cokes	Charbon Kolen	Agglomérés Agglomeraten	Cokes Cokes	
1. Production	6 539	50	5 217	6 097	45	5 106	1. Produktie
2. Importations	10 484	85	536	7 510	79	444	2. Invoer
3. Stocks au 1er janvier							3. Voorraden op 1 januari
- producteurs	206 (2)	-	138	736 (2)	-	174	- producenten
- importateurs	25	-	1	65	-	3	- importeurs
4. Soldes des échanges	+ 2	-	-	-	-	-	4. Saldo van de uitwisselingen
5. Disponibilités	17 256	135	5 892	14 408	124	5 727	5. Beschikbaar
6. Consomm. propre des prod. et fournitures au personnel	359	-	9	402	1	12	6. Door de producenten zelf gebruikt en geleverd aan person.
7. Fournit. à l'intérieur	15 423	122	5 228	12 433	114	4 989	7. Leveringen in België
8. Exportations							8. Uitvoer
- produits belges	585 (1)	13	472	385 (1)	10	605	- Belgische produkten
- produits importés	88	-	6	231	-	6	- ingevoerde produkten
9. Stocks au 31 décembre							9. Voorraden op 31 december
- producteurs	736 (2)	-	174	851 (2)	-	114	- producenten
- importateurs	65	-	3	106	-	1	- importeurs

(1) Les exportations de charbonnage à ciel ouvert et des charbonnages formés non comprises.

(2) Y compris les stocks détenus par les établissements connexes.

(1) De uitvoer van de openluchtsteenkolenmijn en van de gesloten mijnen niet inbegrepen.

(2) Inbegrepen de voorraden bij de nevenbedrijven.

TABLEAU 18. Fournitures au marché intérieur

TABEL 18. Leveringen op de binnenlandse markt

1983

1000 t

Secteurs de consommation	Charbon Kolen	Agglomérés Agglomeraten	Cokes Cokes	Lignites Bruinkool	Verbruikssectoren
Cokeries	6 067	-	4	-	Cokesfabrieken
Fabriques d'agglomérés	35	-	-	-	Agglomeratenfabrieken
Centrales électriques	4 738	-	-	-	Elektrische centrales
Transports	1	-	1	-	Vervoer
Sidérurgie	34	-	4 747	-	IJzer- en staalnijverheid
Industries diverses	437	-	213	98	Diverse nijverheidstakken
Foyers domest. et artisanat	1 121	114	24	-	Huisbrand en kleinbedrijf
Total	12 433	114	4 989	98	Totaal

Dans ce total interviennent :

les cokeries pour -1 488 000 t
 les centrales électriques pour -1 370 000 t
 le secteur domestique et artisanal pour - 77 000 t
 la sidérurgie pour + 4 000 t
 les industries diverses pour - 58 000 t
 les fabriques d'agglomérés pour - 1 000 t

Dit cijfer wordt als volgt onder de verschillende sectoren verdeeld :

- 19,7 % Cokesfabrieken
 - 22,4 % Elektrische centrales
 - 6,4 % Huisbrand en kleinbedrijf
 + 13,3 % IJzer- en staalnijverheid
 - 11,7 % Diverse nijverheidstakken
 - 2,8 % Agglomeratenfabrieken

Les tableaux 19, 20, 21 et 22 donnent respectivement les détails des importations et des exportations belges par pays d'origine et de destination. Les renseignements figurant dans ces tableaux ont été établis au moyen des données fournies par les producteurs et par les importateurs belges.

In de tabellen 19, 20, 21 en 22 zijn de in België ingevoerde en de uitgevoerde hoeveelheden ingedeeld naar het land van herkomst of van bestemming. Deze inlichtingen steunen op de aangiften van de producenten en de Belgische importeurs.

Le tableau 19 a été établi suivant une répartition par groupe, pratiquée par l'Office Statistique des Communautés Européennes.

Le tableau 21 a été établi suivant une répartition par catégorie, fixé par l'arrêté royal du 2 juin 1982.

La comparaison du commerce extérieur des charbons de 1982 avec celui de 1983 met en lumière :

- Une baisse des importations (- 2 974 571 t, soit 28,4 %).

Ce mouvement affecte les importations communautaires et les importations en provenance de pays tiers dans les proportions respectives de + 27,6 % et - 41,1 %. Les importations d'autres combustibles solides (agglomérés, cokes, briquettes de lignite) ont subi des diminutions de l'ordre de 11,1 % en passant de 779 565 t en 1982 à 691 046 t en 1983.

- Une diminution des exportations de charbons (- 217 153 t soit 35,8 %).

Les exportations de cokes ont augmenté de 133 176 t par rapport à 1982 (+ 28,2 %) et les exportations d'agglomérés ont diminué de 3 280 t.

In tabel 19 zijn de steenkolen in groepen ingedeeld die overeenstemmen met de indeling die door het Bureau voor Statistiek van de Europese Gemeenschappen wordt toegepast.

In tabel 21 zijn de steenkolen ingedeeld in categorieën volgens het koninklijk besluit van 2 juni 1982.

Als wij de buitenlandse handel in kolen van 1982 met die van 1983 vergelijken zien wij :

- Dat de invoer afgenomen is (- 2 974 571 ton of 28,4 %).

De invoer uit EGKS-landen is met 27,6 % toegenomen die uit derde landen met 41,1 % afgenomen. De invoer van andere vaste brandstoffen (agglomeraten, cokes, bruinkoolbriquettes) is met nagenoeg 11,3 % afgenomen, namelijk van 779 565 t in 1982 naar 691 046 t in 1983.

- Dat de uitvoer van Belgische kolen gedaald is (- 217 153 t of 35,8 %).

De uitvoer van cokes is met 133 176 ton gestegen (+ 28,2 %) en die van de agglomeraten met 3 280 ton gedaald.

TABLEAU 19.
Importations belges de charbons

1983

TABEL 19.
Invoer van steenkolen in België

Origines	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	Herkomst
Allemagne Occidentale	848 452	43 084	199 398	40 576	928 148	122 660	-	2 182 310	West-Duitsland
France	23 994	-	-	-	-	1 302	-	25 297	Frankrijk
Royaume-Uni	35 006	-	6 995	100 660	2 315	8 636	-	153 665	Verenigd Koninkrijk
Pays-Bas	34	2 494	2 468	59 450	34 793	13 165	-	112 403	Nederland
Pays de la CECA	907 486	45 578	208 861	200 686	965 249	145 815	-	2 473 675	EGKS-landen
USA	-	-	-	361 362	1 931 676	12 528	-	2 305 567	USA
URSS	79 096	-	-	-	115 290	-	-	194 386	USSR
Pologne	-	-	-	-	194 035	11 442	-	205 477	Polen
Afrique du Sud	61 884	7 572	-	89 269	1 737 051	-	-	1 895 776	Zuid-Afrika
Australie	-	-	-	-	346 846	-	-	346 846	Australië
Canada	-	-	-	-	-	4 316	-	4 316	Canada
Divers	-	-	-	-	-	4 427	-	4 427	Allerlei
Pays Tiers	220 310	7 572		450 631	4 324 898	32 713		5 036 125	Oerde landen
Ensemble 1983	1 127 796	53 150	208 861	651 317	5 290 147	178 528	-	7 509 800	Samen 1983
1982	1 470 394	82 700	237 583	1 236 750	7 107 927	348 976	41	10 484 371	1982
1981	1 451 386	67 350	500 769	920 535	6 726 188	384 477	-	10 050 705	1981
1980	1 701 221	114 288	536 574	1 121 517	6 210 678	454 548	-	10 138 826	1980
Mouvement des stocks chez les importateurs	- 35 545	-	-	+ 65 884	+ 9 932	+ 1 154		+ 41 425	Beweging van de voorraden bij de invoerders
Écoulement									Afzet
1. Marché intérieur	1 061 218	51 719	202 862	569 651	5 194 180	157 703		7 237 333	1. Binnenlandse markt
2. Réexportation	102 123	1 431	5 909	15 782	86 035	19 671		231 042	2. Wederuitvoer

TABLEAU 20.
Importations belges de cokes, d'agglomérés
et de lignite

1983

Origines	Agglomérés de houille Steenkolenagglomeraten	Coke de four et semi-coke de houille Ovencokes en steenkolenhalfcokes			Lignite Bruinkool	Briquettes de lignite Bruinkool- briketten	Coke de lignite Bruinkool- cokes	Herkomst
		Coke métallurgique et de fonderie Metaal- en gietscokes	Autres cokes Andere cokes	Total Totaal				
Allemagne Occidentale	68 726	5 136	52 877	58 013	97 489	46 077	-	West-Duitsland
France	10 708	10 032	66 892	76 924	-	-	-	Frankrijk
Pays-Bas	-	178 099	41 682	219 781	-	-	-	Nederland
Royaume-Uni	-	-	793	793	-	-	-	Vereinigd Koninkrijk
Pays de la CECA	79 434	193 267	162 244	355 511	97 489	46 077	-	EGS-landen
Pays tiers	-	-	88 163	88 163	851	23 521	-	Derde landen
Ensemble 1983	79 434	193 267	250 407	443 674	98 340	69 598	-	Samen 1983
1982	85 101	245 157	291 080	536 237	93 622	64 604	5 961	1982
1981	91 505	883 996	251 880	1 135 876	111 566	54 193	6 976	1981
1980	92 495	1 016 134	244 379	1 260 513	94 528	46 739	6 133	1980
Mouvement des stocks chez les importateurs	-	-	- 1 387	- 1 387	-	-	-	Beweging van de voorraden bij de invoerders
Ecoulement								Afzet
1. Marché intérieur	79 069	193 267	245 602	438 869	98 340	69 598	-	1. Binnenlandse markt
2. Réexportation	365	-	6 192	6 192	-	-	-	2. Wederuitvoer

TABEL 20.
Invoer van cokes, agglomeraten en bruinkolen
in België

TABLEAU 21.
Exportations belges de charbons

1983

TABEL 21.
Uitvoer van steenkolen uit België

Destination	CHARBONS BELGES - BELGISCHE KOLEN							houille importée	Total	Bestemming
	Anthracite Antraciet	Anthracite B et maigres Antraciet B en magerkool	½ gras ½ vetkool	Flambants Vlamkolen	Gras A Vetkool A	Gras B Vetkool B	Total	Ingevoerde kolen	Totaal	
Allemagne Occidentale	-	-	-	59 842	10 117	132 068	202 027	156 005	358 032	West-Duitsland
France	1 063	4 086	-	4 021	77	59 074	68 321	48 179	116 500	Frankrijk
Italie	-	-	-	-	-	160	160	-	160	Italië
Luxembourg	-	-	-	-	-	26	26	722	748	Luxemburg
Pays-Bas	-	-	-	839	-	3 341	4 180	13 384	17 564	Nederland
Royaume-Uni	-	-	-	-	-	-	-	12 666	12 666	Verenigd Koninkrijk
Pays de la CECA	1 063	4 086	-	64 702	10 194	194 669	274 714	230 956	505 670	EGKS-landen
Pays tiers	217	-	-	2 663	84	111 414	114 378	85	114 463	Derde landen
Ensemble 1983	1 280	4 086	-	67 365	10 278	306 083	389 092	231 041	620 133	Samen 1983
1982	2 264	15 436	-	89 319	17 651	481 575	606 245	88 343	694 588	1982
1981	6 446	11 958	-	18 272	70 897	592 218	699 791	87 228	787 019	1981
1980	3 376	10 391	-	-	9 596	417 198	440 561	39 078	479 639	1980

TABLEAU 22.
Exportations belges de cokes et agglomérés

TABEL 22.
Uitvoer van cokes en agglomeraten uit België

1983

Destination	Agglomérés de houille Steenkolenagglomeraten			Coke de four et semi-coke de houille Ovencokes en steenkolenhalfcokes					Bestemming
	Briquettes	Boulets	Total	Coke de four belge Belgische ovencokes			Cokes de four et semi-cokes de houille importés Ingevoerde ovencokes en steenkolenhalfcokes	Total	
				Coke métallurgique et de fonderie	Autres cokes	Total			
	Briketten	Eierkolen	Totaal	Metaal- en gietcokes	Andere cokes	Totaal	Totaal		
Allemagne Occidentale	-	3	3	73 094	15 063	88 157	6 192	94 349	West-Duitsland
France	96	8 179	8 275	185 468	2 107	187 575	-	187 575	Frankrijk
Luxembourg	-	-	-	108 151	7 615	115 766	-	115 766	Luxemburg
Pays-Bas	11	-	11	13 045	7 279	20 324	-	20 324	Nederland
Royaume-Uni	-	-	-	7 385	194	7 579	-	7 579	Verenigd Koninkrijk
Danemark	-	-	-	2 131	-	2 131	-	2 131	Denemarken
Irlande	-	-	-	1 582	-	1 582	-	1 582	Ierland
Italie	-	-	-	447	-	447	-	447	Italië
Grèce	-	-	-	845	155	1 000	-	1 000	Griekenland
Pays de la CECA	107	8 182	8 289	392 148	32 413	424 561	6 192	430 753	EGKS-landen
Pays tiers	1 060	362	1 422	178 718	1 727	180 445	-	180 445	Derde landen
Ensemble 1983	1 167	8 544	9 711*	570 866	34 140	605 006	6 192	611 198	Samen 1983
1982	1 309	11 317	12 626	429 388	42 442	471 830	6 334	478 164	1982
1981	2 163	13 312	15 475	751 221	69 911	821 132	921	822 053	1981
1980	2 819	20 381	23 200	681 339	84 121	765 460	2 259	767 719	1980

* dont agglomérés de houille importés : 365 tonnes

* waarvan 365 t ingevoerde steenkolenagglomeraten

La radio et la sécurité dans le tunnel Benelux à Rotterdam

Raphaël De KEYSER*, Louis DERYCK**, Henri HELLIN***

RESUME

Cet article décrit le système de radiocommunication installé dans le tunnel Benelux à Rotterdam. Ce système est destiné à assurer la continuité des liaisons radio dans le tunnel, à savoir la réception des canaux FM et les communications bilatérales des services de secours.

ZUSAMMENFASSUNG

Das Funkverkehrssystem installiert im Rotterdamer Benelux-Tunnel wird in diesem Beitrag beschrieben. Dieses System wurde zum versichern der Stetigkeit der Funkverbindungen im Tunnel entworfen : der Empfang der FM-Kanäle und die bilaterale Verbindungen der Hilfsdiensten.

1. INTRODUCTION

L'accroissement du trafic dans les pays développés aggrave, depuis quelques années, la fréquence et l'importance des embouteillages, ainsi que les accidents qui en résultent. Diverses aides électroniques à la circulation ont été développées. La radio, par les conseils et les informations qu'elle apporte aux automobilistes, est un de ces moyens. Cependant, chacun peut observer que les ondes radio se propagent difficilement dans les tunnels. Or les tunnels constituent souvent des points d'encombrement.

La retransmission de la radio dans le Benelux-tunnel s'intègre dans un programme plus vaste d'aides électroniques à la circulation, programme dénommé EUCO COST 30 (Coopération Européenne dans le domaine de la Recherche Scientifique et Technique) et auquel ont participé la Belgique, les

SAMENVATTING

Dit artikel beschrijft het radioverbindingssysteem geïnstalleerd in de Beneluxtunnel te Rotterdam. Dit systeem is bestemd om de continuïteit van de radioverbindingen in de tunnel te verzekeren, namelijk de ontvangst van de FM-kanalen en de bilaterale verbindingen van de hulpdiensten.

SUMMARY

This contribution describes the radiocommunications system placed in the Rotterdam Benelux tunnel. This system is designed to ensure continuity of the radio contacts in the tunnel, i.e. the reception of the FM channels and the bilateral communications of the emergency services.

Pays-Bas, la Finlande, la République Fédérale allemande, l'Italie, la Suède, la Suisse, le Royaume-Uni et la Yougoslavie.

Le problème de la propagation des ondes radio dans les tunnels a reçu de nombreuses solutions théoriques, la plupart satisfaisantes, mais les applications pratiques de ces études ne se sont développées qu'au cours des années récentes. Le problème se résout généralement en utilisant une ligne de transmission placée dans le tunnel et isolée des parois. Cette ligne servant de guide aux ondes électromagnétiques doit être placée sur toute la longueur du tunnel.

Cependant, dans le cas du tunnel Benelux, le Rijkswaterstaat, maître d'oeuvre de l'ouvrage, a exigé que les communications soient maintenues même en cas d'incendie; or, en de semblables circonstances, la ligne de transmission fond rapidement et les communications sont interrompues précisément lorsqu'elles sont indispensables.

* Ingénieurs industriels à l'Institut National des Industries Extractives, rue du Chéra 200, B-4000 Liège

** Docteur en Sciences, Chef de Travaux à l'Université de Liège

Tenant compte de ces exigences, nous avons imaginé une solution qui, tout en exploitant les modes de propagation naturels de la galerie, met la ligne de transmission à l'abri, permettant ainsi de maintenir les liaisons radio dans le tunnel en cas d'incendie.

2. DESCRIPTION DU PROJET

2.1. BUT DE LA REALISATION

Celle-ci a pour but la réémission dans le tunnel des ondes radiophoniques en modulation de fréquence diffusées par les émetteurs principaux.

L'installation doit en outre permettre la communication bilatérale entre les différents véhicules des services de secours et leur poste émetteur de base à diverses fréquences de la gamme VHF, ces véhicules circulant dans le tunnel.

L'installation comprend plusieurs antennes, situées à l'extérieur de l'ouvrage d'art, et des câbles rayonnants à l'intérieur du tunnel.

2.2. DESCRIPTION DU TUNNEL

Le complexe du tunnel Benelux se situe entre Pernis et Vlaardingen sous la vieille Meuse. Le tunnel est composé de deux parties, est et ouest. Un tunnel de service sépare les deux tunnels routiers. Le tunnel Benelux a une longueur souterraine de 795 m. Les rampes d'accès (à ciel ouvert) atteignent respectivement 270 m côté nord et 234 m côté sud. Le bâtiment de contrôle logeant l'appareillage électronique se trouve côté sud.

La figure 1 présente une coupe longitudinale d'une partie du tunnel. La figure 2 est une coupe transversale de ce tunnel.

2.3. NIVEAUX REQUIS POUR LE CHAMP ELECTRO-MAGNETIQUE

Le système doit assurer la liaison sur toute la longueur du tunnel avec les véhicules équipés d'une radio.

Dans ce but, le niveau du champ électrique, mesuré dans le tunnel via l'antenne d'un véhicule parcourant toutes les bandes de circulation à vitesse constante, doit être supérieur à une valeur prescrite sur 95 % du parcours. Les 5 % restants ne peuvent présenter de zones continues de longueur supérieure à 10 m.

Si le champ électrique d'une station en surface est inférieur à la valeur prescrite, c'est ce champ en surface qu'il faut assurer dans le tunnel. La valeur prescrite est de 130 $\mu\text{V}/\text{m}$ pour les émetteurs des services de secours et de 500 $\mu\text{V}/\text{m}$ pour les émissions radio en modulation de fréquence. En outre, l'intermodulation entre deux canaux réémis doit être meilleure que 20 dB.

3. SOLUTION DU PROBLEME POSE

3.1. MODES DE PROPAGATION

Lorsqu'un câble coaxial rayonnant est installé dans un tunnel, il permet la propagation de deux modes électromagnétiques transverses et ce à toutes les fréquences [1].

Le premier, appelé "mode coaxial", est faiblement atténué et son énergie est essentiellement confinée à l'intérieur du câble. Le second, appelé "mode monofilaire", est fortement atténué. Son énergie se propage essentiellement entre le conducteur extérieur du coaxial et la paroi du tunnel.

En outre, si la fréquence de l'onde

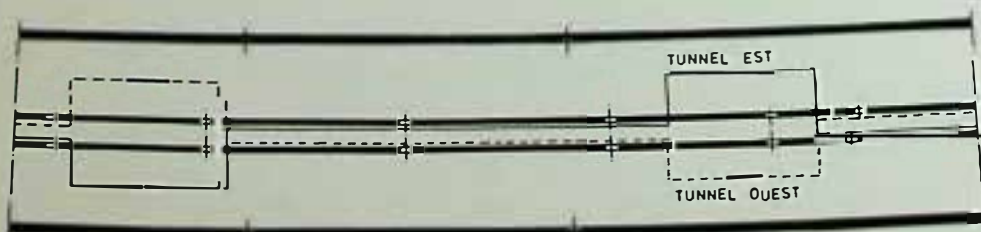


Fig. 1 : Coupe longitudinale d'une partie du tunnel

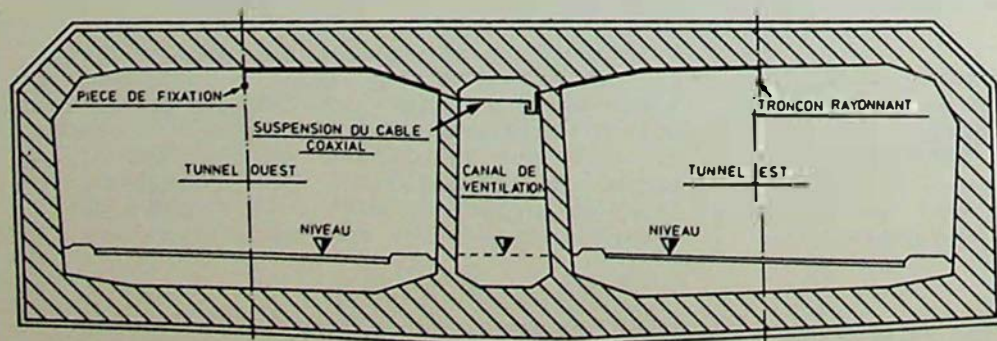


Fig. 2 : Coupe transversale du tunnel

est supérieure à la fréquence de coupure du tunnel, des modes naturels de propagation peuvent également se manifester [2].

Des échanges d'énergie entre ces modes de propagation sont nécessaires afin d'assurer à la fois la propagation de l'onde et le couplage entre la ligne et les émetteurs récepteurs placés dans le tunnel. Ces échanges d'énergie peuvent se faire de façon continue ou discontinue [3].

Dans le cas décrit, l'utilisation du mode monofilaire est exclue car ce mode exige la présence du câble sur toute la longueur du tunnel.

Comme les fréquences utilisées sont toutes supérieures à la fréquence de coupure du tunnel, nous avons décidé de tirer parti des modes naturels qui se propagent dans le tunnel en l'absence de ligne guide d'onde [4].

Rappelons que la fréquence de coupure de ces modes vaut pour un tunnel de section rectangulaire :

$$f_{mn} = \frac{c}{\lambda_{mn}}$$

avec $\lambda_{mn} = \frac{2\sqrt{ab}}{\sqrt{2\frac{b}{a} + n^2\frac{a}{b}}}$

où "c" est la vitesse de la lumière, " λ_{mn} " la longueur d'onde de coupure, "a" et "b" la largeur et la hauteur du tunnel, "m" et "n" sont des nombres entiers. Nous avons mesuré l'atténuation de ces modes, ou plus précisément du mode dominant dans le tunnel Benelux, aux fréquences de 100 MHz et de 170 MHz. Cette atténuation atteint 22 dB/100 m à 100 MHz et 30 dB/100 m à 170 MHz.

Ces modes ayant une atténuation élevée doivent être régénérés par un système adéquat. L'adoption d'un câble coaxial rayonnant sur toute sa longueur est exclue car, dans ce cas, la présence du câble est nécessaire sur toute la longueur du tunnel, sous peine de gaspiller inutilement l'énergie transportée et l'on ne peut garantir les communications en cas d'incendie.

Nous avons précédemment montré [5] que l'on pouvait optimiser les échanges d'énergie entre modes de propagation en utilisant un câble coaxial non rayonnant dans lequel sont insérés périodiquement des tronçons rayonnants de longueur optimale.

Cette longueur optimale est donnée par la relation suivante :

$$L = \frac{\lambda_0}{[2(\epsilon^{1/2}-1)]}$$

où λ_0 est la longueur d'onde dans le vide et ϵ la constante diélectrique du câble.

Ces tronçons rayonnants ont une bande passante, à 3 dB, de $f_0/2$ à $3f_0/2$ si $f_0 = \frac{c}{\lambda_0}$.

En utilisant une telle ligne, seul le tronçon rayonnant doit se trouver dans le tunnel routier, le reste du câble, soit 80 % de sa longueur totale, peut être mis à l'abri dans le tunnel de service.

Il en résulte qu'un incendie ne peut interrompre la liaison radio que s'il survient à l'endroit d'un tronçon rayonnant (fig.1). En outre, au lieu d'utiliser un câble pour chacun des tunnels, nous avons fait passer les deux câbles alternativement d'un tunnel à l'autre; ainsi, même en cas d'incendie dans un des tunnels à hauteur d'un tronçon rayonnant, la communication peut être maintenue dans les deux tunnels, la moitié au moins des tronçons rayonnants restant actifs. Le niveau moyen du champ dans le tunnel sera évidemment plus faible, mais restera bien au-dessus du seuil de sensibilité des récepteurs.

3.2. DESCRIPTION DU SYSTEME

Le système adopté comprend des antennes de réception, des réémetteurs et une ligne guide d'ondes. La nature de la ligne guide d'ondes et l'atténuation des divers modes de propagation déterminent le niveau de sortie des réémetteurs. Le seuil de sensibilité de ces réémetteurs conditionne la nature de l'antenne utilisée.

Le schéma-bloc de l'ensemble est représenté sur la figure 3. La figure 4 montre l'ensemble des appareillages électroniques.

3.2.1. Antenne

L'antenne est composée de trois parties différentes :

- . pour les fréquences modulées, une antenne du type "GEMA 4 KR" à dipôle croisé;
- . pour les fréquences 171,270 et 171,450 MHz (des services de secours), une antenne discône à large bande, type "7177 de JAYBEAM", impédance : 50 ohms, puissance maximale admissible : 250 Watts, gamme de fréquence : 100 - 470 MHz, polarisation : verticale;
- . pour la fréquence 171,350 MHz, l'émetteur étant plus éloigné, nous avons dû utiliser une antenne directive de type yagi à quatre éléments. Son impédance est de 50 ohms, sa puissance maximale admissible de 150 Watts.

Ces antennes sont montées sur un mât au-dessus du bâtiment sud.

3.2.2. Câble guide d'onde

Nous avons utilisé le câble coaxial 7221 de la Câblerie d'Eupen, qui présente les caractéristiques suivantes :

- conducteur intérieur : \emptyset 5,2 mm,
- nature du diélectrique : polyéthylène cellulaire,
- diamètre du diélectrique : 22 mm,
- diamètre sur conducteur extérieur annelé : 25 mm,
- diamètre sur gaine extérieure : 28 mm,
- poids théorique par km : 689 kg,
- nature de la gaine extérieure : polyéthylène,
- impédance caractéristique : 75 ohms + 2 ohms,
- vitesse de propagation relative : 82 %,
- capacité : 54 pF/m,
- atténuation nominale à 20 °C en dB/100 m :

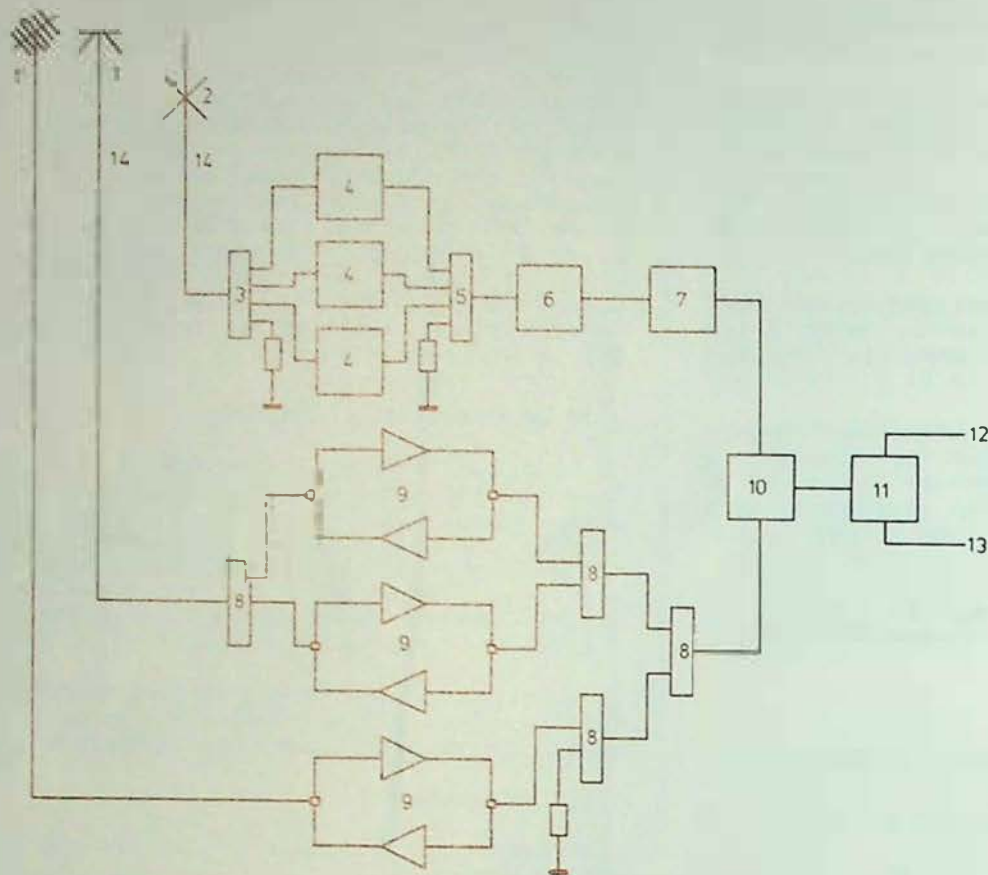
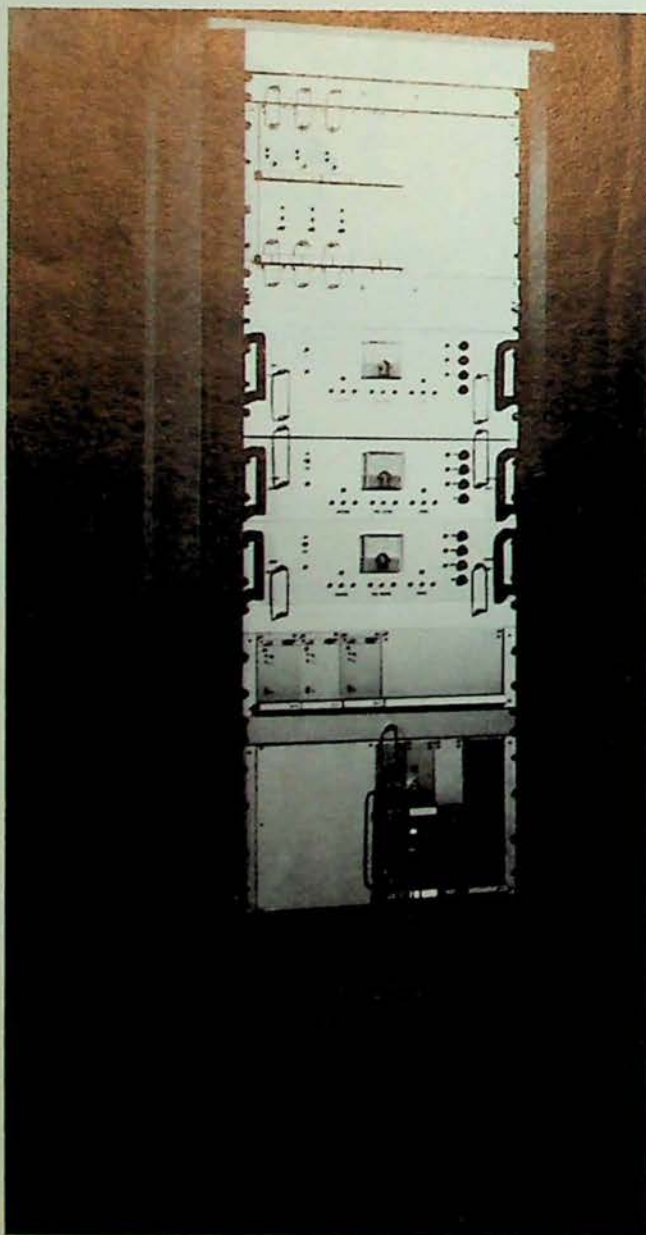


Fig. 3 : Schéma-bloc de l'ensemble

- 1 et 1' : antennes VHF
- 2 : antenne FM
- 3 : diviseur de puissance FM
- 4 : canal-FM
- 5 : combineur
- 6 : préamplificateur
- 7 : amplificateur de puissance
- 8 : diviseur-combineur
- 9 : relais VHF
- 10 : filtre
- 11 : diviseur
- 12 : vers tunnel est
- 13 : vers tunnel ouest
- 14 : câble coaxial 5121



5 MHz	: 0,26
40 MHz	: 0,80
200 MHz	: 1,95
300 MHz	: 2,50

Le câble coaxial rayonnant est fabriqué à partir de ce câble 7221 (câblerie d'Eupen), raboté de façon à pratiquer des ouvertures permettant les échanges d'énergie entre modes de propagation (fig. 5).

Ce câble est fixé dans les tunnels ouest et est à l'aide de suspensions en nylon (fig. 6).

Le câble 1, pour le tunnel ouest (fig. 1), démarre dans le tunnel de service. A l'endroit du tronçon rayonnant le câble passe du tunnel de service au tunnel ouest. Après une quinzaine de mètres, il regagne le tunnel de service. Quarante-vingts mètres plus loin, il passe dans le tunnel est sur une quinzaine de mètres, puis entre à nouveau dans le tunnel de service et ainsi de suite. Le câble 2 démarre au même endroit que le câble 1 dans le tunnel de service puis, à l'endroit du tronçon rayonnant, il passe du tunnel de service au tunnel est et, après une quinzaine de mètres, il rentre dans le tunnel de service pour pénétrer à nouveau dans le tunnel routier 80 mètres plus loin.

Les tronçons rayonnants sont insérés dans le câble coaxial (non rayonnant) à l'aide de deux raccords type BC 7/8 CU SP RIN ST.

La distance entre les tronçons rayonnants varie entre 90 mètres au début du tunnel et 60 mètres à la fin de celui-ci.

Fig. 4 : Ensemble des appareillages électroniques

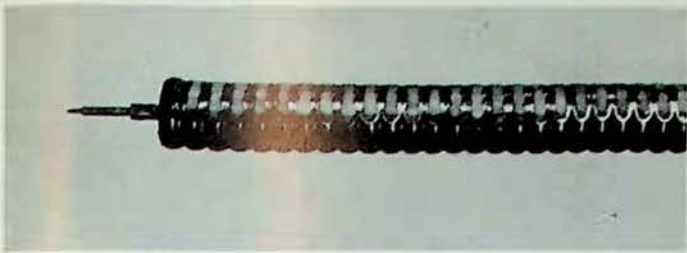


Fig. 5 : Câble rayonnant utilisé comme tronçon rayonnant

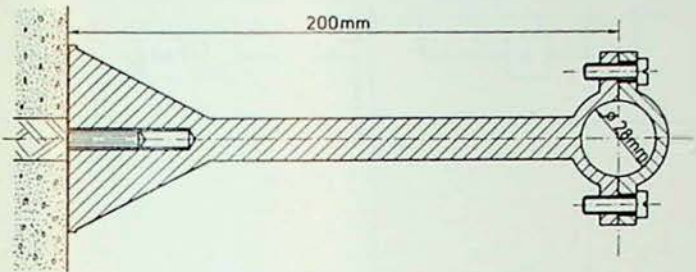


Fig. 6 : Suspension

3.2.3. Réémetteurs

3.2.3.1. Partie FM

Le schéma de la partie FM est donné par la figure 7, les signaux FM reçus à l'antenne (1) sont envoyés vers un diviseur de puissance dont le nombre de sorties doit correspondre au nombre de canaux à transmettre, soit un diviseur de puissance à trois voies. Soit "A" le bloc-diagramme d'un canal FM. L'accord sur le signal désiré se fait au moyen du tuner FM (bloc "B"). Les circuits d'accord et l'oscillateur sont à varicap, c'est-à-dire que la fréquence d'accord de ces derniers dépend de la tension appliquée à leurs bornes. A la sortie du tuner, le signal incident est mélangé à celui de l'oscillateur local (IF = 10,7 MHz). La fréquence de cet oscillateur local est à commande de fréquence par tension (VCO : Voltage Controlled Oscillator), sa fréquence est asservie à celle du signal appliqué. A cet effet, on compare les phases des deux signaux. Le signal d'erreur est amplifié et après filtrage, appliqué à la commande de fréquence de l'oscillateur local. Ceci est exécuté dans le bloc "E" par le circuit intégré SAA 1056, circuit synthétiseur de fréquence

basé sur le principe de la boucle à verrouillage de phase (PLL : Phase Locked Loop). Il intègre à lui seul les éléments suivants : l'oscillateur de référence, deux diviseurs de fréquence (pour le signal d'entrée et pour le signal de référence), ainsi que le comparateur de phase. Le bloc "C" permet de programmer le synthétiseur pour recevoir la fréquence du canal FM souhaité.

La sortie IF (10,7 MHz) du tuner est filtrée, limitée et amplifiée pour être mélangée dans le mélangeur "29" avec le signal de l'oscillateur local, de façon à retrouver exactement la fréquence du canal FM.

Le filtre "30" est accordé sur la fréquence du canal sélectionné via le synthétiseur de fréquence à PLL. Le rôle de ce filtre est d'éliminer la fréquence image du canal de fréquence de l'oscillateur local avant amplification dans l'étage "31". L'alimentation de cet amplificateur est coupée lorsqu'il n'y a pas de signal appliqué, afin de ne pas augmenter le niveau de bruit. Le combinateur "33" regroupe les différents canaux FM. Le tout passe alors dans un préamplificateur à gain réglable ayant son alimentation propre (bloc "F") pour être finalement porté au niveau voulu dans l'amplificateur de puissance (bloc "G").

3.2.3.2. Relais simplex (services de secours)

Le relais simplex est un dispositif permettant de transmettre un signal d'antenne à un câble coaxial allant dans le tunnel et inversement.

Dans ce but, deux amplificateurs travaillant à la fréquence du canal à transmettre sont montés tête-bêche. Une logique de détection permet de mettre en service la voie qui correspond à la demande.

Le schéma-bloc d'un relais VHF (fig. 8) montre les différentes parties constitutives. Nous nous bornerons à décrire très sommairement chacune d'elles. On note que les deux voies, totalement identiques, sont couplées l'une à l'autre par les deux circulateurs "6". Les sens de transmission de ces derniers sont indiqués par des flèches (de "5" vers "7" et de "15" vers "5").

Vu le gain important à réaliser, de l'ordre de 120 dB entre l'entrée et la sortie, il est nécessaire de passer par un changement de fréquence. De cette façon, une partie

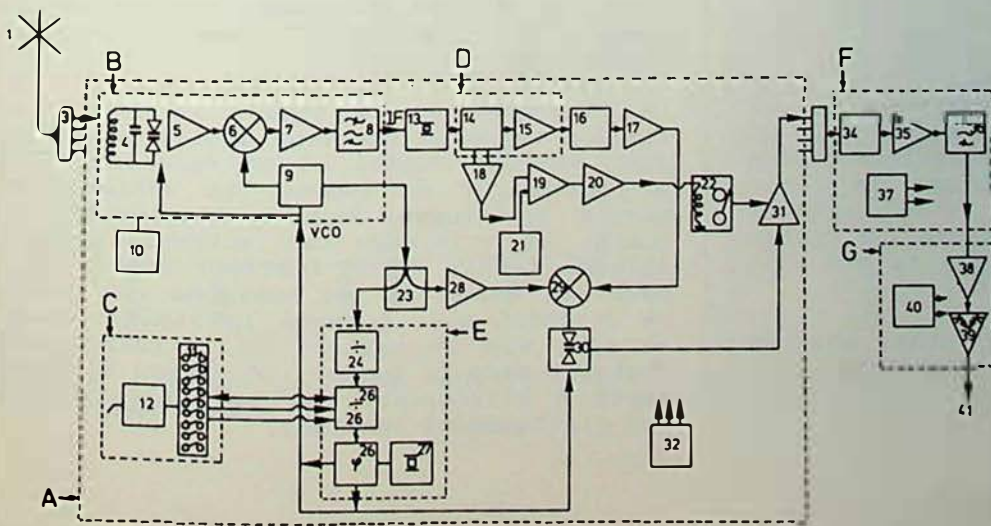


Fig. : 7 : Schéma-bloc de la partie FM

- A : canal FM
- B : tuner FM
- C : circuit logique
- D : amplificateur-limiteur (IF = 10,7 MHz)
- E : synthétiseur de fréquence
- F : préamplificateur
- G : amplificateur de puissance

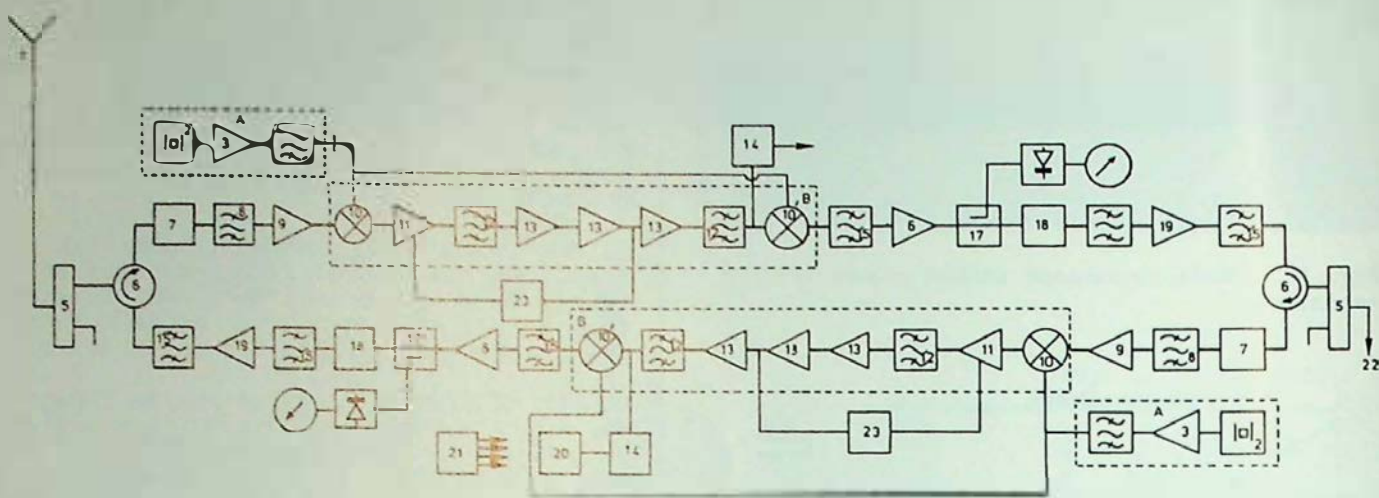


Fig. 8 : Schéma-bloc d'un relais simplex

- | | | |
|------------------------------------|--|--|
| A : oscillateur local | 17 : coupleur pour mesurer le signal de sortie | 21 : alimentation ± 12 V, + 16 V, + 2 ⁺ VDC |
| B : préamplificateur IF (10,7 MHz) | 18 : atténuateur | 22 : vers filtre |
| 14 : détection | 19 : amplificateur de puissance | 23 : contrôle automatique du gain IF (10,7 MHz) |
| 15 : filtre | 20 : circuit logique | |
| 16 : amplificateur | | |

de l'amplification est réalisée à la fréquence du canal à transmettre (ce sont les étages "9", "16" et "19"); l'autre partie, appelée amplification à la fréquence intermédiaire, est effectuée par les étages "11" et "13".

La fréquence intermédiaire est obtenue, dans l'élément "10", par mélange de deux signaux, celui provenant de l'antenne et celui fourni par l'oscillateur local (bloc "A"). De la même manière, dans le mélangeur "10", on repasse à la fréquence du canal à transmettre.

La sélectivité de ce récepteur est assurée par les filtres "8" et "12".

4. NIVEAU DU CHAMP DANS LES TUNNELS

4.1. METHODE DE MESURE

Le niveau du champ électrique est mesuré de la manière suivante. On mesure sur un analyseur de spectre, par l'intermédiaire d'une sonde à haute impédance, la force électromotrice à la base d'une antenne fixée sur le véhicule de mesure. Le niveau mesuré est enregistré lorsque le véhicule se déplace dans le tunnel.

La force électromotrice V ainsi mesurée est liée au champ électrique E par la relation $E = \frac{V}{h_e}$

où h_e est la hauteur effective de l'antenne.

Dans le cas des antennes quart d'onde, utilisées ici, la hauteur effective h_e est donnée par

$$R_e = \frac{2h}{\pi}, \text{ si } h \text{ est la longueur de l'antenne}$$

4.2. RESULTATS OBTENUS

Les mesures du champ électrique ont été effectuées dans les deux tunnels pour les différents canaux FM et pour les canaux des services de secours.

La figure 9 donne à titre d'exemple les résultats obtenus à 96,8 MHz (FM) dans le tunnel ouest. La figure 10 fournit la valeur du champ électrique à 172,450 MHz (service de secours) dans le tunnel est.

L'analyse de ces diagrammes montre que le champ électrique atteint bien les niveaux requis dans le tunnel.

Le diagramme de la figure 11 simule la liaison entre un émetteur mobile se déplaçant dans le tunnel et un récepteur fixe à l'extérieur du tunnel. Le véhicule de mesure se trouve donc à l'extérieur du tunnel au voisinage des antennes réémettrices, tandis qu'un émetteur mobile parcourt le tunnel et ses environs. On observe aisément que, lorsque la liaison radio se fait via le système de retransmission installé dans le tunnel, le niveau de champ capté à l'extérieur par le véhicule fixe est pratiquement constant.

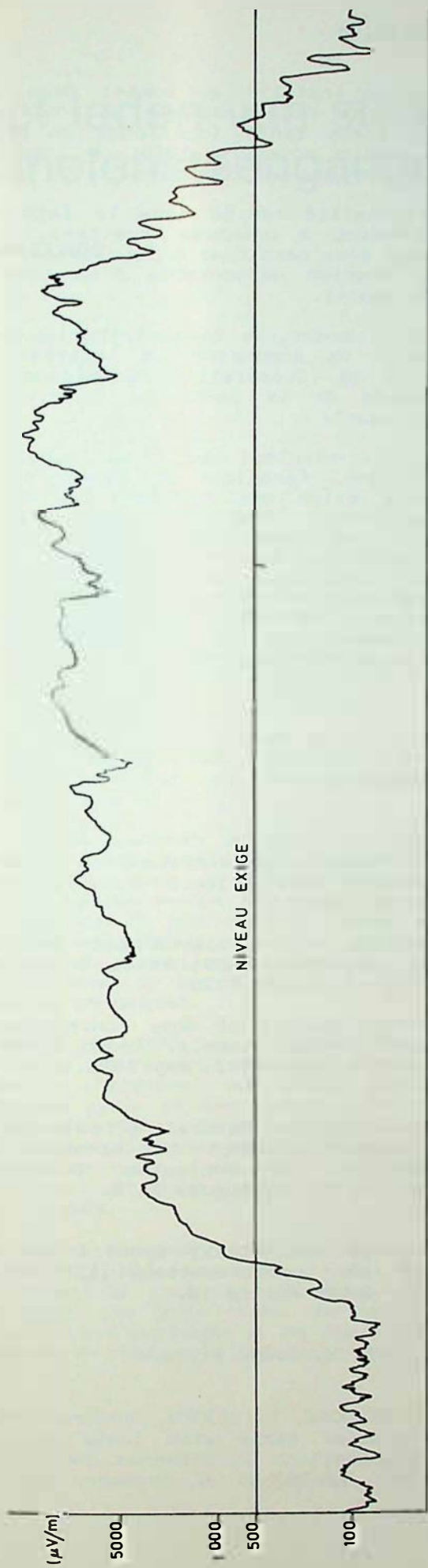


Fig. 9 : Mesure de champ, fréquence 96,8 MHz FM, tunnel ouest

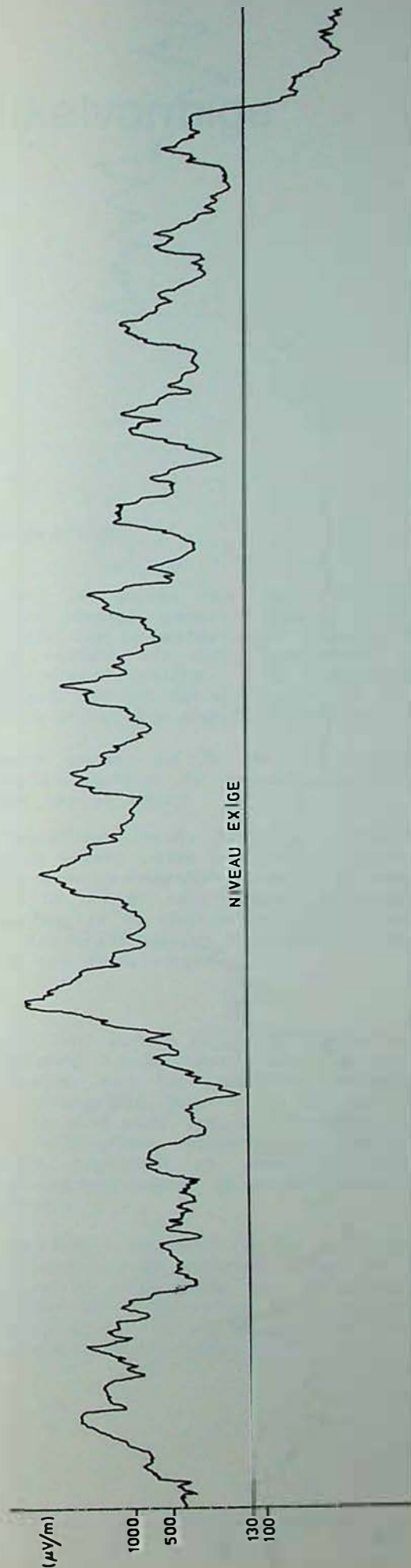


Fig. 10 : Mesure de champ, fréquence 172,450 MHz, service de secours, tunnel est

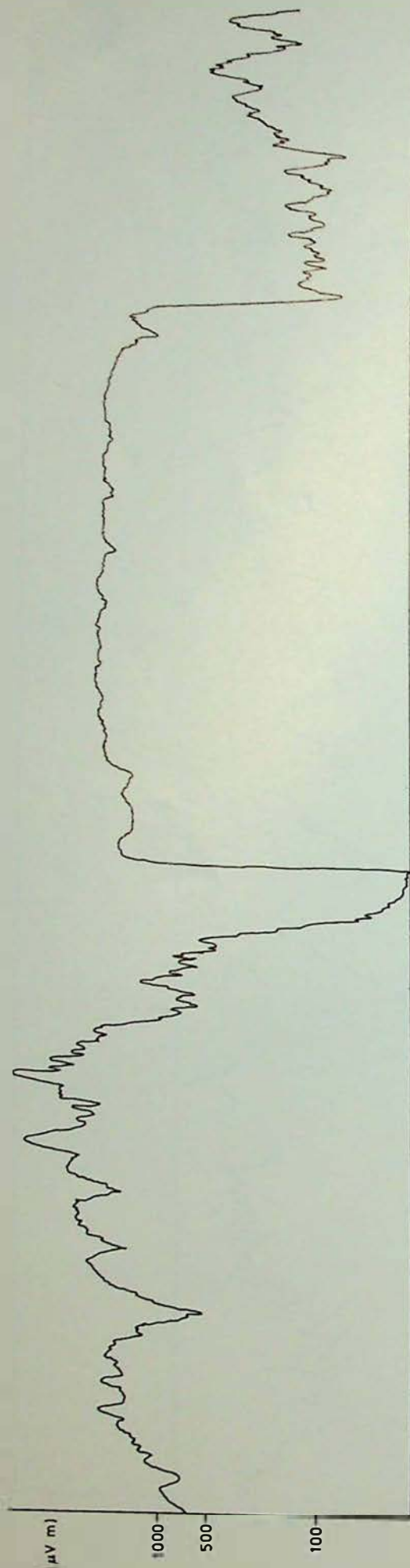


Fig. 11 Mesure de champ entre un émetteur mobile se déplaçant dans le tunnel et un récepteur fixe à l'extérieur

5. CONCLUSION

Le système installé au tunnel Benelux à Rotterdam en vue d'assurer la continuité des émissions radio fonctionne en permanence depuis novembre 1983, à l'entière satisfaction des utilisateurs.

Son originalité réside dans le fait que, contrairement à d'autres systèmes, il a été conçu pour continuer à fonctionner dans le cas combien défavorable d'un incendie dans le tunnel.

Ce travail constitue la contribution belge au projet de démonstration internationale EUCO-COST 30 (Coopération Européenne dans le Domaine de la Recherche Scientifique et Technique).

Il est le résultat de la collaboration scientifique, technique et financière du Ministère belge des Travaux Publics, du Rijkswaterstaat (Pays-Bas), de l'Institut National des Industries Extractives, du laboratoire des hyperfréquences de l'Université Catholique de Louvain-la-Neuve, du Laboratoire de Physique générale de l'Université de Liège et de la "Société Electro-Navale et Industrielle" établie à Aartselaar (Antwerpen).

BIBLIOGRAPHIE

[1] P. DELOGNE. Basic mechanisms of tunnel propagation. Radio Science, vol. 11, p 295-303, April 1976.

P. DELOGNE. Les liaisons par radio en milieu souterrain. Acta Tech. Belg., Rev. HF, 9 (2), p 18-26, 1973.

L. DERYCK. Control of mode conversions on bifilar line in tunnels. Radio Electron. ENG, 45 (5), p 241-247, May 1975.

[2] L. DERYCK. Natural propagation of electromagnetic waves in tunnels. IEEE Transactions on vehicular technology, vol. VT-27, No. 3, August 1978.

[3] P. DELOGNE. Leaky feeders and sub-surface radio communications. IEEE Electromagnetic waves series 14.

[4] L. DERYCK. Idem [2].

[5] P. DELOGNE, L. DERYCK. Underground use of a coaxial cable with leaky sections. IEEE Transactions on antennas and propagation, vol. AP-28, No. 6, November 1980.

Het laden van stenen in cirkelvormige panelensteengangen

Cyriel CLAES*

RESUME

Lors du creusement de nouveaux horizontaux dans le bassin houiller campinois, on fait appel à des soutènements dont le revêtement est formé de panneaux circulaires uniformes en béton. Ces nouveaux sont équipés d'une double voie permettant la circulation de berlines.

C'est la raison pour laquelle on a exclusivement utilisé, jusqu'en 1980, des chargeuses pelle-teuses à godet sur rails pour le chargement des déblais.

En ce qui concerne le prix de revient et le rendement des travaux, les résultats étaient satisfaisants, mais un accroissement de l'extraction journalière restait souhaitable. Par ailleurs, les distances de plus en plus grandes entre les puits et les galeries, ainsi que la réduction de la durée du travail empêchaient une amélioration du rendement et une réduction de la durée du cycle de creusement.

A partir de 1980, on entreprit dès lors des études et des essais, notamment en vue d'accélérer le chargement des déblais phase importante du cycle de creusement. A cet effet, on décida d'installer dans certains chantiers des chargeuses pelleteuses de plus grande capacité, montées sur rails, d'une part, et des chargeuses à pinces de homard, montées sur chenilles, d'autre part.

Le présent document donne une description succincte de l'implantation du matériel et de l'organisation du cycle de creusement. Il étudie, en outre, les possibilités, les améliorations, ainsi que les avantages et les inconvénients des systèmes de chargement précités.

SAMENVATTING

Tijdens het delven van horizontale steengangen in het Kempens steenkolenbekken, wordt gebruik gemaakt van ondersteuning van waarvan de bekleding bestaat uit gestandaardiseerde, betonnen cirkelvormige panelen. Deze steengangen zijn uitgerust met een dubbel rijspoor om het verkeer van de mijnwagens mogelijk te maken.

Daarom werden tot in 1980 uitsluitend emmerscheplaadmachines op sporen gebruikt voor het laden van de afslag.

De resultaten inzake de prijs en het rendement van de werken waren bevredigend, maar een toename van de dagelijkse vordering bleef wenselijk. De steeds aangroeiende afstanden tot de schachten en de kortere werktijden werkten echter stagnerend op het rendement en de organisatie van de delvingen.

Vanaf 1980 werden bijgevolg studies en proeven uitgevoerd, onder meer met het oog op het versnellen van het laden van de afslag, wat een belangrijke fase is in de delvingscyclus. Met dat doel werd beslist, enerzijds, in bepaalde werkplaatsen emmerlaadmachines met een grotere capaciteit op sporen en, anderzijds, kreeftenschaarladers op rupskettingen, te installeren.

Onderhavig document geeft een bondige beschrijving van de aanbrenging van het materieel en van de organisatie van de delvingscyclus. Het bestudeert bovendien de mogelijkheden, de verbeteringen, evenals de voor- en nadelen van voornoemde laadsystemen.

* Hoofd van de afdeling "Vorbereidende werken", N.V. Kempense Steenkolenmijnen, Zetel Winterslag

ZUSAMMENFASSUNG

Die stähligen Hauptquerschläge im Steinkohlenrevier Kempen werden beim Vortrieb mit genormte kreisförmigen Betonsegmenten ausgekleidet. Diese Querschläge werden mit einem doppelten Gesänge für die Grubenwagenförderung ausgerüstet.

Augrund dieser Anforderungen wurden bis 1980 für das Laden der Formsteine ausschließlich gleisgebundene Wurfeschafellader eingesetzt.

Gestehungskosten und Leistung der Vortriebe fielen zufriedenstellend aus, wenngleich der Wunsch nach höheren Tagesleistungen bestehen blieb. Dabei wirkten sich jedoch die ständig zunehmenden Entfernungen zu den Schächten und kürzere Arbeitszeiten auf die Faktoren Leistung und Zyklendauer beim Vortrieb stagnierend aus.

Ab 1980 wurden deshalb Untersuchungen und Erprobungen durchgeführt, um u.a. die wichtige Phase des Haufwerk ladens im Vortribszyklus abzukürzen. Hierzu wurden zum einen schwere gleisgebundene Wurfeschafellader und zum anderen Greifarm lader auf Raupenkett en an einigen Betriebspunkten bereitgestellt.

Dieses Referat gibt eine zusammenfassende Beschreibung über die Installation des Materials und die Organisierung des Vortriebszyklus. Darüber hinaus geht es auf die Möglichkeit, Verbesserungen und Vor- und Nachteile beim Einsatz der genannten Ladesysteme ein.

I. INLEIDING

In het Kempisch Steenkolenbekken worden de hoofsteengangen bekleed met gestandaardiseerde cirkelvormige betonpanelen.

De nuttige sectie van de steengang, voorzien van twee sporen, is 13 m². Alle steengangen worden horizontaal gedolven.

De paslengte van de delving wordt gekozen in functie van de aard van het gesteente en de uitrusting van de werkplaats. De cyclusduur voor het delven van een pas wordt, zo mogelijk, organisatorisch gepland binnen de duur van één arbeidspost. Met konventionele boorwerktuigen is in normaal gesteente een pas van 2 ringen of 1,30 m, per post haalbaar. Voor delvingswerkplaatsen uitgerust met boorjumbo is een pas van 3 ringen of 2 m, een objectief. Verder is het percentage delvingsposten op de totaliteit van de werkposten zeer hoog bij eenvoudige uitrustingen.

De belangrijkste fasen van de delvingscyclus zijn :

Fase 1 : Het boren van mijngaten en het schieten.

Fase 2 : Het laden van de stenen.

Fase 3 : Het plaatsen van de bekleding en de voorlopige opvulling.

In deze uiteenzetting wordt ingegaan op de fase "Steen laden", welke tot 1/3 in de cyclusduur inneemt. De gebruikte laadmachines, de werkmethode en de ervaringen in het Kempens Bekken zijn als volgt samen te vatten.

SUMMARY

The horizontal main stonedrifts in the Campine coal basin are lined during driving operations with standardized annular concrete panels. The drifts contain a double set of rail tracks for mine tubs.

In view of the requirements thus imposed, the loading of debris was until 1980 carried out exclusively using track-mounted shovel loaders.

Although results in terms of production costs and output were satisfactory, greater daily advances were desirable. However, the constantly increasing distances to shafts and shorter working hours impaired output and shortened the drivage cycle.

From 1980, therefore, studies and tests were carried out in order, among other things, to shorten the important phase of rock loading in the drivage cycle. Heavier track-mounted shovel loaders were used, with caterpillar track grab loaders being operated at certain face.

This report gives a general outline of the installation of the equipment and of the organization of the drivage cycle. The potential, improvement, advantages and drawbacks of the loading systems are also discussed.

II. DE WERPLADER ALS LAADSYSTEEM IN HET KEMPENS BEKKEN (FIG. 1)

De gebruikelijke types werpladers zijn kop- en zwenkladers, bewegend op sporen, aangedreven en gestuurd met perslucht.

De translatiemotor zorgt voor de nodige indringingskracht van de laadbak in de steenhoop en het aanbrenge n en wegstoten van de lege en volle wagens steen tot in het bereik van de tractie van het algemeen wagenvervoer.

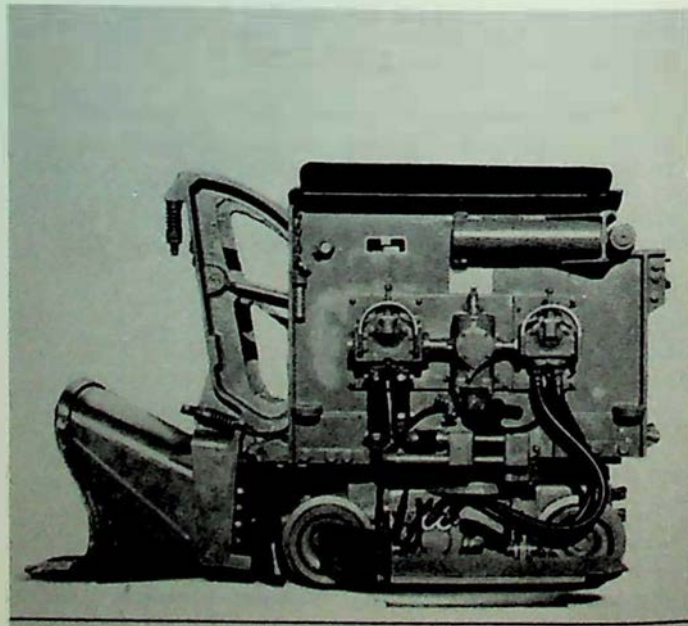


Fig. 1 : Werplader Atlas Copco LM 70 H

De kopmotor ontwikkelt maximum krachten bij het heffen en werpen en maximum snelheden bij het neerlaten van de lege laadbak.

In figuur 2 wordt de opstelling gegeven van de nodige werktuigen : boorwagen, werplader, hefkrana. De sporenschikking op de delvingswerkplaats is geconcipeerd om werktuigen en mijnwagens gemakkelijk uit te wisselen.

De hoeveelheden voortgebrachte stenen vragen een laadvolume van 30 m³ per meter steengang. Dit betekent, naargelang de mijnwageninhoud, voor een paslengte van 2 of 3 ringen, dat 15 tot 30 mijnwagens geladen worden.

Op de volgende drie punten werden markante opuntstellingen en verbeteringen bereikt :

1) De verdeling van het stenenandeel over de twee laadstadia

Daar de werplader vlugger laadt als de grijperbak moet het aandeel van de stenen voor de werplader maximaal worden. Dit is te bereiken door het niveau van de sporeinden te laten zakken tot op de bekleding. De geleidelijke overgang naar de normale ligging van de sporen wordt uitgespreid tot aan de wijsel. Het aandeel steen verwerkt met werplader bereikt hiermede 95 %.

2) De opvoering van de persluchtdruk

De grote afstanden tot de schachten hebben, bij centrale persluchtvoorziening, een duidelijke afname teweeggebracht van de voorhanden persluchtdruk op de delvingswerkplaatsen nl. van 6 bar naar 4,5 ... 4 bar. De nadelige invloed op alle fasen van de delvingscyclus, inzonderheid op het steenladen is sprekend. Inderdaad de vulling

van mijnwagens daalde tot 60 % en veroorzaakte systematisch onevenwichtige ladingen.

Een elegante en betaalbare oplossing werd voor dit probleem gevonden door het inschakelen, bij de delvingswerkplaats, van een schroefcompressor. De persluchtdruk steeg tot 7 bar. De vullingsgraad van de wagens steeg boven 75 %. De indringingskracht van de laadschup verhoogde, de uitwisseling van mijnwagens versnelde. Te vermelden is eveneens de substantiële inkorting van de boorfase.

In figuur 3 is deze evolutie kwantitatief aangegeven en bedraagt globaal 19 %. Hieruit blijkt dat het prioritair is een bepaald park machines voor steengangdelving te laten fungeren in optimale condities van persluchtvoeding.

3) Gebruik van laadschuppen met grote capaciteit

Bij goede voorwaarden van persluchtdruk is overgegaan naar het inzetten van werpladers van grotere capaciteit. Deze bereiken, qua afmetingen, de grenzen voor kruisen en stationeren op de delvingswerkplaats.

Met dergelijke werpladers wordt de fase steenladen 40 ... 50 % ingekort naargelang een laadbak van 0,26 m³ of 0,4 m³ aangevend wordt. Dit is mogelijk daar de wagenlading verder verbeterd tot boven 95 %.

Figuur 3 geeft hiervan een visuele voorstelling.

De dagelijkse praktijk in steengangdelvingen met werpladers laat toe het volgende te formuleren :

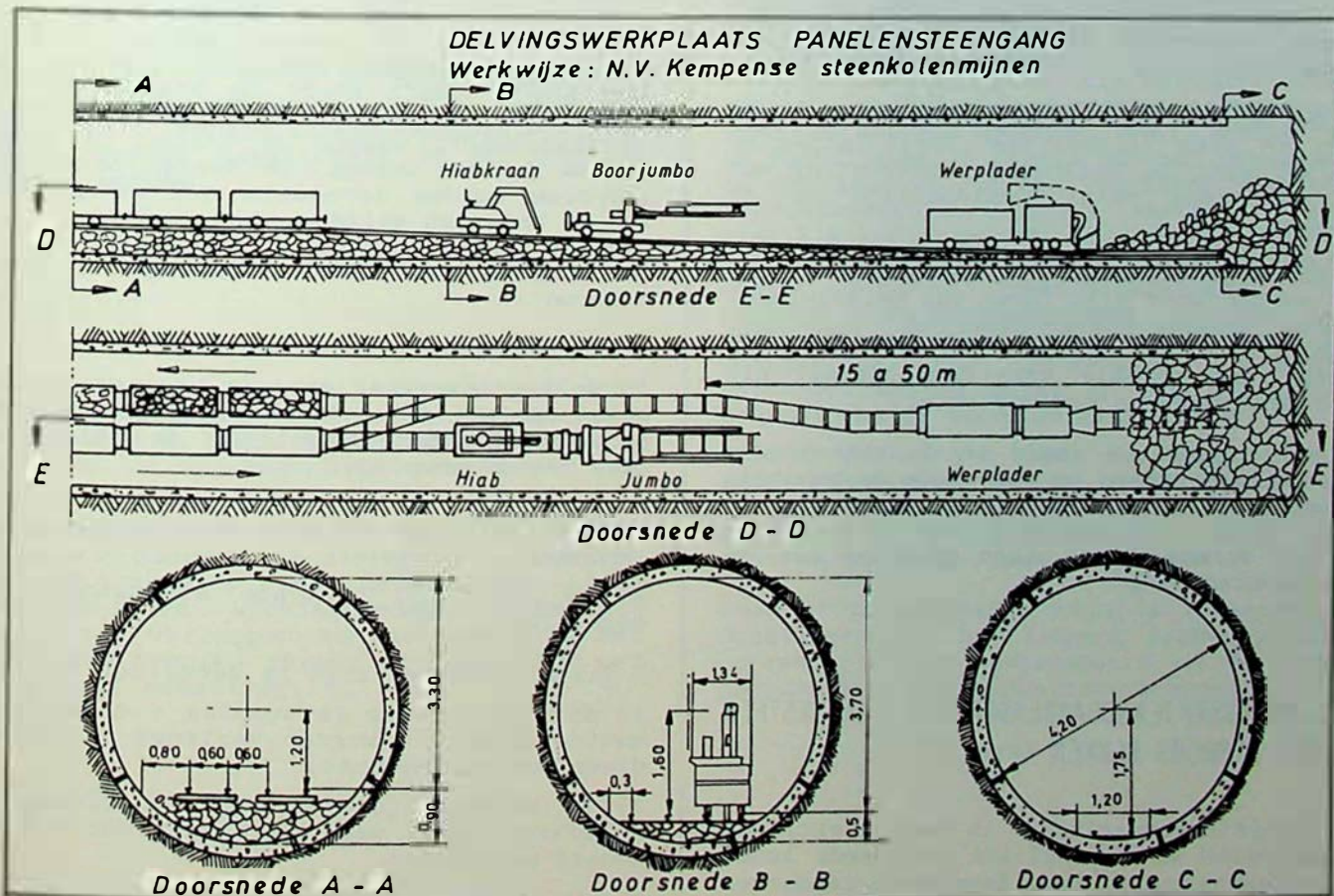


Fig. 2

KARAKTERISTIEKEN LAADMACHINES					
	WERPLADERS				KREEFTENSCHAARL.
	AtlasCopco Salzgitier				
	M50	M 3	HL221	HL40VD	2PNB2
Afmetingen					Afmetingen
breedte mm	1040	1340	1200	1475	breedte m
hoogte mm	1450	1750	1450	1600	hoogte mm
lengte mm	2340	2710	2610	3090	lengte mm
Gewicht t	3150	3600	3600	3000	Gewicht (max) kg
Ruimwijdte mm	2800	3300	2260	2600	Ruimwijdte mm
Laadbak					vermogen (Elk)
inhoud liter	260	320	240	240	schaar
breedte mm	1000	1100	1000	1250	laadwijze
Vermogen (Pers.)					and'instel
tractiemotor kW	10	10	15	10	vermogen (Hyd)
kipmotor kW	17,5	2x11	9	17,5	toel. m. draai
Laadcapaciteit m ³ /h	60	80	60	100	Laadcapaciteit m ³ /h

Tab. I					Tab. II				
INKORTING DUUR DELVINGSCYCLUS ()									
Persluchtregime	Netdruk	Surpressor	Surpressor	Surpressor	Surpressor	Surpressor	Surpressor	Surpressor	Surpressor
Type werplader	LM 56H	LM 56H	LM 70 (2101)	LM 70 (2101)	LM 70 (2101)	LM 70 (2101)	LM 70 (2101)	LM 70 (2101)	LM 70 (2101)
Fase 1									
Baker	25	22	22	22	22	22	22	22	22
Schieten									
Fase 2									
Stenen laden	24	22	18	18	18	18	18	18	18
Fase 3									
Panelen plaatsen	23	19	15	15	15	15	15	15	15
Varia	20	19	19	19	19	19	19	19	25

Fig. 3

1. De eenvoudige en robuuste constructie van de werplader is een garantie voor bedrijfszekerheid en voor beperking van onderhoudskosten.
2. Buiten het aanbrengen van verlengsporen zijn er geen "tijdelijke" installaties en schikkingen. De definitieve uitrusting van de steengang volgt onmiddellijk op de delving.
3. De personeelsbezetting kan gelijk gehouden worden voor alle fasen van de delvingscyclus zonder noemenswaardige opgelegde ophoudingen van een deel van de arbeidersploeg. Een normale bezetting bestaat uit vier arbeiders en een opzichter.
4. Het zijdelings laden en de onderbroken werkwijze beperken in hoge mate de benutting van de theoretische laadcapaciteit.
5. Er worden hoge eisen gesteld aan de persluchtvoeding.

III. DE KREEFTENSCHAARLADER ALS LAADSYSTEEM IN HET KEMPENS BEKKEN (FIG. 4)

De kreeftenschaarlader is een elektrisch aangedreven en hydraulisch gestuurde lader op rupskettingen. Twee bewegende laadarmen drijven de stenen op een gelede en richtbare laadpanzer die debiteert op om het even welk afvoermiddel: mijnwagens, trans-

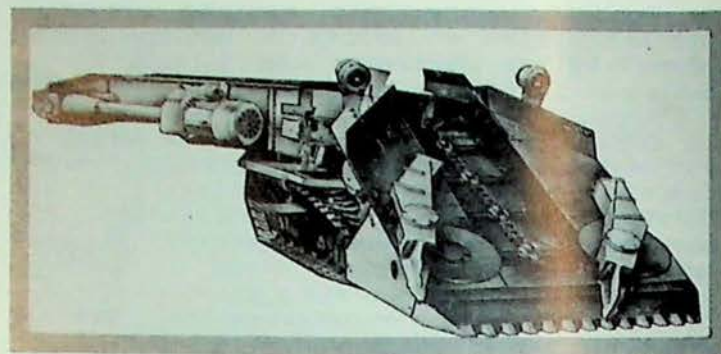


Fig. 4 Kreeftenschaarlader 2 PNB 2

portbanden, panzer. Essentieel kenmerk is het continu verloop van de laadbewerking.

Een uitzonderlijke toepassing is te citeren in Zetel Zolder bij een delving voor een bandhelling (-4°), waar mijnwagens uiteraard niet kunnen aangewend worden.

De hefkrans is gemonteerd op de Russische machine 2 PNB 2. De nodig zijden- en monorailinstallaties voor de delving werden de definitieve installaties van de steengang.

Deze werkwijze is te aanzien als een voorloper van deze welke de N.V. Foraky momenteel volgt in Zetel Eisdien doch voor normale steengangdelvingen, t.t.z. horizontaal.

Een algemeen schema van inrichting van de delvingswerkplaats is afgebeeld in fig. 5.

De kreeftenschaarlader met aangepaste laadarmen en voorzien van een hefkrans bevindt zich aan het front op een kunstmatige platte betonbodem. Deze wordt bekomen door in iedere ring een bijkomend verloren betonpaneel, in de vorm van een cirkelsegment, op de bodem te plaatsen.

Het laden van de stenen gebeurt continu tot op het niveau van het loopvlak. De beweegbare staart stort de stenen op een 1e laadpanzer die in serie staat met een 2e laadpanzer, waarna de stenen in mijnwagens geladen worden. De stenen onder het loopvlak worden tenslotte met de grijper van de hefkrans geladen.

De volgende praktische ervaringen zijn te citeren:

. Onbetwistbare pluspunten:

- 1) de laadbewerking gebeurt continu en aan groot debiet; de netto laadtijden zijn kort en overschrijden nauwelijks de helft van deze met de werplader;
- 2) de lader en de hefkrans vormen één machine wat een reductie van manipulaties inhoudt;
- 3) de inzet in hellende steengangen is mogelijk.

. Als minuspunten zijn te vermelden:

- 1) de stenenafvoer is complex; de panzers moeten dagelijks worden verlengd en periodisch worden ingekort;
- 2) de verliestijden vanwege incidenten in de afvoer komen veel meer voor dan bij de andere werkwijze;
- 3) de monorailinrichting (3 sporen) werkt de complexiteit van de werkplaats in de hand; de aanleg is bovendien tijdelijk daar

DELVINGSWERKPLAATS PANELENSTEENGANG

UITRUSTINGSSHEMA met KREEFTENSCHAARLADER en BOORJUMBO

WERKWIJZE : N.V. FORAKY in ZETEL EISDEN

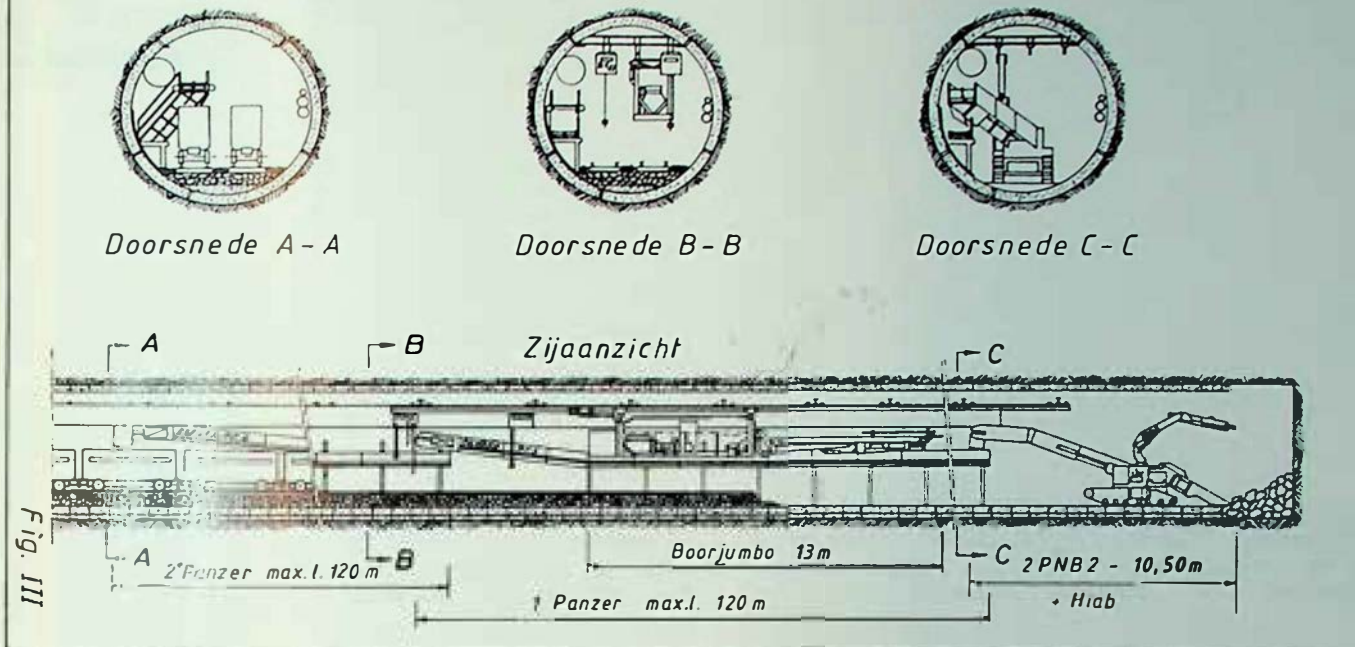


Fig. 5

het geen deel uitmaakt van de normale infrastructuur van horizontale steengangen;
 4) de aanmaak en het plaatsen van vloersegmenten vormen extra werk en kosten;
 5) de bezetting van de werkpost bestaat uit 5 ... 6 arbeiders en een opzichter.

Het is nog te vroeg om deze werkmethode terminaal te evalueren t.o.v. deze met werplader; verschillende op puntstellingen moeten verder nagestreefd en zo mogelijk bekomen worden.

IV. BESLUIT

De werpladers van de laatste generatie geven voldoening: zij laten toe de laadtijd gevoelig in te korten en de vullingsgraad van de mijnwagens te verbeteren.

De personeelsbezetting is minimaal, d.w.z. maximum 2 houters, 2 sleepers en 1 opzichter-schietmeester per arbeidspost. Alle supplementaire werkzaamheden, zoals het periodisch verlengen van de sporen en het op hoogte brengen ervan, verlopen vlot met de normale bezetting.

De investerings- en onderhoudskosten zijn, gelet op de robuuste eenvoudige constructie, miniem.

Essentiële voorwaarde voor een optimale werking van de werplader is de beschikking over minimum 6 bar persluchtdruk. De bedrijfszekerheid is zeer hoog.

Voor speciale gevallen, als hellende steengangen, en voor horizontale steengangen, waar prioriteit gegeven moet worden aan de vooruitgang in plaats van aan rendement, is het gebruik van een kreeftenschaarlader te "overwegen". De netto laadtijd is aanzienlijk korter en men is niet afhankelijk van de persluchtdruk. Dit systeem vergt echter grotere investeringskosten, een grotere personeelsbezetting en een zeer sterk doorgedreven organisatie. Deze kan gemakkelijk door allerlei incidenten verstoord worden gelet op het gebrek aan eenvoud van de werkplaatsinrichting.

Andere oplossingen zoals de Hägglundloader met pendelwagens, de Bunkertrein van Salzgitter werden wel bestudeerd doch gelet op de grote investeringskosten werden geen proeven met deze types uitgevoerd.

Voor grote projecten zijn de toekomstperspektieven van het Kempens Bekken gericht op een volledige mechanisatie van de steengangdelving door tunnelboormachines.



Het boren van blindschachten en luchtverbindingen in de zetel Waterschei

Gaston ECKER.

RESUME

Au siège Waterschei, on se sert beaucoup de burquins pour la mise à découvert de panneaux d'exploitation de charbon. Jusqu'il y a peu, les burquins étaient creusés en montant et revêtus de caïres en bois.

Afin de mécaniser ce travail pénible, exigeant des abatteurs expérimentés, de nombreux essais ont été effectués à Waterschei concernant, d'une part, le creusement intégral de burquins et, d'autre part, l'approfondissement après forage d'un trou pilote. Le procédé avec sondeuse "Turmag" ainsi que la technique de creusement en montant ont été aussi appliqués. Tous les essais réalisés sont décrits et commentés.

La comparaison des deux méthodes, par forage intégral et par explosif, est plutôt difficile puisque, en général, les applications ne sont pas comparables, tant en raison de la nature des terrains qu'à cause des conditions.

Finalement, une application très récente du forage d'un trou pilote avec tige de sondage directionnelle est décrite dans l'annexe. La précision de 2 cm sur 200 m, obtenue avec cette tige directionnelle, ouvre la voie pour le forage intégral des burquins puisque, lors du forage intégral, il n'est plus possible de corriger le manque de verticalité obtenue lors du forage pilote.

ZUSAMMENFASSUNG

Auf der Zeche Waterschei werden zum Anfahren von Kohlebaufeldern häufig Blindschächte verwendet. Bis vor kurzem wurden die Blindschächte aufgedröchen und mit Holzrahmen ausgekleidet.

Um diese mühsame Arbeit, die erfahrene Hauer erfordert, zu mechanisieren, wurden in Waterschei zahlreiche Versuche durchgeführt, die einerseits den Vollortrieb von Blindschächten, und andererseits die Vertiefung nach Ausführung einer Pilotbohrung betrafen. Das "Turmag"-Bohrmaschin-Verfahren, sowie die Aufdröchentechnik wurden ebenfalls angewendet. Alle durchgeführten Versuche werden beschrieben und kommentiert.

SAMENVATTING

In zetel Waterschei wordt bij de ontsluiting van kolenvelden veelvuldig gebruik gemaakt van blindschachten. Tot voor kort werden de blindschachten stijgend gedolven en bekleed met houten ramen.

Om dit lastig werk dat zeer ervaren houwers vraagt te mechaniseren, werden in zetel Waterschei een reeks proeven gedaan met integraal boren van blindschachten en afdiepen op een vooroorlogat. Hierbij werd zowel de "Turmagmethode" als de raiseboortehnik beproefd. Al deze proeven worden beschreven en commentariseerd.

De vergelijkking van beide methodes is vrij moeilijk vermits meestal de toepassingen niet vergelijkbaar zijn omwille van de aard der terreinen als omwille van de omstandigheden.

Tenslotte wordt in een addendum een zeer recente toepassing van het boren van een pilotgat met een gerichte boorstang beschreven. De nauwkeurigheid van 2 cm op 200 m bekomen met de gerichte boorstang eeft de weg voor het integraal boren van blindschachten, vermits bij integraal boren er geen correctie van de vertikaleit meer mogelijk is na de pilotbooring.

SUMMARY

At the Waterschei colliery, blind shafts are frequently used for the disclosure of coalfields. Until recently, the blind shafts were driven upwards and lined with wooden supports.

With a view to mechanising this difficult work, which requires experienced getters, a number of tests have been carried out at the Waterschei colliery with integral drilling of blind shafts and sinking on a pre-drill bore. Both the "Turmag" method and the raise drilling technique were applied. All these tests are described and discussed.

* Bereikbaarheid Ingenieur, N.V. Kempense Steenkolenmijnen, Zetel Waterschei

Ein Vergleich der zwei Methoden, der Vollbohrung, und des Sprengstoffvortriebs, ist schwierig, da die Anwendungen im allgemeinen sowohl wegen der Art des Gesteins, als auch wegen der Bedingungen nicht miteinander vergleichbar sind.

Schliesslich wird eine neuere Anwendung des Verfahrens zur Ausführung einer Pilotbohrung mit gerichteter Bohrstange im Anhang beschrieben. Die mit dieser gerichteten Stange erhaltene Präzision von 2 cm auf 200 m eröffnet die Möglichkeit der Vollbohrung von Blindschächten, da es bei der Vollbohrung nicht mehr möglich ist, eine bei der Pilotbohrung aufgetretene Abweichung von der Vertikalen zu korrigieren.

The comparison of these methods is rather difficult, as the applications mostly are not comparable because of the type of rocks and the conditions.

Finally, an addendum describes a very recent application of the drilling of a pilot bore with a directional drill-rod. The precision of 2 cm on 200 m obtained with the directional drill-rod paves the way for the integral drilling of blind shafts, since integral drilling does not allow corrections on the verticality after the pilot bore.

0. INLEIDING

In zetel Waterschei gebeurt de pijlerindeling van het afbouwveld in meerdere lagen gelegen tussen twee niveaus, meestal door het oordeelkundig inplanteren van blindschachten. Deze blindschachten worden stijgend gedolven en bekleed met ramen bestaande uit houten of houten en ijzeren onderdelen. Deze delvingsmethode vereist zeer gekwalificeerd personeel; de houten ondersteuning is vrij duur geworden en het onderhoud zeer arbeidsintensief.

Om deze redenen werden in zetel Waterschei verschillende proeven gedaan om blindschachten te boren of af te diepen op een voorboorgat.

In bijgaande nota worden deze proeven in het kort behandeld. Uit deze proeven blijkt eveneens dat boringen van 450 mm tot 2.700 mm kunnen aangewend worden voor zuivere verluchtingsdoeleinden of als korte verbindingsweg tussen 2 niveaus voor elektrische kabels, gas- en waterleidingen.

Het boren van zulk een luchtverbinding wordt in extenso behandeld in de volgende tekst van dit nummer.

1. HET DELVEN VAN BLINDSCHACHTEN IN ZETEL WATERSCHEI

De zetel heeft twee afbouwverdiepingen :

807-700 m en 1.040-920 m. Op ieder van de 4 niveaus loopt een Oost-West-steengang waarop de Noord-Zuid-steengangen afgetakt zijn. De lagen hellen naar het Noorden met 7 à 17°. De Noord-Zuid-steengangen snijden dus systematisch de lagenbundels en een oordeelkundige inplanting laat zowel een gemakkelijke voorontkoling van de Noord-Zuid-steengang toe als het indelen in pijlers van de af te bouwen panelen.

De blindschachten zijn polyvalent uitgerust met wentelgoot en kooi en dienen nu eens als luchtintrek, dan als luchtkeer.

Bij de introductie van grote wagens van 2.300 liter rond 1970 werd de houten blindschacht uitgerust met kleine kooi, systematisch vervangen door blindschachten bekleed met ramen bestaande uit houten dwars-houten en ijzeren balken als langsliggers (fig. 1 en 2).

Intussen werd de houten bekleding relatief gesproken duurder en de vereiste kwaliteit is dikwijls moeilijk te vinden. De stijgende delvingstechniek vereist zware inspanningen en hoog gekwalificeerde houters. Het onderhoud van zulk een blindschacht is zeer arbeidsintensief en vooral in vochtige of natte omstandigheden verrot de bekleding vrij vlug.

Om deze redenen werd uitgekeken naar een alternatieve delvingsmethode : 3 mogelijkheden dienden zich aan :

- het integraal boren;
- het dalend delven op een voorboorgat;
- het integraal dalend delven en laden van

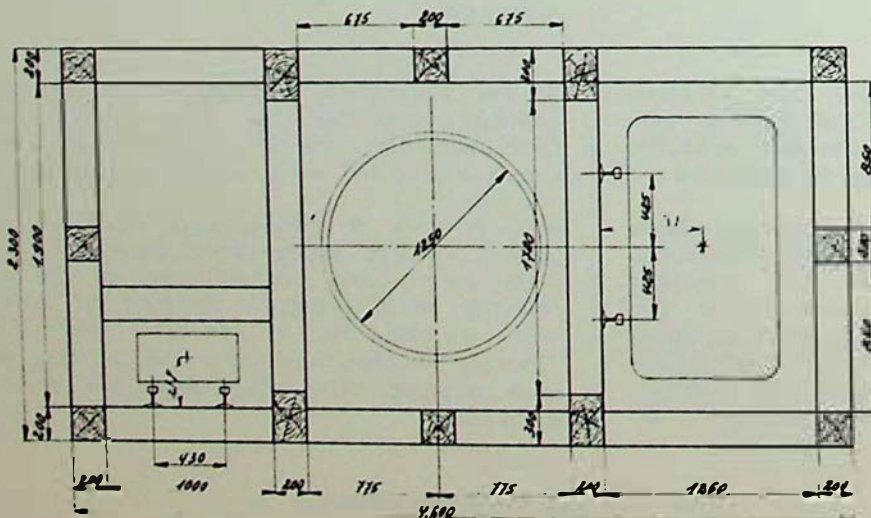


Fig. 1 : Ondersteuning van binnenschachten met rechthoekige sectie die over het algemeen van onder naar boven gedolven worden; bekleding met houten balken met een vierkante sectie

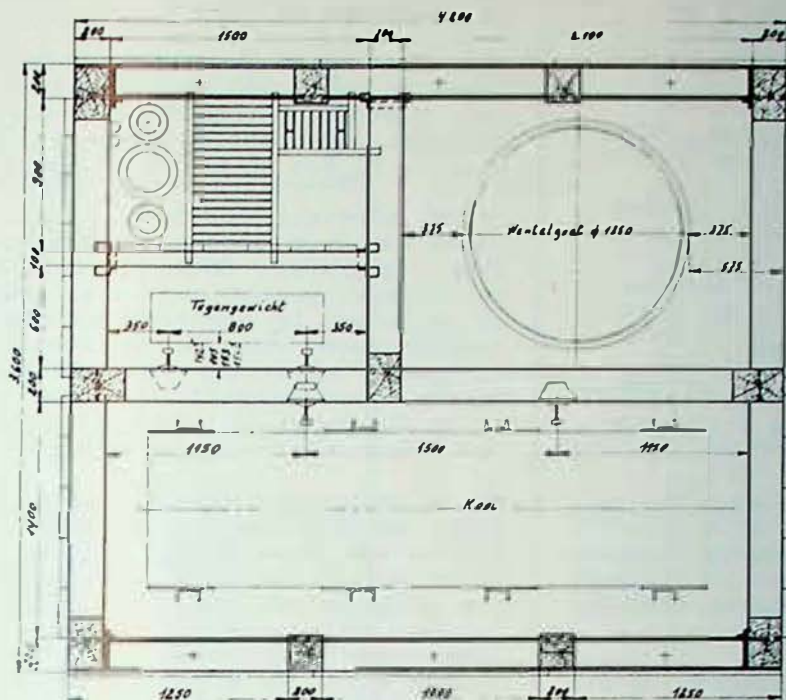


Fig. 2 : Ondersteuning van rechthoekige binnenschachten met grotere sectie voorzien voor een grote kooi en wentelgoot. De bekleding bestaat uit ijzeren langs-balken en houten dwarsbalken

de stenen met een grijper (deze methode wordt o.a. in zetel Zolder toegepast).

Het integraal boren brengt ons tot een cirkelvormige sectie en aldus kan de blindschacht gemakkelijk bekleed worden met kaders, hetzij van het type G.I., hetzij van het T.H.-type.

De machines, de boorkronen en ook de bijpassende lieren vereisen grote investeringen. Daarom werden de proeven meestal uitgevoerd met een gespecialiseerde firma die het materiaal en 1 of 2 boorspecialisten ter beschikking stelde.

2. HET INTEGRAAL BOREN VAN EEN BLINDSCHACHT

Bij het boren van blindschachten kan men twee methoden onderscheiden :

De Turmag-methode :

- de boormachine staat opgesteld op het onderste niveau;
- het voorboorgat wordt stijgend geboord;
- het ruimen gebeurt dalend door het aftrekken van de kroon.

De Raiseboormethode :

- de machine staat opgesteld op het bovenste niveau;
- het voorboorgat wordt dalend geboord;
- de ruimkroon wordt opgetrokken.

2.1. HET BOREN VAN B 3

- Hoogte : ± 100 m = 807-700 m
- Diameter : 2.400 mm
- Methode : Turmag-methode
- Machine : Turmag P 1200
- Verbouwing : G.I. 100 - 3-delige kaders op 1 m afstand. Bekleding met ijzeren matten
- Doel blindschacht ; verluchting, brengen van verse lucht van zetel Eisdan van 700 naar 807 m.

In 1973 werd door een boorploeg, samengesteld uit boormannen van zetel Waterschei en Winterslag, een boring van 2.400 mm gerealiseerd met een P 1200-machine.

Tegelijk met de verbouwing werd een ladder-afdeling en dwarsbalken voor een kooigeleiding ingebouwd (fig. 3). De achtereenvolgende stappen waren : $\varnothing 193$, 406, 1.200 en 2.400 mm. Deze laatste kroon werd bij de firma Turmag gehuurd.

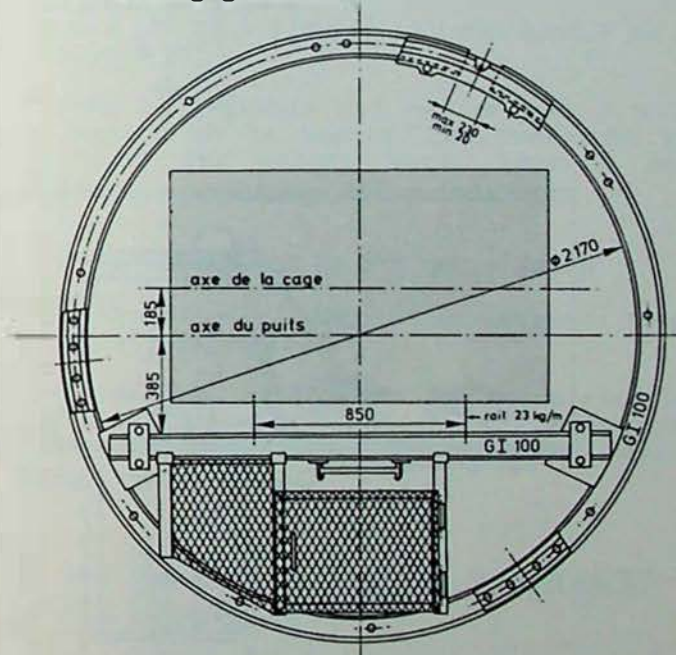


Fig. 3 : Ondersteuning van cirkelvormige binnenschacht met metalen ramen in I-profiel

Het boren, monteren en demonteren vroeg 545 manposten, het verbouwen 271 posten of een totaal van 816 manposten.

De kostprijs in 1973 bedroeg :

- Huur, afschrijving + herstelling boormaterieel : $1,3 \times 10^6$ BF
- Verbouwing : $0,71 \times 10^6$ BF
- Loon boren : $1,09 \times 10^6$ BF

- Loon verbouwing :
0,677 x 10⁶ BF
- Totale kosten :
3,777 x 10⁶ BF

De kostprijs per meter was + 37.000 BF.

2.2. HET BOREN VAN D 4

- Hoogte : + 110 - 807-920 m
- Diameter : 4.730 mm
- Methode : Turmag-methode
- Machine : P 1200 tot 1.600 mm
EH 6000 van 1.600 - 4.730 mm
- Verbouwing : G.I. 120 - 4-felige kaders -
op 1 meter afstand - bekleding met matten -
3 vaste lussen - 1 schuifbare las die hy-
draulisch afgespannen wordt
- Doel blindschacht : verluchting, het
brengen van een gedeelte van de afgewerkte
lucht van 700 m via de bestaande blind-
schacht B1 (700-807 m) naar het montniveau
van 920 m om alzo de luchtkeersteengang
op 700 m te ontlasten.

Het boren werd in volgende stappen uitge-
voerd : Ø 216, 406, 1.200, 1.600 en 4.730
mm.

De vier eerste stappen werden uitgevoerd
met de Turmag-boormachine P 1200, de laa-
ste stap met de Turmag EH 6000.

Deze laatste verruiming werd uitgevoerd
in samenwerking met de firma G.T.G. (Duits-
land). Deze leverde 2 boorspecialisten per
post en verhuurde ons de machine EH 6000,
de kroon TE 5400, de werkvloeren en de
lieren.

De boorkroon TE 5400 :

Met deze kroon kan geboord worden tot een
diameter van 5.390 mm en bestaat uit 6 trap-
pen. Slechts 4 trappen tot 4.730 mm werden
gebruikt. De totale kroon is 7,20 m lang,
weegt + 70 ton en bevat 58 snijrollen.

Op de bovenste losvloer (fig. 4) werd een
kamer van 8 m hoogte, 8 m breedte en 15 m
lengte gegraven. Boven de schacht wordt een
schachtbok gemonteerd die gebruikt wordt
om de kroon te monteren en waarop later de
keerschijven van de verschillende lieren
die nodig zijn voor het afdiepen verankerd
worden. Het betreft hier de transportlier
en de 2 lieren om de werkvloer te verplaat-
sen.

Op de onderste losvloer wordt eveneens een
kamer van 8 m hoogte gedolven. De 3 bovenste
meters van deze kamer worden verbouwd met
ronde kaders van 5,10 m diameter; deze rus-
ten op de balken van de vertakking (fig. 5).

Trap voor trap wordt de kroon ingeboord;
daarna wordt de afspanvloer ingebouwd. Deze
vloer bevat een hydraulische centrale, 4
afspancilinders en een verticale cilinder
waaraan de boorkroon opgehangen is. Met
deze cilinders kan de druk op de boorkroon
geregeld worden en kan na het in bedrijf
stellen van de afspancilinders de kroon
omhoog geheven worden voor nazicht of her-
stelling. Daarna wordt de werkvloer, opge-
hangen in 4 punten door middel van lieren,
ingebouwd. Op een tiental meter van de werk-
vloer volgt een vloer waarmee de geleiding
van de cuffa opgevangen wordt.

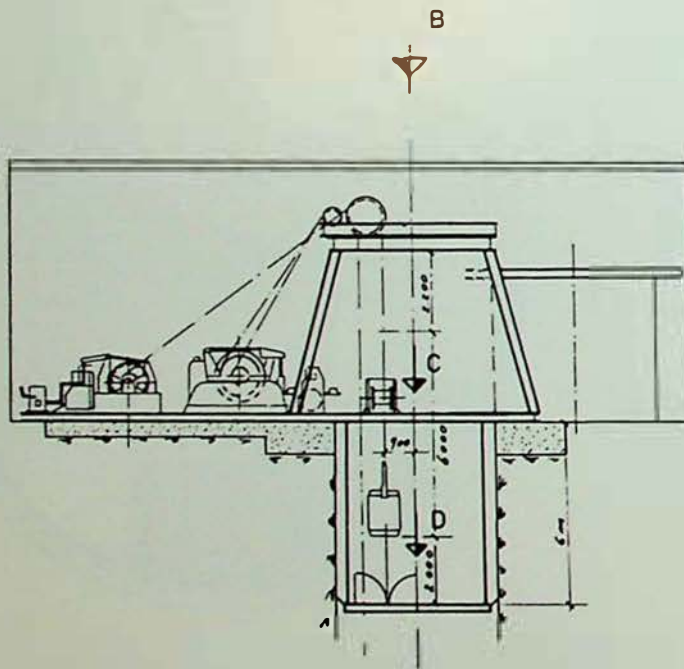


Fig. 4 : Inrichting van de
bovenste losvloer tijdens het
delven van een schacht door
boring van de ganse sectie
van boven naar onder met
gelijktijdige plaatsing van
de ondersteuning

De machine EH 6000 :

- Elektro-hydraulisch
- 4.155 x 2.180 x 870 mm
- Gewicht : 6.800 kg
- Snelheid regelbaar : 0 - 20 omw./min
0 - 43 omw./min
- Koppel 2.500 Mkg bij 20 omw./min
- Duw- of trekkracht : 50 t
- Motor van de hydraulische centrale :
130 kW
- Boorstangen :
 - 1.500 mm lengte
 - 187 mm diameter
 - 220 kg

Tenslotte wordt 6 m onder de bovenste los-
vloer een afdekkingsvloer ingebouwd, voor-
zien van een afsluitbare doorgang voor de
cuffa (fig. 6).

Uit deze summiere beschrijving blijkt reeds
dat de montage en demontage van heel de
installatie zeer complex is. Vooraleer alles
gemonteerd is, heeft men reeds 28 m schacht
geboord. Gedurende de montage en demontage
was de bezetting 7 man per post gedurende
het boren : 3 man op de onderste losvloer,
7 man in de schacht + op de bovenste los-
vloer.

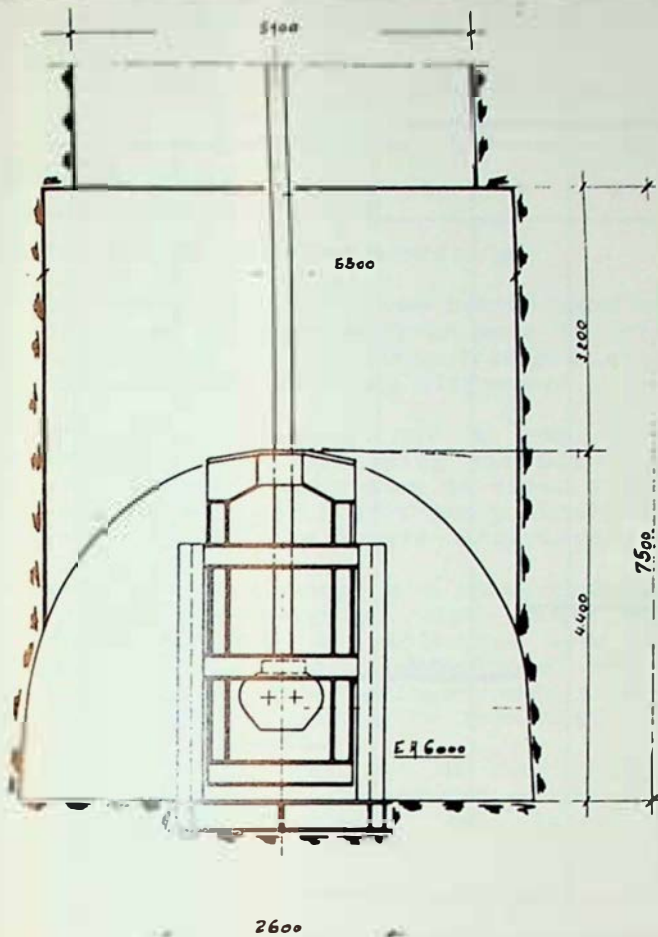


Fig. 5 : Installatie van de boormachine Turmag type EH 6000 op de onderste losvloer van de toekomstige binnenschacht

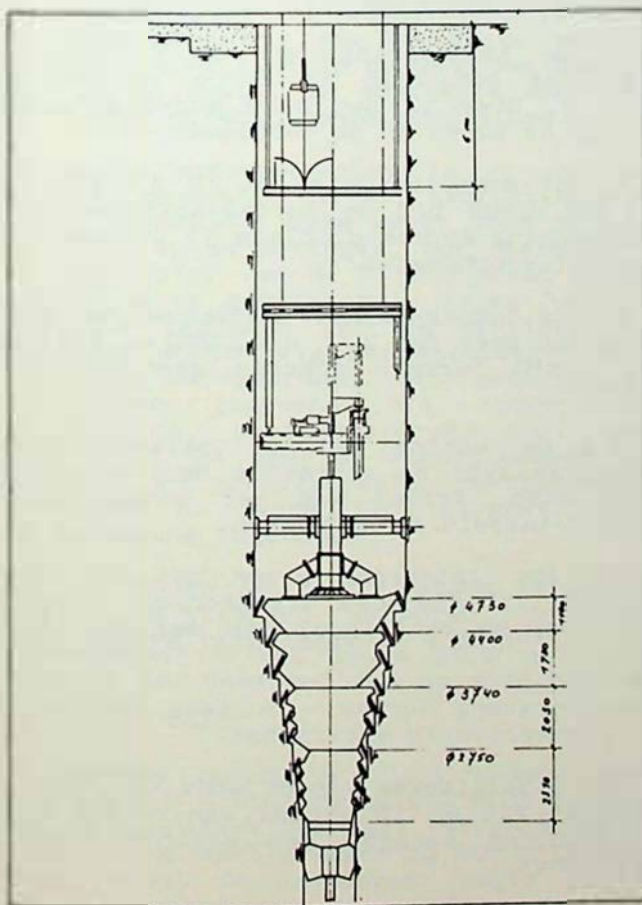


Fig. 6 : Ruimen van het boorgat van 1,60 m tot een doormeter van 4,73 m

Per dag werd afgezien van het inboren 5 meter gemiddeld geboord en verbouwd met een maximale prestatie van 9 m per dag.

Het verbouwen houdt in : het bouwen van de kaders, het plaatsen van de matten en het inbouwen van de ladderafdeling.

- Montage + 28 m boren :
103 werkposten, 710 manposten
- Boren :
45 werkposten, 472 manposten
- Demontage :
59 werkposten, 412 manposten.

Kostprijs :

Deze bevat alle lonen, materialen, huur en herstellingen kronen.

Prijzen 1982 :

- Boren schacht (incl. montage en demontage) :
24,87 x 10⁶ BF
- Toegang 807 - 20 m lengte, inclusief kamer :
4,9 x 10⁶ BF
- Toegang 920 m - 20 m lengte, inclusief kamer :
3,83 x 10⁶ BF
- Boren tot 1.600 mm :
2,98 x 10⁶ BF
- Totale kostprijs voor + 110 meter :
36,59 x 10⁶ BF

of 332.665 BF per meter (toegangen ook ingerekend).

Gezien de vaste kosten vrij hoog zijn, hebben we deze afgezonderd en komen we tot de volgende formule :

29,5 x 10⁶ BF + (lengte blindschacht - 28 m) x 87.000 BF.

Hierin is begrepen het delven van 2 x 20 m toegang en de kamers. Een overzicht van de duur der werken wordt gegeven door fig. 7.

2.3. HET BOREN VAN B1 BIS 807 - 700 M

Over deze boring wordt in de volgende tekst uitvoerig gehandeld.

We vermelden alleen dat de voorboring en de ruiming gebeurde met een Wirthmachine door de firma Foraky. De boring werd daarna geguniteerd.

3. HET DALEND DELVEN VAN EEN BLINDSCHACHT OP EEN VOORBOORGAT

Hier hebben we slechts een effectief voorbeeld : D6N1. Een andere afdieping S3Z2 is in uitvoering.

Voor de uitvoering van het dalend delven dienen we op de bovenste losvloer te beschikken over een kamer die een weinig kleiner is dan deze nodig voor de Turmag-methode.

Op de bovenste vloer bevindt zich eveneens een lier voor de bevoorrading en een lier voor de ophanging van de werkvloer.

Duur der Werken voor B⁵ D₄

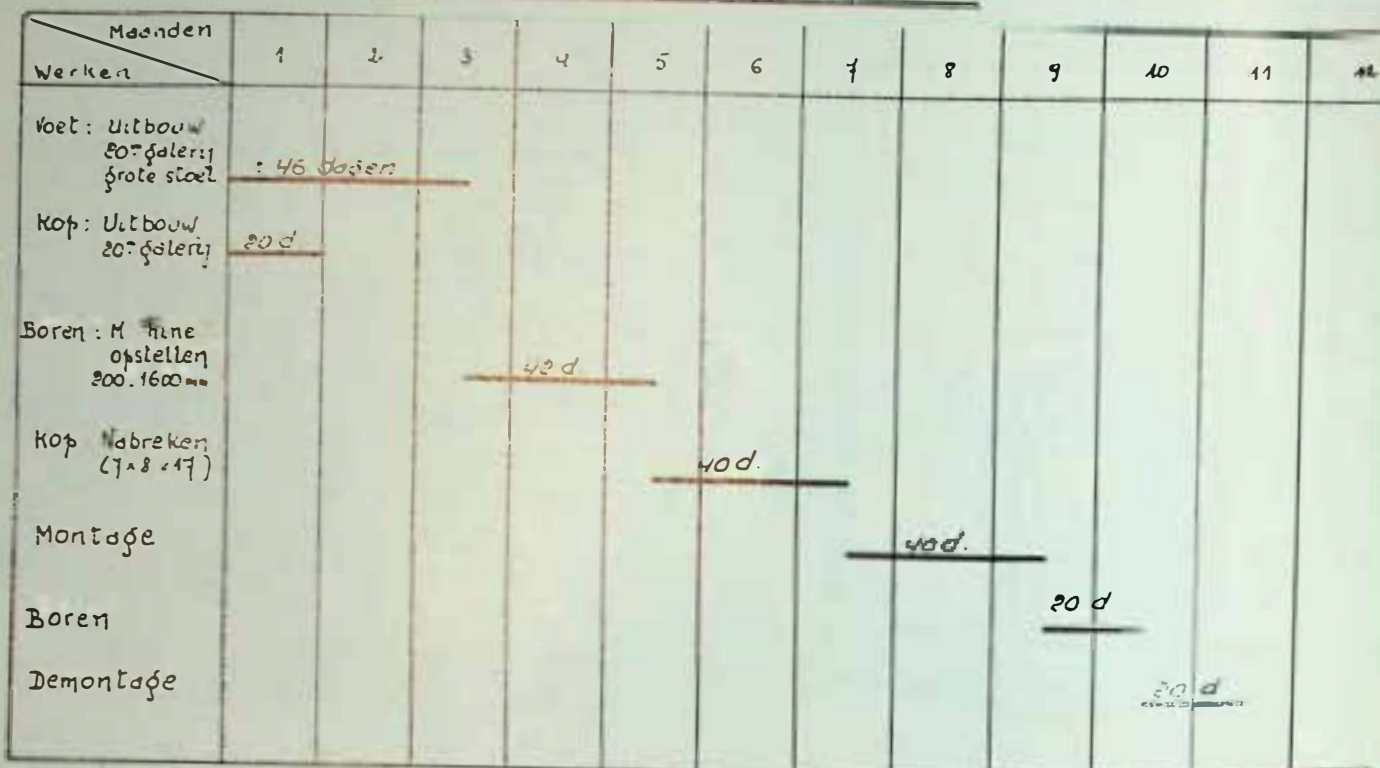


Fig. 7 : Gantt-diagramma van de delvings- en boorwerkzaamheden voor de binnenschacht D₄

3.1. D6N1

- Hoogte : 807 - 920 m
- Voorboorgat : 1.200 mm - geboord met de P 1200
- Diameter : 3,60 m
- Bekleding : TH-kaders op 0,75 m

De delving werd uitgevoerd op een voorboorgat van 1.200 mm, dat reeds geruime tijd als verbuisde luchtkoker dienst had gedaan. Gezien deze verbuizing moeilijk weg te nemen was, gaf het verwrongen metaal dikwijls aanleiding tot verstoppingen. Het zou dan ook ongepast zijn voortgaande op dit voorbeeld deze methode te vergelijken met het integraal boren. De delving op het boorgat werd uitgevoerd door de firma Foraky.

3.2. S3Z2

- Hoogte : 1.040 - 920 m
- Voorboorgat : 2.700 mm, geboord met de Wirthmachine - Raiseboring
- Diameter : 3,60 m
- Bekleding : TH-kaders op 0,75 m

De delving wordt uitgevoerd door de firma Foraky (zie bijlage II in de volgende tekst).

4. ENKELE CONCLUSIES

4.1. Gezien de grote montage- en demontagetijd is het integraal boren van een blindschacht van 4.730 mm slechts interessant bij een lengte van de blindschacht van meer dan 150 m.

4.2. De Turmag-methode laat toe de schacht gelijktijdig te boren en te verbouwen. De verbouwing volgt op ± 10 m.

4.3. De Raiseboring met de Wirth-methode laat toe schachten te boren van maximaal 3,60 m. Hier is het niet mogelijk gelijktijdig te boren en te verbouwen.

4.4. Uit ervaring weten we (S 3 - 807-1.040 m) dat zowel bij de Turmag-methode als bij Raiseboring er een probleem is bij het boren van het voorboorgat.

- Bij de Turmag-methode hadden we een afwijking van meer dan 5,00 m op 240 m. Storingen en slecht terrein schenen geen hinder te zijn.

- Bij de boring met de raiseboormachine Wirth gelukte de correctie met de boorturbine niet. Verder was het onmogelijk gestoord terrein te doorboren.

- Bij het integraal boren met de Turmag-methode is voor een blindschacht uitgerust met kooi en wentelgoot een maximale afwijking van 0,70 m op 200 m toegelaten. We wachten hier op het inzetten van de geleide voorboorstang Turmag - Schwing Steinkohlenbergbauverein in Waterschei.

- Het stabiliseren van de wand van het voorboorgat 216 mm is vooral van belang bij de raiseboring wanneer men slechte terreinen doorboort.

4.5. Tenslotte is het interessant te noteren dat men verluchtigingsgaten kan boren van 2,00 m à 3,60 m doormeter en deze eventueel guniteren.

Kleinere boringen vanaf 450 mm kunnen aan-

gewend worden om de lengte van elektrische kabels en buisleidingen aanzienlijk in te korten.

ADDENDUM

Boring met de gerichte boorstang

Tussen het klaar komen van bovenstaand artikel en de publikatie ervan werd in zetel Waterschei de eerste "industriële boring" met de gerichte boorstang uitgevoerd.

Tussen de verdieping 807 m van zetel Waterschei en de verdieping van 600 m van zetel Winterslag werd door de firma G.T.G. met een boormachine P 1200 een pilootboring (216 mm) van \pm 200 m lengte uitgevoerd.

De gerichte boorstang werd ontworpen door de "Steinkohlenbergbauverein" samen met de firma Schwing. Het onderzoek werd gefinancierd door het land "Nord Rhein-Westfalen". De proefboringen werden uitgevoerd in de "Versuchsgrube Tremonia".

We beperken ons hier tot de beschrijving van het principe en de bekomen resultaten. Een uitgebreid artikel zal later in Glückauf volgen.

De boorstang

Principieel bestaat de boorstang uit een meetapparaat dat volgens een loodrecht assenkruis de afwijking meet in de (X+)-, (X-)-, (Y+)- en (Y-)-richting. Bij iedere meetrichting behoort een correctiecilinder die bij een te grote afwijking reageert door zich op de wand van het boorgat af te duwen. De vertikale wordt benaderd door opeenvolgende correcties.

Naast de meetapparatuur is er een elektrische generator die een hydraulische centrale aandrijft; deze zorgt voor de nodige reacties op de metingen. Het toerental van de draaimotor van de P 1200 moest verhoogd worden om de generator te laten functioneren. De impulsen van de vertikaliteitsmetingen worden via het spoelwater van de boorstang overgebracht. Deze metingen samen met andere gegevens, o.a. toerental van de machine, spoelwaterdruk, enz. worden via de TF 24 naar de controlekamer overgebracht en geregistreerd. Meetapparatuur, generator en hydraulisch circuit zijn in de boorstang ingebouwd.

Tot op heden is de boorstang alleen ontwikkeld om stijgend te boren. Uitbreiding naar andere richtingen is voorzien.

De boring B525

De afstand tussen de beide niveaus Waterschei 807 m - Winterslag 600 m op de plaats van de doorsteek bedraagt 196,40 m. De uitbouw van de machinekamer op 807 m is 5,80 m hoog, zodat de te boren lengte ongeveer 191 m bedraagt.

De afzetting op deze plaats is regelmatig; wel werden 3 lagen op deze plaats afgebouwd: 5B, 61 en 68.

Zoals fig. 8 aanduidt dienden in stijgende volgorde volgende lagen doorboord te

worden. De kolendikte, opening en eventueel het jaar van afbouw zijn aangegeven.

7A (0,50 m) - bevindt zich in de stoel
70 (1,47 m) - (2,04 m) - niet afgebouwd
68 (1,01 m) - (1,39 m) - afgebouwd in 1981
66 (1,23 m) - (0,98 m) - niet afbouwbaar, onregelmatig
61 (1,32 m) - (1,45 m) - afgebouwd in 1979
59 (1,04 m) - (0,75 m) - niet afbouwbaar
5B (1,37 m) - (1,35 m) - afgebouwd in 1975
55 (1,02 m) - (1,00 m) - niet afgebouwd

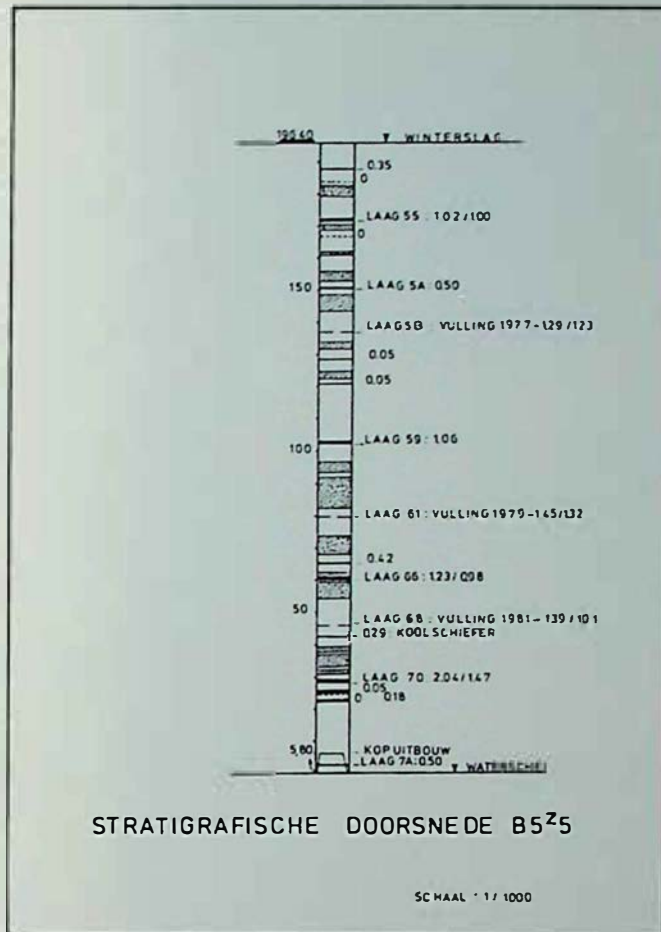


Fig. 8 : Doorsnede van de aangeboorde gesteenten van de toekomstige binnenschacht die de ondergrondse werken van zetel Waterschei met die van Winterslag zal verbinden (Binnenschacht B525)

De zandsteenbanken zijn eveneens aangeduid.

De boring werd in 3 dagen en 1 post gerealiiseerd met als maximale vooruitgang 69 m per dag.

Onmiddellijk na de 216 mm werd de boring verruimd tot 450 mm. De opmeting met de laserstraal gaf een afwijking van 2 cm op 191 m lengte van de boring.

Een opname met T.V.-camera in gesloten circuit laat een lichte afbrokkeling van de boorwand zien in de zelfvulling van 5B en 61.

In de zelfvulling van de laag 68 heeft het boorgat een diameter van \pm 1,00 m t.o.v. de boordiameter van 450 mm. Na de verruiming tot 1.600 mm zal zeker op die plaats de boorwand gestabiliseerd worden.

Besluit

De pilootboring van B525 toont aan dat het mogelijk is, zelfs in moeilijke omstandig-

heden (3 zelfvullingen) een boring van 200 m te realiseren met een nauwkeurigheid van 2 cm.

Deze nauwkeurigheid opent de weg om blindschachten van grote lengte economisch te boren met o.a. de Turmag-methode.

We danken hierbij de firma G.T.G. en het "Steinkohlenbergbauverein" voor hun inzet.

Tenslotte gaat onze dank eveneens naar het Mijnwezen - Afdeling Kempen voor hun goede raad en bijstand bij de verschillende proeven.

Forage d'une communication d'aérage au siège Waterschei

Henry van DUYSE*, Jean-Pierre MONIQUET**, Gaston ECKER***, Johel VERBRUGGHE****



RESUME

Un trou de 2 m. de diamètre a été foré en deux fois au moyen d'une sondeuse Wirth du type HG 160/15 installée à l'orifice supérieur : forage pilote de haut en bas à un diamètre de 216 mm, puis élargissement de bas en haut au diamètre final de 2 mètres.

Ce puits ne devant assurer aucune translation de personnel, ni descente de matériel, a été revêtu au moyen de béton projeté.

Le texte décrit en particulier le procédé utilisé pour réaliser ce soutènement.

Le prix de revient de ce puits de 95 m de hauteur a été de 55.600 F/m.

Une première annexe donne les détails du forage d'une autre communication verticale de 450 mm de diamètre, utilisée pour le passage de câbles électriques et de tuyauteries. Une deuxième annexe décrit le forage d'un puits vertical de 2,70 m de diamètre.

En se basant sur ces trois forages verticaux effectués avec la même sondeuse Wirth, il semble qu'un diamètre de 2,70 m soit le maximum possible économiquement dans les terrains rencontrés pour une sondeuse de ce type.

ZUSAMMENFASSUNG

Eine Bohrung von 2 m Durchmesser wurde mittels einer an der oberen Oeffnung aufgestellten Wirth-Bohrmaschine vom Typ HG 160/15 in zwei Schritten verwirklicht : Pilot-Bohrung von oben nach unten mit einem Durchmesser von 216 mm, danach Vergrößerung von unten nach oben mit dem Enddurchmesser von 2 Metern.

SAMENVATTING

Er werd een gat met een diameter van 2 m geboord in tweemaal met behulp van een boormachine Wirth van het type HG 160/15 geïnstalleerd aan de bovenste opening : pilotboring van boven naar onder met een diameter van 216 mm, daarna verbreding van onder naar boven met einddiameter van 2 meter.

Daar langs deze schacht geen enkel personeels-, noch materieelvervoer plaatsheeft, werd zij bekleed met spuitbeton.

De tekst beschrijft in het bijzonder het procédé dat gebruikt werd om deze ondersteuning te verwezenlijken.

De kostprijs van deze 95 m hoge schacht bedroeg 55.600 F/m.

Een eerste bijlage geeft de details van het boren van een diameter van 450 mm die gebruikt wordt om elektrische kabels en buizen door te leiden. Een tweede bijlage beschrijft het boren van een verticale schacht met een diameter van 2,70 m.

Steunend op deze drie boringen uitgevoerd met dezelfde Wirth-boormachine, blijkt dat een diameter van 2,70 m het maximum is dat economisch mogelijk is in de aangetroffen gesteenten voor een boormachine van een dergelijk type.

SUMMARY

A hole of 2 m diameter was drilled in two steps by means of a Wirth drilling machine of the HG 160/15 type, placed at the upper opening : pilot drilling from top to bottom at a 216 mm diameter, then enlargement, upwards, to the final diameter of 2 m.

* Chef de Section de Recherches à l'Institut National des Industries Extractives (INIE), rue du Chéra 200, B-4000 Liège

** Ingénieur Principal, Foraky S.A., Place des Barricades 13, B-1000 Bruxelles

*** et **** Eerstaanwendend ingenieur, N.V. Kempense Steenkolenmijnen, Zetel Waterschei

Dieser Schacht, der weder für die Personenbeförderung, noch für die Materialzuführung bestimmt ist, wurde mit Spritzbeton ausgekleidet.

In dem Beitrag wird insbesondere das Verfahren beschrieben, das zur Verwirklichung dieses Ausbaus verwendet wurde.

Die Gesteinskosten dieses Schachtes von 95 m Höhe beliefen sich auf 55.000 BF/m.

In einem ersten Anhang werden Einzelheiten über die Verwirklichung einer ersten vertikalen Verbindungsbohrung von 450 mm Durchmesser angegeben, die für die Verlegung von elektrischen Kabeln und Rohrleitungen verwendet wurde. In einem zweiten Anhang wird die Verwirklichung eines vertikalen Schachtes von 2,70 m Durchmesser beschrieben.

Aufgrund dieser drei vertikalen Bohrungen, die mit derselben Wirth-Bohrmaschine verwirklicht wurden, kann gesagt werden, dass ein Durchmesser von 2,70 m bei den angestrichenen Bodenschichten für eine Bohreranlage dieses Typs das Maximum zu sein scheint, das wirtschaftlich möglich ist.

1. BUT DE LA COMMUNICATION D'AERAGE

Pour faciliter l'aérage entre les deux étages 700 et 807 du siège Waterschei, il a été décidé de les relier par un petit puits intérieur ou burquin de 2 m de diamètre (à terre nue). Comme à cet endroit, ni personnel ne doit descendre par cette communication verticale, il a été décidé de revêtir ce puits au moyen de béton projeté (en évitant tout matériau métallique, pour permettre un éventuel alésage ultérieur de ce puits à un diamètre de 4 à 5 m). Les travaux ont été effectués par la S.A. Foraky en février et mars 1983.

As this pit is not supposed to allow any personnel passage, nor the lowering of equipment, it was covered by means of projected concrete.

The text describes in particular the process used for realizing this support.

The cost of this pit, which is 95 m high, was 55.000 BF/m.

A first annex contains the details on the drilling of another vertical link of 450 mm diameter, used for the passage of electric cables and tubings. A second annex describes the drilling of a vertical bore of 2,70 m diameter.

On the basis of these 3 vertical drillings with the Wirth drilling machine, it seems that a 2,70 m diameter is the maximum which is economically possible in the rocks which were met with for a drilling machine of this type.

2. DESCRIPTION DU CHANTIER

La figure 1 montre une coupe horizontale à hauteur des deux étages 700 et 807 avec l'emplacement des orifices supérieur et inférieur du burquin B 1bis à forer.

La figure 2 indique les grandes lignes de la nature des terrains à traverser par ce puits; on a indiqué sur cette coupe verticale les bancs de grès et les couches de charbon situés dans le sondage. L'épaisseur des bancs de grès à traverser est indiquée sur cette coupe: un de ces bancs a une épaisseur de 19,50 m; l'épaisseur totale de grès est d'environ 26,50 m (sur une hauteur d'environ 100 m).

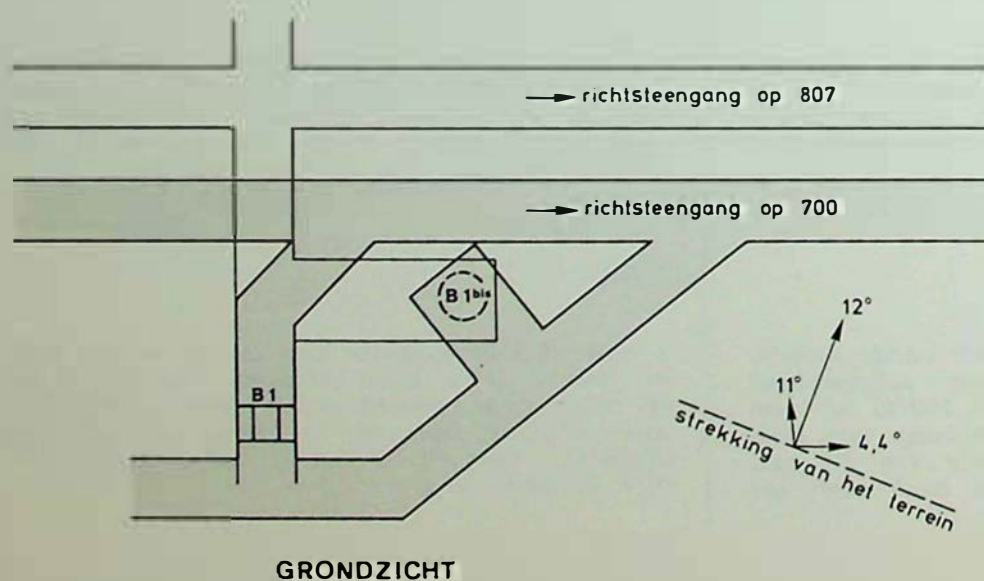


Fig. 1 : Coupe horizontale à hauteur des deux étages 700 et 807 avec l'emplacement des orifices supérieur et inférieur de la communication d'aérage B 1bis de 2 m de diamètre. Le burquin B 1 est hors service entre les étages 700 et 807 par suite d'un éboulement très important

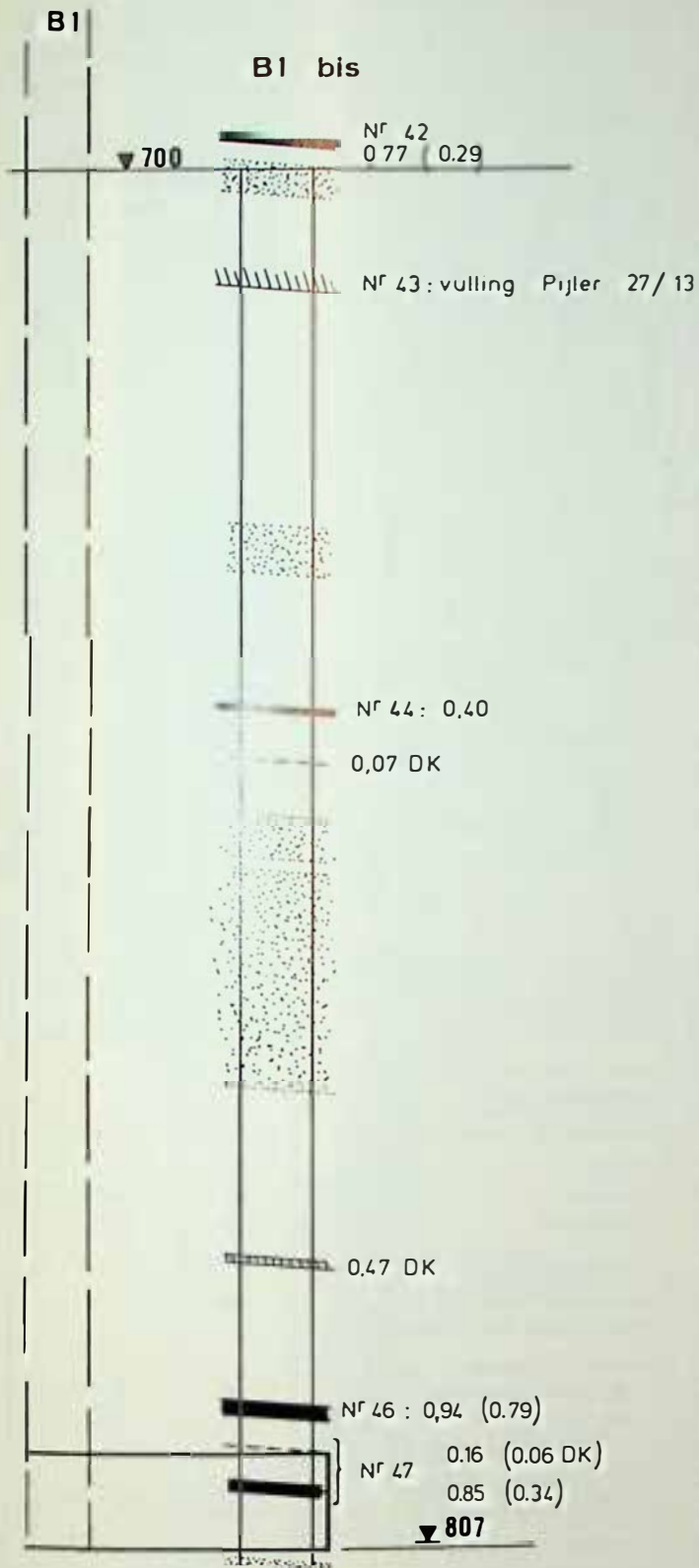


Fig. 2 : Nature des terrains à traverser par le forage entre les étages 700 et 807

Le sondage doit traverser 4 couches ou layettes de charbon, dont la plus importante a une épaisseur de 0,94 m. Une ancienne exploitation (prise en 1959) en couche 43 (épaisseur de 0,75 m pour une ouverture de 1,17 m) a aussi été traversée par ce sondage.

3. FORAGE DU TROU DE 2 M DE DIAMETRE

Le forage au diamètre de 2 m s'est fait en deux fois : forage d'un trou pilote de 216 mm de diamètre, puis élargissement, en une fois, au diamètre de 2 m.

Le forage a été effectué par une sondeuse Wirth de type HG 160/15, installée en haut du trou; le forage du trou pilote a eu lieu de haut en bas tandis que l'élargissement s'est fait de bas en haut.

La figure 3 montre l'installation de la sondeuse à l'orifice supérieur du puits.

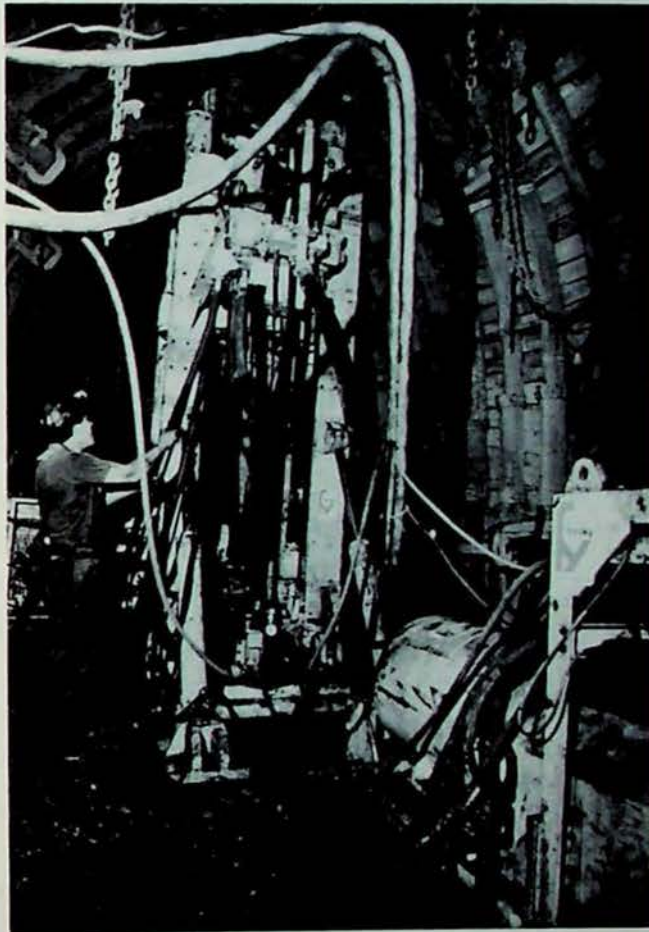


Fig. 3 : Installation de la sondeuse à l'orifice supérieur du puits

3.1. DESCRIPTION DE LA SONDEUSE WIRTH DE TYPE HG 160/15

La sondeuse Wirth du type HG 160/15 (fig. 4) a été conçue pour le forage par élargissement, de bas en haut, de trous de grand diamètre, le maximum pour ce type étant de 2,40 m et, dans certains cas favorables, de 2,70 m. Cette sondeuse, installée à la partie supérieure du futur trou, fore d'abord le trou pilote (de 216 mm de diamètre) avec une déviation généralement très faible.

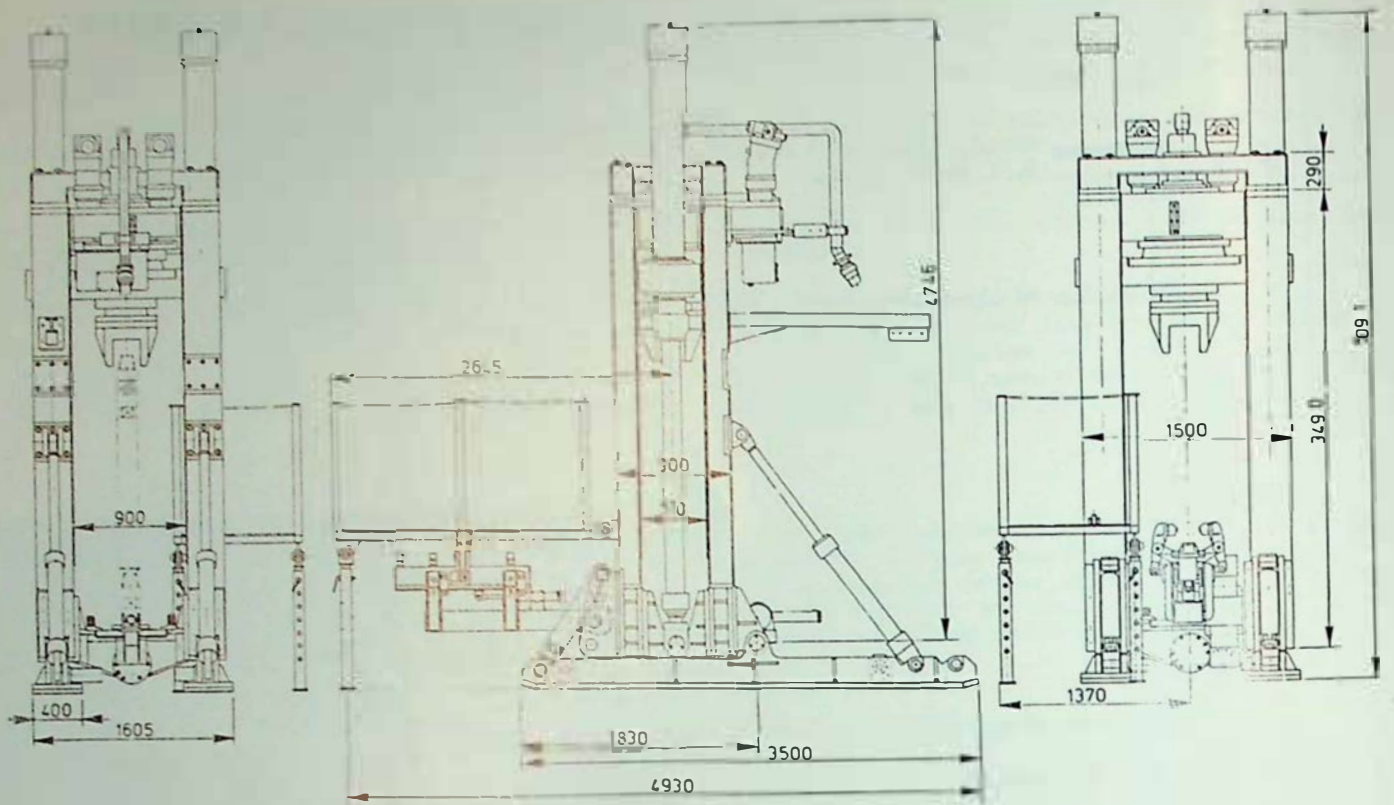


Fig. 4 : Sondeuse Wirth du type 160

La sondeuse se compose d'un châssis avec deux glissières pouvant prendre une inclinaison depuis la verticale jusqu'à 45°, du corps de la machine avec quatre tubes de guidage, des deux vérins de poussée, de la tête de forage rotative, de l'installation pour la pose et la dépose des barres de forage, de l'appareillage hydraulique et d'une pompe pour la circulation d'eau.

La commande de la sondeuse rotative s'effectue par deux moteurs hydrauliques qui, par une variation de la pression et du débit d'huile, peuvent réaliser une modification sans à-coups de la rotation et du couple.

Le tableau I donne les caractéristiques principales de la sondeuse.

Le forage du trou pilote de haut en bas s'effectue suivant le principe du forage rotary classique. La déviation de ce trou peut être rendue négligeable par une mesure régulière de la déviation au cours du forage (grâce à l'Eastman single shot) et par une correction éventuelle de cette déviation (par le Dyna-drill).

Les barres de forage ont un diamètre de 6 5/8" et une longueur de 1,50 m. Pour le forage du trou pilote, quelques barres-guides sont intercalées dans le train de barres, ainsi que quelques barres antimagnétiques (nécessaires pour la mesure de la déviation).

Le plateau de forage de 2 m de diamètre (fabriqué par la firme EPR) est équipé de 10 molettes avec pointes en carbure de wolfram. Un stabilisateur de 2 m de diamètre (dans le cas actuel) doit être placé sous le plateau de forage (fig. 5, 6 et 7). Le diamètre des molettes est de 330 mm.

La firme Wirth vend actuellement 4 types de sondeuses dont le tableau II donne les caractéristiques d'utilisation.

TABLEAU I. Caractéristiques principales de la sondeuse Wirth HG 160

	Unité	
Puissance installée	kW	132
Commande		hydraulique
Pression max. de la commande	bar	200
Vitesse de rotation	tr/min	0 à 80
Couple		
- normal	Nm	44.000
- maximum	Nm	50.750
Nombre de vérins de poussée		2
Pression maximale d'huile des vérins de poussée	bar	220
Force de poussée		
- à l'élargissement	kN	1.100
- au forage du trou pilote	kN	580
Vitesse de translation		
- à l'élargissement	cm/min	10
- au forage du trou pilote	cm/min	18
Vitesse de translation rapide		
- de bas en haut	cm/min	11
- de haut en bas	cm/min	20
Diamètre des barres de forage	mm	168
Longueur des barres	mm	1.500
Pompe pour l'eau		
- puissance installée	kW	80
- débit	m ³ /h	30
- pression	bar	64
Pompes		
1 pompe de réglage :		
débit max	l/min	350
pression max	bar	160
1 pompe double à piston :		
débit	l/min	50
pression	bar	200
Tête de forage		
couple	da Nm	1600 à 4000
vitesse de rotation	tr/min	0 à 55
pression d'huile	bar	160

Vérins de poussée		
force de poussée (avec une pression d'huile de 200 bar)		
- en tirant	Mp	120
- en poussant	Mp	60
vitesse de translation (avec un débit d'huile de 7 l/min)		
- en tirant	cm/min	10
- en poussant	cm/min	20
vitesse de translation rapide (avec un débit de 350 l/min)		
- de bas en haut	m/min	5,5
- de haut en bas	m/min	11

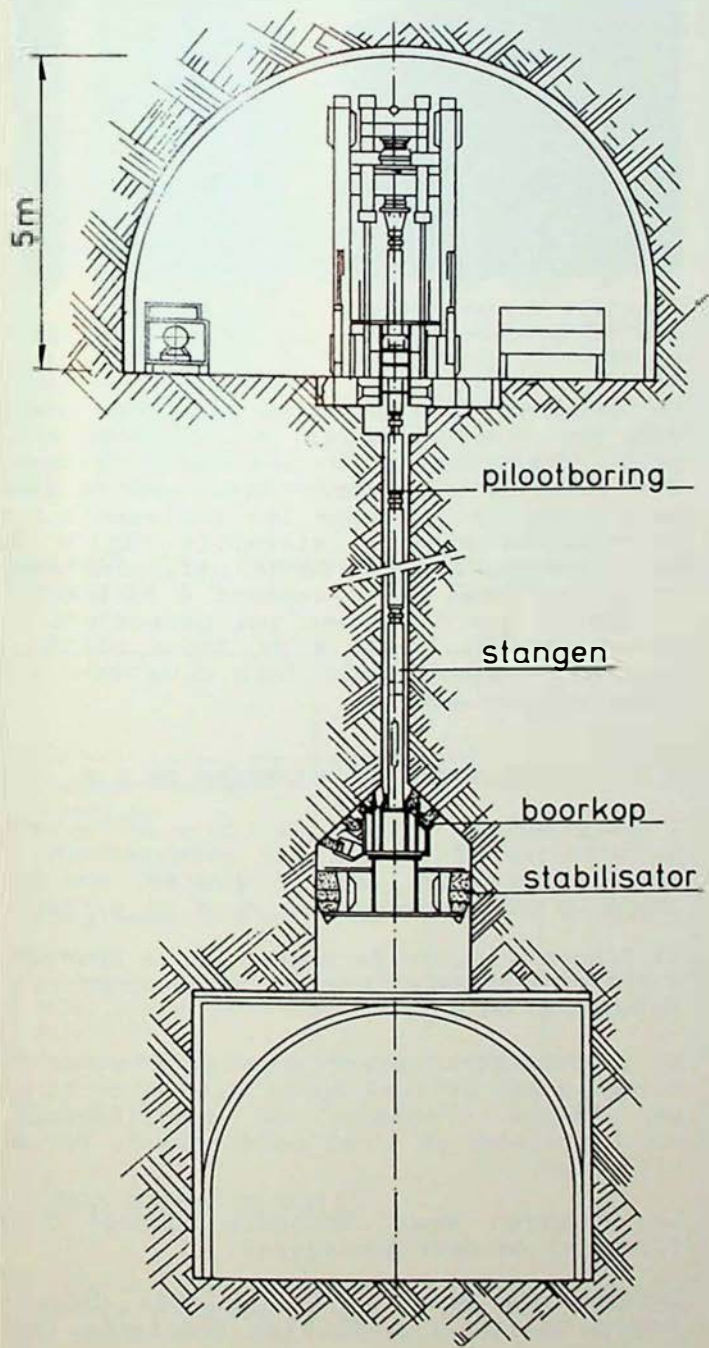


Fig. 5 : Principe du travail de la sondeuse

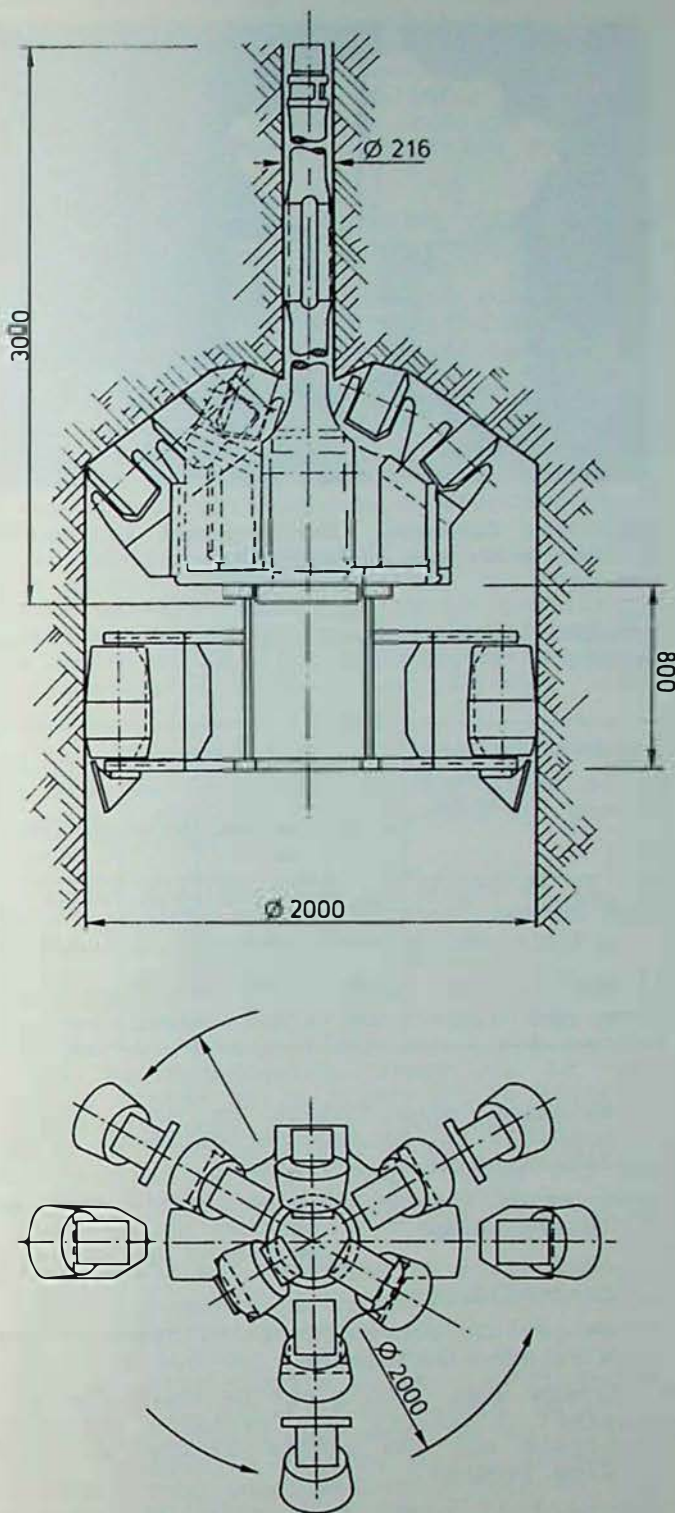


Fig. 6 : Plateau de forage de 216 mm à 2.000 mm armé de 10 molettes de 330 mm de diamètre; un stabilisateur a été placé sous le plateau (ce stabilisateur s'est détaché après 7,50 m de forage)

Le prix de la sondeuse Wirth HG 160/15 (en septembre 1983), y compris un jeu de 100 m de barres de forage, est de 35 millions de FB. Le prix de la couronne d'élargissement de 216 à 2.700 m est de 5 millions de FB; en enlevant quelques molettes, cette première couronne a été utilisée pour le forage d'élargissement au diamètre de 2 m.

La technique de forage avec la sondeuse installée à la recette supérieure présente les avantages suivants :



Fig. 7. Couronne d'élargissement de 2 m de diamètre posée sur le stabilisateur.

TABLEAU II. Domaines d'utilisation des sondeuses Wirthy HG.

Sondeuse	Puissance installée en kW	Élargissement			
		en mm	prof. max. en m	en mm	prof. max. en m
HG 160	90	406	640	1.200	210
HG 180	112	406	510	1.400	210
HG 210	160	400	570	2.000	230
HG 250	250	525	630	2.080	250

- déviation plus petite du trou pilote (possibilité de mesurer celle-ci et si nécessaire de la corriger)
- force de levage plus puissante lors de l'élargissage
- possibilité de supprimer les élargissements intermédiaires
- les déblais peuvent tomber librement vers la recette inférieure
- forage avec trou plein de boues, ce qui permet d'exercer une certaine pression radiale sur les parois du trou en terrains tendres.

Un incident toujours possible malgré toutes les précautions prises est la rupture d'une barre lors de l'élargissement.

Par contre, cette technique ne permet pas de placer le soutènement du puits à mesure de son élargissement.

3.2. INSTALLATION DE LA SONDEUSE

La figure 3 montre la position de la sondeuse à la partie supérieure du trou. Les cadres TH habituels du type LM ont été allongés à leur base pour avoir une hauteur de 5 m et faciliter ainsi le travail. Comme ce puits ne sera jamais utilisé pour la translation du matériel ou du personnel, il n'a pas été nécessaire de creuser une petite excavation au-dessus du puits pour y loger une poulie de renvoi définitive.

Le transport du matériel ainsi que le montage et ensuite le démontage de toutes les

installations ont été effectués par un ouvrier et quatre manoeuvres.

Pour pouvoir installer la sondeuse HG 160, il faut prévoir en couronne un espace de 1,50 m sur 1,50 m sur une hauteur utile de 5 m.

Le personnel nécessaire pour le montage de la sondeuse a été de 40 Hp; celui pour le démontage a été de 30 Hp.

Aucun surdimensionnement n'est nécessaire à la partie inférieure des futurs puits forés avec la sondeuse installée à la recette supérieure. On doit pouvoir y fixer le plateau de coupe (de 2 m de diamètre dans le cas présent) à l'extrémité inférieure du train de tiges et ensuite évacuer à mesure les déblais provenant de l'élargissement.

3.3. FORAGE DU TROU PILOTE

Le forage de haut en bas du trou pilote, de 216 mm de diamètre et de 6,20 m de hauteur, a été réalisé en 4 postes, soit en 23 heures, avec un avancement moyen de 24,10 m/poste.

Le personnel par poste comprend un foreur aidé par deux manoeuvres.

La déviation du trou pilote a atteint 70 cm dans une direction et 40 cm dans l'autre. Aucune mesure de la déviation n'a été effectuée durant le forage de ce trou pilote.

La couronne de 216 mm de diamètre a été mise hors service après le forage du trou pilote d'environ 100 m de hauteur. L'usure des molettes proprement dite est faible, mais c'est le jeu dans les roulements qui entraîne la mise en mitraille rapide de la couronne. Les couronnes utilisées sont de marque Varal et reviennent à 85.000 FB. Il existe des couronnes qui permettent le forage de 300 à 400 m de trous pilotes, mais qui coûtent trois fois plus cher que les couronnes Varal.

3.4. ELARGISSEMENT AU DIAMETRE DE 2 M

L'élargissement du trou de 102 m de hauteur au diamètre de 2 m a été effectué en 76 heures, réparties sur 16 postes, ce qui donne un avancement moyen de 6,02 m/poste.

La figure 8 montre la montée de la couronne d'élargissement dans la galerie creusée dans le bouveau du bas.

Le stabilisateur placé sous le plateau de forage s'est détaché après 7,50 m de forage. Malgré l'absence de stabilisateur, aucun problème ne s'est posé lors du forage ultérieur.

Le personnel était toujours composé d'un foreur et de deux manoeuvres.

L'usure des molettes a été très faible; aucune molette n'a dû être remplacée lors du forage.

Le tableau III rappelle les avancements réalisés lors du forage pilote et lors de l'élargissement de celui-ci à un diamètre de 2 m.

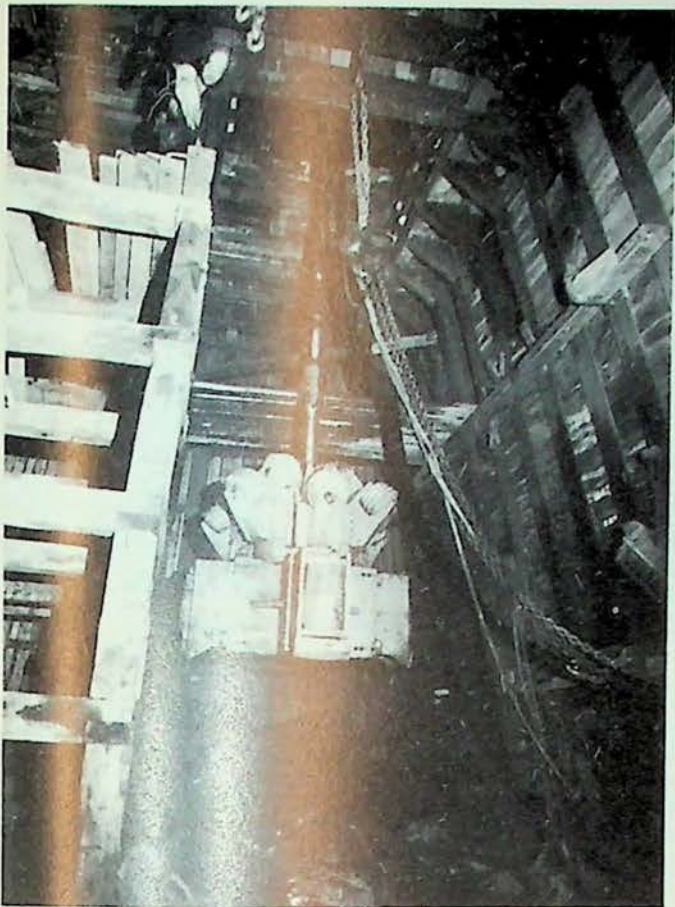


Fig. 8 : Montée du plateau d'élargissement à 2 m de diamètre. Le stabilisateur placé sous la couronne s'est détaché après quelques mètres de forage. Les dimensions très grandes de cette galerie inférieure ne sont pas dues à cette phase de travail mais ont été nécessaires pour creuser vers le bas un autre burquin, un peu plus loin

TABLEAU III. Forage d'un trou de 2 m de diamètre

	Postes	Forages en mm	Avancement par poste en m/poste
Transport-montage-démontage	26		
Forage du trou pilote (216 mm Ø)	4	96,40	24,10
Élargissement (Ø 2 m)	16	96,40	6,02
Divers	6		
Total (jusqu'au Ø de 2 m)	52	96,40	1,85

4. REVETEMENT DU PUITIS

Le puits qui doit servir uniquement pour l'aérage, et dans lequel le personnel ne doit pas passer, a été revêtu au moyen de béton projeté.

Ce puits pouvant ultérieurement être élargi à un diamètre d'environ 5 m, les ingénieurs du siège ont demandé de n'utiliser aucune pièce métallique dans le revêtement, ce qui explique qu'on n'ait pas utilisé un treillis qui aurait été fixé au terrain par des bou-

lons. La présence de ce treillis aurait permis de supprimer le travail de gunitage, sauf peut-être pour l'un ou l'autre tronçon situé en terrains plus tendres. Des essais antérieurs effectués par l'INIEX ont montré qu'un treillis fixé par boulons pouvait supporter une charge très élevée avant de se rompre.

4.1. DESCRIPTION DU MATERIEL UTILISE POUR LE GUNITAGE

Le travail de projection de mortier sur les parois verticales du puits a été effectué à partir d'une petite cagette.

Cette cagette (fig. 9) d'un diamètre extérieur de 1,60 m est formée par deux planchers situés à 2,50 m l'un de l'autre; le plancher inférieur sur lequel travaille le personnel est suspendu au plancher supérieur par des profilés. Les deux planchers sont équipés chacun sur leur pourtour de six guides latéraux ou skis qui peuvent venir glisser contre la paroi gunitée du puits, comme on peut le voir sur le dessin de droite de la figure 9, qui est une coupe horizontale à hauteur du plancher inférieur.

Le travail de gunitage s'effectue de haut en bas, de sorte que la translation de la cagette s'effectue toujours dans une partie de puits revêtu.

Le petit dessin en bas, à droite de la figure 9, montre schématiquement comment cette cagette permet le gunitage du puits.

La vitesse de translation de la cagette est très lente. Cette translation est assurée par un treuil à tambour livré par la firme Deilmann-Haniel. Comme on le voit sur le schéma de la figure 9, le câble de translation est mouflé pour augmenter la force de traction possible sur la cagette. Les poulies de renvoi supérieures ont été placées en haut d'un petit chevalement posé au-dessus du puits. Le diamètre des cinq poulies est de 510 mm.

Comme le diamètre de puits revêtu de béton projeté est relativement petit, il importait de s'assurer que le treuil de translation de cette cagette puisse immédiatement être arrêté, si celle-ci venait buter ou se coincer contre une aspérité du revêtement. Lorsque la cagette monte, le machiniste se rend immédiatement compte de tout blocage de la cagette. Mais il n'en est pas de même lors de la translation de la cagette vers le bas. Les ingénieurs de Foraky ont mis au point un dispositif avec jauges de mesures qui a été placé sous la première poulie de renvoi (fig. 10). Ce dispositif est relié à un pont de Wheatstone et à un microprocesseur intégrant le poids total des câbles de suspension de la cagette dans le poids de celle-ci, ce qui permet de détecter immédiatement tout blocage de la cagette.

Le puits foré n'étant pas absolument vertical, le plancher de travail avait tendance à frotter contre la paroi, ce qui augmentait fortement l'effort à déployer pour remonter le plancher avec, comme conséquence, de nombreux déclenchements du dispositif de sécurité.

Pour évacuer le personnel en cas de blocage de la cagette, celle-ci a été équipée d'un dispositif de sécurité permettant de descendre les ouvriers jusqu'au niveau inférieur, en les faisant passer par une

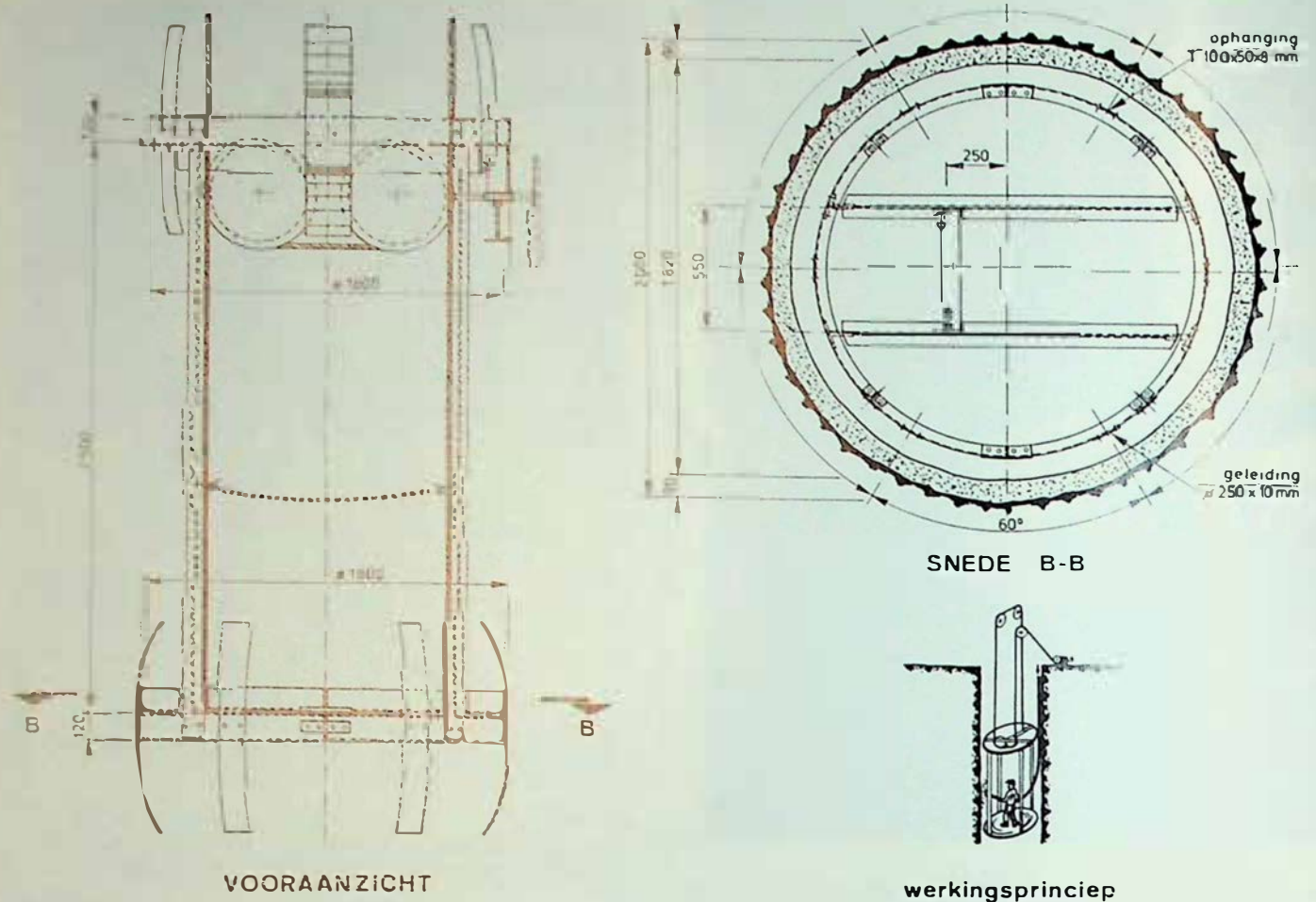


Fig. 9 : Plan de la cagette de 2,60 m de diamètre utilisée pour la projection de mortier sur les parois du trou foré à 2 m de diamètre. Les deux planchers de cette cagette sont équipés de skis ou guides latéraux. Le petit dessin en bas, à droite, montre le mode opératoire suivi pour ce gunitage

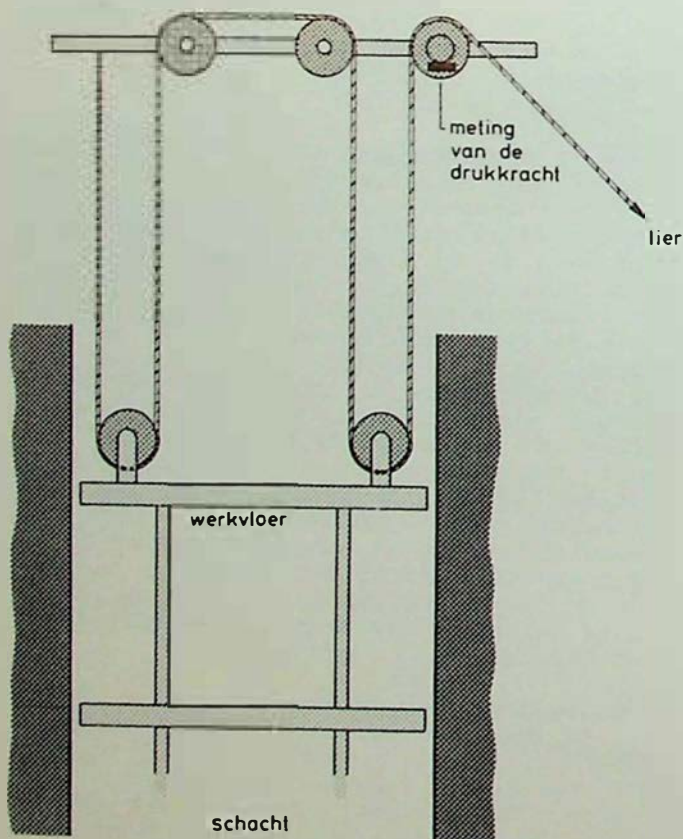


Fig. 10 : Dispositif de mesures des contraintes reprises par l'axe d'une poulie. Pour pouvoir détecter immédiatement tout blocage de la cagette lors de la descente de celle-ci, il faut tenir compte du poids total des câbles placés au-dessus de la cagette ou du plancher de travail

trappe ménagée dans le plancher de cette cagette. Ce dispositif fabriqué par la firme Wahlefeld, de Krefeld, est constitué par un treuil entraînant un câble par les deux extrémités duquel le personnel peut descendre à tour de rôle en mettant les pieds dans une boucle fixée au câble; cette installation travaille suivant un système pendulaire, ce qui permet d'accélérer l'évacuation des ouvriers. Le câble à âme métallique a un diamètre de 5 mm. Le treuil est équipé d'un frein du type centrifuge réglant la vitesse de descente entre 1 m et 1,50 m/s. Pour des raisons de sécurité, l'installation a été complétée par un frein à main, employé surtout au début et en fin de descente. La chaleur dégagée par le frottement du câble dans le frein peut atteindre 275°C sans entraîner aucun problème pour son bon fonctionnement.

La liaison entre la cagette et le machiniste du treuil est assurée par un cordon de sonnette et par un second cordon de sécurité.

Le béton est envoyé à sec par une pompe Meynadier du type Piccola 020 (fig. 11). Cette pompe est alimentée par air comprimé à une pression de 4 à 5 bar, avec une consommation de 5 m³ d'air/min. Les caractéristiques de cette installation sont les suivantes :

• largeur	800 mm
• longueur	1.500 mm
• hauteur	1.370 mm
• poids	470 kg
• capacité	70 l

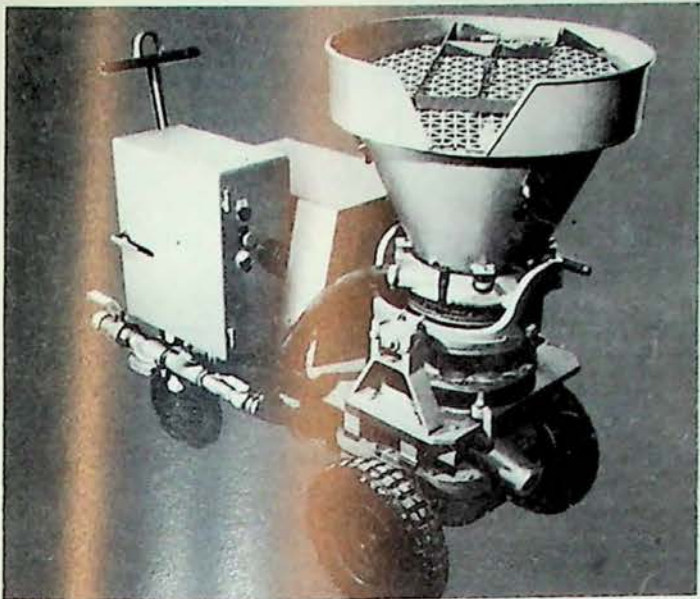


Fig. 11 : Pompe Meynaldier de type Piccola 020

La figure 12 montre le principe de fonctionnement de cette pompe. Le rotor à alvéoles est entraîné par un réducteur. Les produits descendent de la trémie vers une alvéole; lorsque celle-ci a effectué une rotation de 180°, les produits tombent dans l'orifice d'échappement, aidés par un flux d'air comprimé.

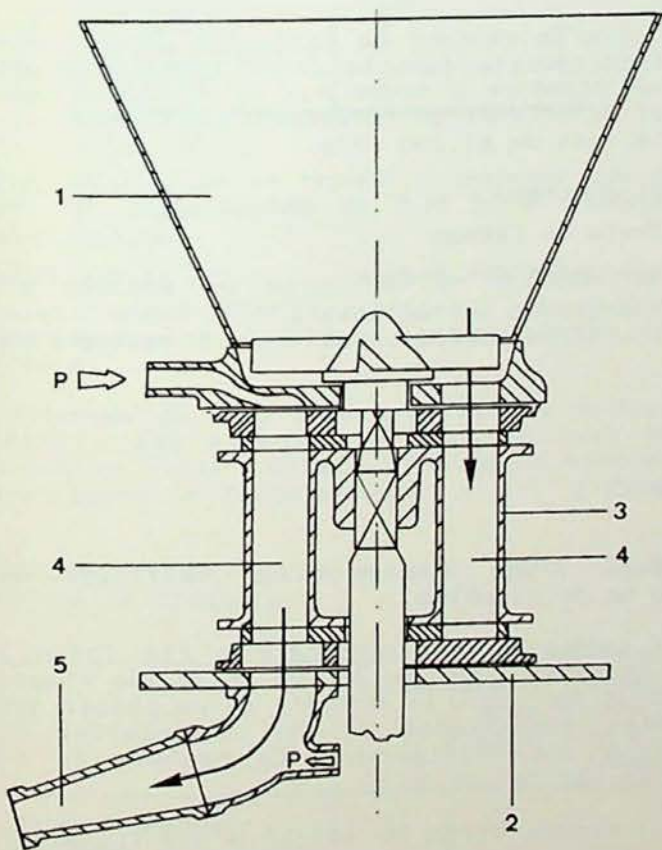


Fig. 12 : Principe de fonctionnement de la pompe Meynaldier

1. Trémie
2. Plaque de bas
3. Rotor
4. Alvéoles du rotor
5. Orifice d'échappement
- P. Arrivées d'air comprimé

Le choix du produit utilisé pour le gunitage est important car il doit :

- pouvoir adhérer à une surface verticale, lisse par endroit;
- avoir une faible perte au rebondissement;
- posséder une résistance suffisante après quelques heures;
- à 28 jours, la résistance doit être supérieure à 300 kg/cm²;
- garder ses qualités durant plusieurs dizaines d'années;
- être économique;
- être transportable par tuyauteries sans entraîner une usure prohibitive de celles-ci (préférence donnée à des grains ronds).

Pour satisfaire aux deux premières demandes, le pourcentage d'éléments fins doit être important.

La quantité de ciment varie de 250 à 450 kg par m³ de granulés.

L'humidité propre des agrégats doit être comprise entre 3 et 6 %; en deçà de 3 %, l'empoussiérage risque d'être fort élevé et, au-delà de 6 %, on risque d'avoir des bouchons dans les tuyauteries (par collage du produit contre les parois).

L'eau est ajoutée au bas de la colonne, à l'entrée de la lance de projection. On veille généralement à avoir un facteur E/C se rapprochant de 0,4.

L'utilisation d'accélérateurs est nécessaire pour permettre l'hydratation et la prise rapide du ciment, une diminution de la perte au rebondissement et une réduction de l'empoussiérage. On choisit généralement un accélérateur livré sous forme de poudre.

Par l'ajout de 3 % d'accélérateur, sa résistance à la compression atteint 50 kg/cm² après 5 heures (sans accélérateur, la résistance à la compression serait de 2 kg/cm²). Il est bien entendu que cette influence ne se fait plus sentir après 28 jours où cette résistance dépasse 300 kg/cm² avec ou sans accélérateur.

Le lait de ciment du gunitage projeté violemment contre la roche s'accroche à toutes les aspérités et fissures de la paroi rocheuse et revêt rapidement celle-ci d'une fine couche de mortier à laquelle les grains plus grossiers viennent ensuite se lier. La porosité du gunitage est généralement assez faible, de sorte que son poids spécifique se situe entre 2.100 et 2.200 kg/m³.

Comme produit de gunitage, on a utilisé du "Sakret" constitué d'un mélange d'agrégats calcaire, de ciment, d'un durcisseur, d'un accélérateur et d'un produit pour diminuer l'empoussiérage. La granulométrie du gravier est de 0/3,5 mm (on a observé la présence de grains plats de 10 mm de longueur). En moyenne, avec 30 kg de Sakret, on obtient 15 litres de mortier frais. La résistance à la compression de ce produit est normalement supérieure à 100 kg/cm² après un jour et atteint 450 kg/cm² à 28 jours.

La descente du mélange se fait par une tuyauterie métallique de 2" placée dans le puits; la jonction de la pompe à l'orifice supérieur des tuyaux et la jonction en bas des tuyaux et la canne de projection sont faits par des flexibles de 1 1/4". L'eau ajoutée à la canne de projection est amenée par des flexibles de 3/4".

Le travail de gunitage s'opère par passes de 10 m; le gunitage est réalisé en trois passes de 3 cm. Le diamètre de l'orifice est de 10 cm.

Le personnel comprend deux hommes dans la cage et trois ouvriers à la recette supérieure (deux à la pompe et un au creuil d'extraction).

Le travail a été effectué en un mois environ avec 3 à 4 m/posée, sur une hauteur de 95 m.

Par suite du faible diamètre du puits, l'ouvrier se trouve à très courte distance de la paroi en cours de gunitage; les hommes ont été équipés de lunettes de protection, de gants et d'impérmables.

La perte au rebondissement a été estimée à 25 % (à cause de la distance trop courte entre la canne et la paroi).

Le volume total de produit utilisé a été de 67.400 litres. En décomptant la perte au rebondissement, ce volume descend à environ 50.000 litres, ce qui correspond à 125 kg/m² et donne une épaisseur moyenne de mortier de 8 cm.

Lors de la visite effectuée durant cette phase de gunitage, nous avons pu constater que la couche de béton projeté adhérait très bien au terrain; d'autre part, la rugosité de la face interne de ce revêtement n'était pas très forte (bosses et fosses avec des dénivellations de 2 à 3 cm). A hauteur de la couche de charbon exploitée, on a observé de nombreuses venues d'eau permanentes d'un débit total d'environ 20 l/h; malgré cette venue d'eau, on n'a observé qu'un seul endroit (+ 10 cm de côté) où le béton était encore plastique lors de notre visite (effectuée un jour après cette projection).

Lors de ce travail de gunitage, il y a eu plusieurs bouchages du flexible d'alimentation inférieur, causés souvent par un arrêt de la projection à la canne, survenant avant d'avoir stoppé la pompe.

Au début, l'alimentation en eau était branchée sur le circuit d'eau du siège, dans lequel la pression d'eau n'est pas constante, ce qui rendait plus difficile le réglage de l'ajout d'eau à la canne de projection. Par après, la venue d'eau a été assurée par une pompe placée près d'un réservoir à la recette supérieure.

4.2. RESULTATS

Le travail de gunitage a été effectué en 64 postes avec un personnel total cumulé de 229 Hp.

Le tableau IV donne les grandes lignes de ce travail.

Le coût total de la projection du béton a été de :

. frais de personnel 1.150.000 FB

frais de produit :
136 t de produit Sakret
au prix de 2.500 FB/t 331.000 FB

Le coût total de l'opération de gunitage s'élève à 15.000 FB/m.

TABLEAU IV. Gunitage du puits intérieur de 2 m de diamètre

	Postes	Personnel Hp
1. Préparation du chantier, montage du chevalement, des tuyauteries, de la gunitouse	19	60
2. Gunitage proprement dit	25	114
3. Réparation du matériel		7
4. Démontage du matériel	9	20
5. Nettoyage du béton tombé de la projection du gunitage (à l'étage inférieur)	11	28
Total	64	229

5. CONCLUSIONS

Le prix de revient du forage de la communication décrite dans le présent rapport, qui a un diamètre à terre nue de 2 m, une hauteur de 95 m et un revêtement par béton projeté, est de 57.100 FB/m.

Ceci comprend :

. frais de forage 40.600 FB/m
. bétonnage des parois 15.000 FB/m
. chargement des déblais à l'orifice inférieur du trou 1.500 FB/m

ANNEXE I

Forage d'une communication verticale de 450 mm de diamètre

Une communication verticale a été forée à un diamètre final de 450 mm entre les étages 700 et 807 dans le but d'y faire passer des câbles électriques et des tuyauteries de gaz ou de réfrigérant. La hauteur de ce puits est de 102,50 m.

La sondeuse Wirth HG 160/15 a été installée à l'orifice supérieur de la future communication. Pour pouvoir la placer, la hauteur de la galerie a été relevée quelque peu (de 1 m) au moyen de rallonges fixées à la partie inférieure des cadres TH de 12 m² de section au départ. Cette galerie a été localement quelque peu élargie (de 2 m) pour permettre le maintien du transport de berlines sur une voie durant le temps de forage.

La coupe de la figure 13 montre que ce sondage devait traverser plusieurs bancs de grès dont l'un d'une épaisseur de 9 m.

(-613,05) 700

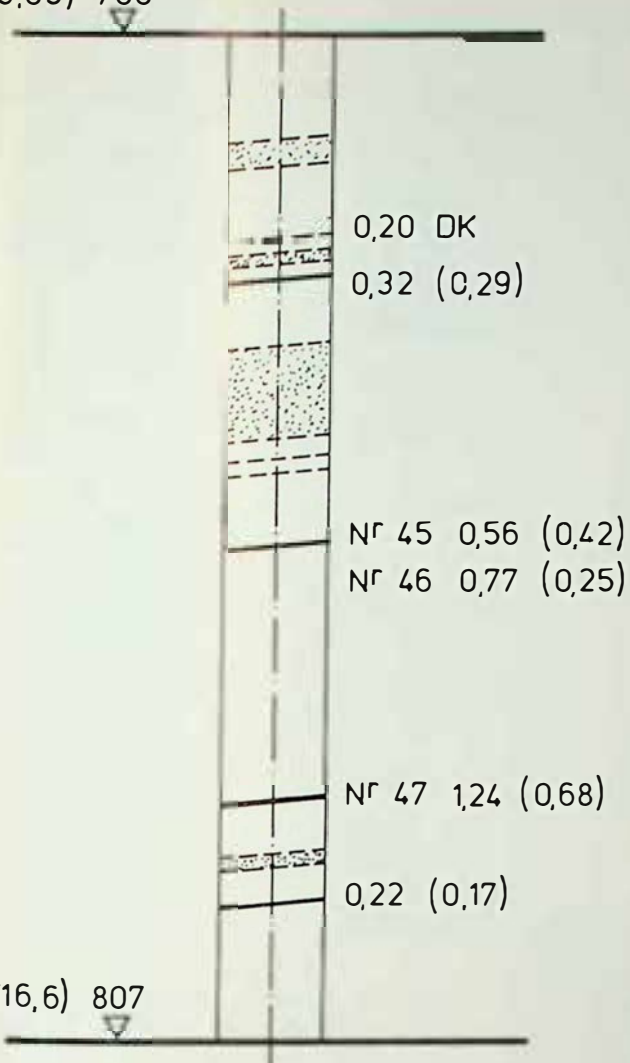


Fig. 13 : Coupe de terrain à traverser par le trou de communication de 0,45 m de diamètre

Six couches ou veinettes de charbon devaient aussi être traversées; l'épaisseur de la couche la plus épaisse était de 0,68 m.

Le forage du trou pilote de 216 mm de diamètre a été effectué de haut en bas, en 5 postes (voir tableau V) avec un avancement moyen de 20,50 m/poste.

TABEAU V. Forage d'un trou vertical de 450 mm de diamètre

	Postes	Avancements en m	Rendements en m/poste
Transport-montage-démontage	21		
Forage du trou pilote (216 mm Ø)	5	102,50	20,50
Elargissement à 450 mm de Ø	3	102,50	34,16
Divers			
Total	29	102,50	12,80

La déviation finale du trou pilote a été de 40 cm. Au cours de ce forage, deux mesures de la déviation de ce trou ont été effectuées au moyen d'un appareil Eastman Single Shot aux profondeurs de 12,38 m et de 82,53 m. Les schémas de la figure 14 permettent de voir les résultats des mesures effectuées. On constate que la déviation à 12,38 m de profondeur était négligeable. A 82,53 m, cette déviation est montée à 36 cm, tandis qu'à la fin du sondage (102,50 m), la déviation n'a plus augmenté (en valeur absolue) que faiblement.

Aucune correction de la déviation n'a été effectuée au cours de ce forage. La pente des terrains qui est dirigée vers le N-E est d'environ 10°. On constate que la pente des bancs ne semble pas avoir influencé la direction de la déviation.

L'élargissement du trou au diamètre final de 450 mm a été effectué en 3 postes avec un avancement moyen de 34,16 m/poste.

Le personnel se compose d'un foreur par poste, aidé par deux manoeuvres. Le personnel nécessaire pour le transport, le montage et le démontage est d'un ouvrier et de quatre manoeuvres.

ANNEXE II

ANNEXE II

Forage d'un trou de 2,70 m de diamètre préalable à une communication d'aérage de 3,60 m de diamètre (burquin S3Z2)

Une communication d'aérage verticale a été creusée pour relier les étages 920 et 1040. Pour creuser ce puits, il a été décidé de le creuser par forage jusqu'à un diamètre de 2,70 m, puis de l'élargir à l'explosif jusqu'au diamètre final de 3,60 m. La hauteur de puits à forer est de 120 m.

La figure 15 montre la coupe des terrains à traverser : plusieurs bancs de grès, 8 couches ou veinettes de charbon et la recoupe de 3 anciennes exploitations en couches 50, 59 et 61.

Le forage a été effectué au moyen de la sondeuse Wirth HG 160/15 installée à l'étage supérieur.

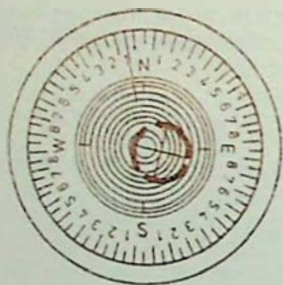
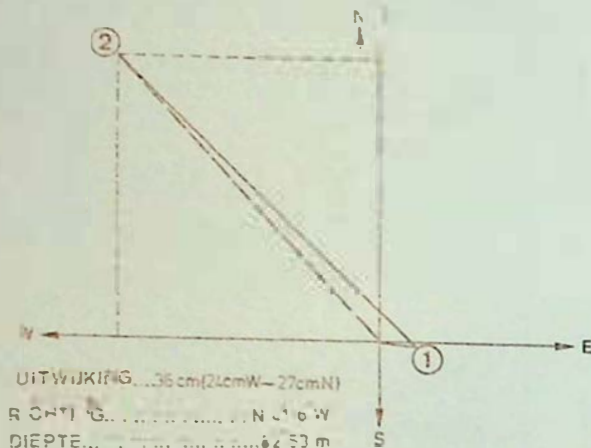
Pour installer cette sondeuse, le toit de la galerie a été entaillé jusqu'à une hauteur totale de 5,50 m sur une longueur de 2,80 m, tandis que le mur de la galerie a été entaillé jusqu'à une profondeur de 0,50 m, sur une longueur de 5,50 m pour le coulage d'une dalle en béton. Un monorail a été installé dans la galerie pour faciliter le montage et le démontage de la sondeuse.

La galerie inférieure a été rehaussée de 1 m environ sur une longueur de 4,50 m. Un convoyeur à raclettes y a été installé pour assurer le ramassage et l'évacuation des déblais provenant du forage. Une installation a été montée pour la fixation puis l'enlèvement des plateaux de forage de 2,70 m et de 1,40 m.

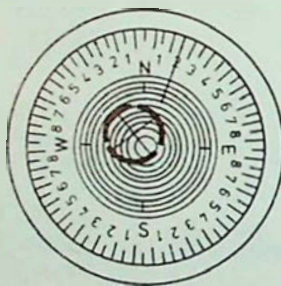
Pour des raisons de sécurité, la méthode employée exige d'arrêter le forage au diamètre de 2,70 m à 6 m sous le niveau supérieur et d'achever le forage à un diamètre plus petit (ici 1,40 m).

CO T OLEMETING I GLE HOT BORING 3 bis 700

Nr. meting	geboorde lengte Ln (m)	verschil tussen meting ΔL_n (m)	inclinatie in graden	verschil tussen inclin. $\Delta \alpha_n$ (°)	verticale rijkte HC	COS α_n	COS α_{n-1}	gedeeltelijke Δ COS uitwijking		richting azimuth A (°)	totale uitwijking Un (m)
								u_n (m)	Δ COS		
0	0	0	0	0	0	1	1	0	0		0
1	12,38	12,38	0,3°	0,3°	2362,405	0,999988	1	1,37 10 ⁻⁵	0,032	S 84° E	0,03
2	82,53	70,15	0,33°	0,003°	120578,9	0,999983	0,999986	3,21 10 ⁻⁶	0,387	N 45° W	0,360



METING OP 12,38m



METING OP 82,53m

Fig. 14 : Résultats des deux mesures de la déviation du trou pilote effectuées à 12,38 m et à 82,53 m de profondeur

Le forage du trou pilote de 216 mm de diamètre a été effectué de haut en bas, en 3 1/2 postes (voir tableau VI) avec un avancement moyen de 34 m/poste; l'avancement maximum a été de 41,20 m/poste. On constate que, malgré la présence de nombreux bancs de grès et de charbon et malgré la traversée de trois anciens travaux, les avancements réalisés ont été très élevés. Lors de la traversée des derniers bancs de grès (à 3 m environ de la galerie inférieure), l'eau pure utilisée à ce moment pour le forage est partie dans les terrains vers la galerie inférieure.

L'élargissement du trou de 216 mm à un diamètre de 2,70 m s'est effectué en 53 postes avec un avancement moyen de 2,14 m/poste, l'avancement maximum ayant été de 5,50 m/poste.

La traversée des bancs de grès rencontrés à la partie inférieure du forage a été assez lente : 4,30 m de grès conglomérati-

tique a été traversé en 6 postes, les 10 cm les plus durs de ce banc ayant même exigé un poste complet pour être foré.

Tout comme pour le forage au diamètre de 2 m du puits B 1bis, le stabilisateur placé sous le plateau de forage de 2,70 m s'est détaché après un élargissement vers le haut sur une hauteur de 2,50 m. Malgré l'absence de stabilisateur, le forage s'est poursuivi sans incident.

Les six derniers mètres du puits ont été élargis à un diamètre plus petit (1,40 m); ce changement de couronne a exigé un travail important (avec un personnel total de 39 Hp). Le forage des 6 m a été effectué en 3 postes.

Le démontage des plateaux de forage de 2,70 m et de 1,40 m au pied du puits a été rendu assez difficile par la chute de pierres provenant des parois du trou.

CONCLUSIONS GENERALES

1. RENDEMENTS REALISES LORS DES FORAGES AVEC LA SONDEUSE WIRTH HG 160/15

Le tableau VII donne les avancements moyens par poste réalisés lors des forages pilotes et des forages d'élargissement des trous, cas signalés dans le présent rapport (puits B 1bis, trou de 450 mm de diamètre et S3Z2). Ce tableau donne aussi les rendements moyens en m³/poste pour les différents cas envisagés.

En ce qui concerne les forages pilotes, les avancements moyens ont varié de 20,50 m à 34,20 m/poste, tandis que les rendements ont varié de 0,76 à 1,27 m³/poste avec un rendement maximum de 1,53 m³/poste au puits S3Z2.

Les trois sondages envisagés ont tous une hauteur d'environ 100 m et ont traversé des bancs de composition semblable (le pourcentage de grès est un peu plus faible au sondage S3Z2, ce qui peut expliquer les avancements meilleurs y réalisés).

Pour les forages d'élargissement, les rendements moyens ont été les suivants pour les élargissements de 216 mm à :

- 450 mm : 4,20 m³/poste
- 2000 mm : 18,70 m³/poste
- 2700 mm : 12,10 m³/poste

On constate que, dans le cas de la sondeuse utilisée (Wirth HG 160/15), les avancements et les rendements ont fort diminué lors de l'élargissement à 2,70 m. Il semble donc

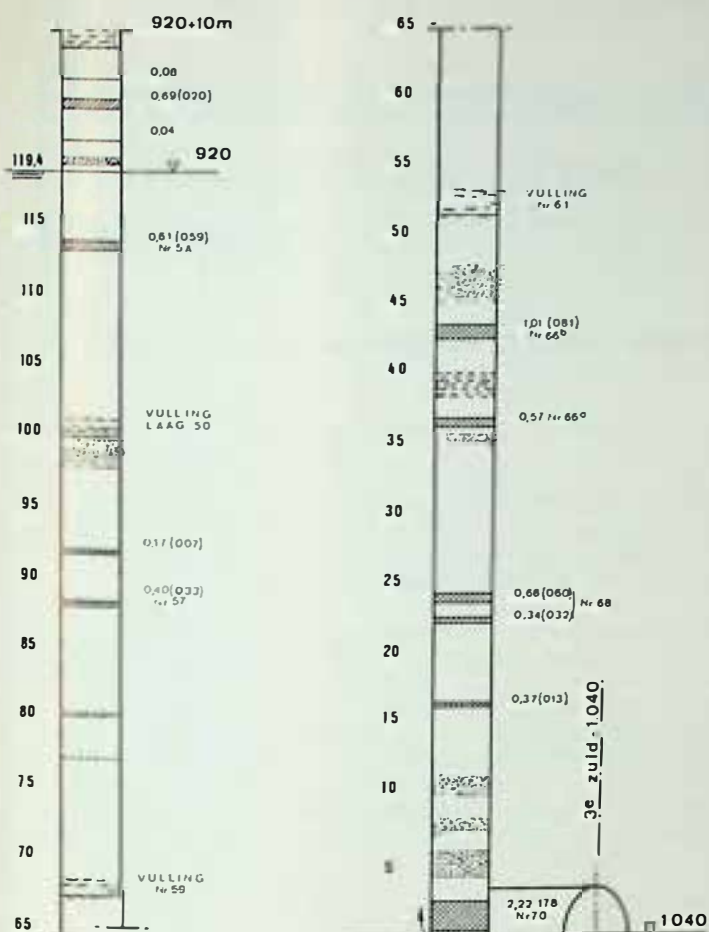


Fig. 15. Coupe de terrain à traverser par le trou foré à 2,70 m de diamètre

TABLEAU VI. Forage d'un trou vertical de 2,70 m de diamètre

	Forage proprement dit			Personnel total en Hp
	Postes	Avancements en m	Rendements en m ³ /poste	
Aménagements				
. recette supérieure				147
. recette inférieure				16
Installations				
+ transport recette sup.				8
+ montage sondeuse				37
+ transport et montage convoyeur à recette inf.				24
Forage du trou pilote (216 mm Ø)	3 1/2	120	34,20	14
Elargissement à 2,70 m de Ø				
+ transport et montage plateau de coupe de 2,70 m				38
+ élargissement à 2,70 m	53	114	2,14	115
+ démontage couronne 2,70 m				44
Elargissement des 6 m sup. à 1,40 m (avec montage et démontage des plateaux de forage de 1,45 m)	3	6	2	39
Chargement des déblais au fond				110
Démontage sondeuse				31
Transport vers le puits				2
				625

TABLEAU VII. Rendements réalisés lors des différents forages avec Wirth HG 160/15

Rendement moyen	Ø-216 mm Ø		216-450 mm Ø		216-2000 mm Ø		216-2700 mm Ø	
	m/poste	m ³ /poste	m/poste	m ³ /poste	m/poste	m ³ /poste	m/poste	m ³ /poste
	0,037 m ²		0,123 m ²		3,10 m ²		5,6 m ²	
B 1bis (ann. I)	24,10 11,50	0,90 0,70	31,16	4,20	6,02	18,7		
S3Z ₂ (ann. II)							2,14	12,1

que ce diamètre de 2,70 m soit un maximum pour les terrains rencontrés en Caspaine, surtout si l'on tient compte que c'est dans ce forage S3Z₂ que les conditions géologiques étaient les plus favorables.

2. REVÊTEMENT DE LA COMMUNICATION D'AERAGE B 1BIS DE 2 M DE DIAMÈTRE

Le puits a été revêtu avec succès d'une couche de mortier de 8 cm d'épaisseur projetée en trois fois, sans interposition d'aucun toulon ni d'aucun treillis.

Malgré la verticalité des parois à revêtir, le mortier a partout bien adhéré à la roche, les pertes au ralentissement ont été estimées à 25 % de volume projeté.

Le travail de revêtement a été réalisé au moyen d'une cagette d'un diamètre maximum de 1,60 m; il a été effectué en un mois avec un avancement de 3 à 4 m/poste, ce qui correspond à environ 100 m³/poste avec un personnel de 2 h dans la cagette et 3 h à la recette supérieure. Le coût total de cette opération de revêtement s'est élevé à 15.000 FB/m.

Recherches et développements de l'hydrogénopyrolyse du charbon en Belgique

René CYPRES*, Samuel FURFARI**, Marcel MARCOURT***

RESUME

Les recherches effectuées à l'Université Libre de Bruxelles dans le cadre du programme de recherches de la Commission des Communautés Européennes "Valorisation Physique et Chimique du Charbon" ont été consacrées à l'étude de la carbonisation sous pression d'hydrogène du charbon à lit fixe entre 0,1 et 5 MPa de 450 à 850°C. Les résultats présentés montrent la variation du taux de gazéification, des rendements en gaz et en huile, en hydrocarbures aromatiques monocycliques et en phénols, en fonction de la température et de la pression, pour des charbons de rang différent. La carbonisation sous H₂ permet d'extraire du charbon plus de matières volatiles que la teneur qui en est déterminée par les méthodes standard.

La désulfuration au cours de l'Hypy a été étudiée sur deux charbons à haute teneur en soufre. Il a été démontré que la rétention du soufre dans le coke se produit si le charbon est riche en constituants minéraux basiques.

Dans le but de transposer industriellement les résultats de ces recherches, le Ministère des Affaires Economiques a confié à l'Institut National des Industries Extractives à Liège, l'étude, la conception et l'élaboration d'une installation pilote devant donner de hauts rendements de gazéification, d'hydrocarbures liquides et de phénols. Un projet INIEX-CYPRES a été élaboré en faisant appel aux techniques des lits mobiles en présence d'hydrogène sous pression jusqu'à 5 MPa. La première phase a été la construction et l'expérimentation d'un modèle à froid à pression atmosphérique du réacteur et du système de recyclage du charbon. Les résultats ont permis de passer commande d'une installation pilote de 5 t/j de capacité maximale, qui est érigée à la Station Pilote de l'INIEX.

SAMENVATTING

De onderzoeken uitgevoerd aan de Universiteit Libre de Bruxelles in het raam van het onderzoeksprogramma van de Commissie van de Europese Gemeenschappen "Fysische en Chemische Valorisation van Steenkool", werden gewijd aan de studie inzake de verkooling onder waterstofdruk van steenkool in vast bed tussen 0,1 en 5 MPa van 450 tot 850°C. De voorgestelde resultaten tonen de verandering van het vergassingspercentage, de gas- en olierendementen, de monocyclische, aromatische koolwaterstofrendementen en de fenolrendementen naargelang van de temperatuur en de druk, voor steenkolen van verschillende rang. De verkooling onder H₂ maakt het mogelijk meer vluchtige stoffen te trekken uit de steenkool dan het gehalte dat er van bepaald wordt door de standaardmethodes.

De ontzwaveling tijdens de Hypy werd bestudeerd op twee steenkoolsoorten met hoog zwavelgehalte. Er werd aangetoond dat de retentie van het zwavel in de cokes zich voordoet als de steenkool rijk is aan basische minerale bestanddelen.

Met het doel de resultaten van deze onderzoeken industrieel om te zetten, heeft het Ministerie van Economische Zaken aan het Nationaal Instituut voor de Extractiebedrijven te Luik, de studie, het ontwerp en de uitwerking toevertrouwd van een pilootinstallatie die hoge rendementen van vergassing, vloeibare koolwaterstoffen en fenols moet opleveren. Er werd een project NIEB-CYPRES uitgewerkt waarbij beroep wordt gedaan op de technieken van de bewegende bedden in aanwezigheid van waterstof onder druk tot 5 MPa. De eerste fase bestond uit de bouw en de proefneming van een model zonder verhitte onder atmosferische druk van de reactor en het hercycleringssysteem van steenkool. De resultaten maakten het mogelijk een pilootinstallatie te bestellen met een maximale capaciteit van 5 t/d., die werd opgericht in het Pilootstation van het NIEB.

* et ** Université Libre de Bruxelles, avenue F.D. Roosevelt 50, B-1050 Bruxelles

*** Institut National des Industries Extractives (INIEX), rue du Chéra 200, B-4000 Liège

Die bei der Freien Universität Brüssel im Rahmen des Forschungsprogramms der EG-Kommission "Physikalische und chemische Veredlung der Kohle" durchgeführten Forschungsarbeiten wurden in der Untersuchung der Verkokung der Kohle in Festbett unter Wasserstoff bei einem Druck zwischen 0,1 und 5 MPa an einer Temperatur zwischen 450 und 500°C gewidmet. Die vorliegenden Ergebnisse beziehen sich auf die Variation der Vergasungsgrades, sowie der Ausbeuten an Gas und Öl, monocyclischen aromatischen Kohlenwasserstoffen und Phenolen in Abhängigkeit von der Temperatur und dem Druck bei Kohlearten verschiedener Qualität, die Verkokung unter H₂ gestaltet, mehr flüchtige Stoffe aus der Kohle zu extrahieren, als dem nach Standardmethoden bestimmten Gehalt an flüchtigen Stoffen entspricht.

Die Desulfurierung bei der Wasserstoffpyrolyse wurde bei zwei Kohlesorten mit hohem Schwefelgehalt untersucht. Es wurde nachgewiesen, dass der Schwefel in dem Kohle zurückgehalten wird, wenn die Kohle reich an basischen mineralischen Bestandteilen ist.

Mit dem Ziel, die Ergebnisse dieser Forschungsarbeiten industriell zu nutzen, hat das Wirtschaftsministerium das "Institut National des Industries Extractives" in Lüttich mit der Planung, dem Entwurf und der Errichtung einer Pilotanlage beauftragt, mit der hohe Vergasungsausbeuten, sowie hohe Ausbeuten an flüssigen Kohlenwasserstoffen und Phenolen erreicht werden sollen. Es wurde ein INIEX-CYPRES-Projekt ausgearbeitet, bei dem Flüssigbett-Techniken bei Gegenwart von Wasserstoff unter einem Druck bis zu 5 MPa angewendet werden. Die erste Phase betraf den Bau und die Erprobung eines Modells des Reaktors und des Systems zur Rückführung der Kohle in kaltem Zustand und bei Atmosphärendruck. Die Ergebnisse gestatteten, eine Pilotanlage mit einer maximalen Kapazität von 5 t/Tag in Auftrag zu geben, die bei der "Pilotstation" des INIEX errichtet wird.

INTRODUCTION

L'hydrogénopyrolyse est la carbonisation du charbon sous pression d'hydrogène. L'hydrogène réagit, déjà à pression atmosphérique, mais plus intensivement sous pression, avec les fragments produits par la décomposition thermique de la macromolécule charbon. La première étape est celle de la dévolatilisation. Elle concerne la fraction très réactive du charbon. Elle se produit dans tous les procédés de sa gazéification. Si la dévolatilisation se fait sous pression d'hydrogène, il y a réaction chimique entre l'hydrogène et les radicaux libres formés. L'équilibre entre les deux processus antagonistes qui se produisent au cours de la carbonisation, à savoir le craquage et la polymérisation, est déplacé en faveur du craquage. Tous les facteurs qui affectent cet équilibre peuvent être exploités pour augmenter le taux de dévolatilisation.

La dévolatilisation du charbon se produit très rapidement. Elle est terminée après quelques minutes si le charbon est porté rapidement à la température de réaction choisie. Sous hydrogène, une plus grande quantité de matières volatiles ne peut être extraite qu'en présence d'un gaz inerte, à même pression et température. La composition des produits de l'hydrogénopyrolyse

Fixed bed carbonisation of coal under hydrogen pressure between 0.1 and 5 MPa from 450 to 500°C. was studied at the "Université Libre de Bruxelles" as a part of the Commission of the European Communities Program "Physical and Chemical Valorization of Coal". Results presented here give variation of gasification yield, gas and oil, monocyclic hydrocarbons and phenols yields, as a function of temperature and pressure, for coals of different rank. Hydrocarbonization makes possible to extract from coal more volatile matter, than their content determined by standard methods.

Desulfurization during Hy.Py was studied on two high sulphur containing coals. It was demonstrated that when the coal is rich in alkaline mineral matter, an important fraction of the sulphur remains in the char.

In view of industrialization of the results of this academic research, Ministry of Economic Affairs of Belgium, has intrusted the "Institut National des Industries Extractives (INIEX) in Liège, with the study and construction of a pilot plant which has to meet requirements involved with high gasification liquid hydrocarbons and phenols yields. The INIEX/CYPRES project was elaborated using moving bed technology under hydrogen pressure up to 5 MPa. As a first phase, the reactor and recycling system was build and experimented on a cold model, at atmospheric pressure. Results made possible to commission a pilot-plant of 5 t/d maximum capacity, erected at the Pilote Station of INIEX.

est différente de celle de la carbonisation parce qu'il se produit une hydrogénation au cours du post-craquage.

L'hydrogénopyrolyse a connu ces dernières années un grand intérêt aux USA et en Europe. Furfari a fait récemment une étude bibliographique sur l'ensemble des travaux sur ce sujet (1), publiée par l'Agence Internationale de l'Energie.

Dans le cadre du programme de recherche de la Direction Charbon de la Commission des Communautés Européennes intitulé "Valorisation physique et chimique du charbon", le département de Carbochimie de l'Université Libre de Bruxelles étudie la carbonisation du charbon sous pression de gaz réactif.

Le présent article résume brièvement, dans la première partie, les résultats obtenus à l'ULB sur l'influence du rang du charbon, de la pression d'hydrogène et de la température sur les rendements de dévolatilisation et sur la composition des gaz et des huiles produits lors d'une carbonisation en lit fixe sous une pression d'hydrogène de 0,1 à 5 MPa.

La deuxième partie expose l'état d'avancement de l'expérience pilote en cours à l'INIEX à Liège.

Taux de gazéification

Les taux de gazéification ont été établis par thermogravimétrie sur 0,1 g de charbon. On a construit une thermobalance capable de fonctionner jusque 5 MPa et 1.000°C. Un réacteur en lit fixe permettant de collecter les huiles et les gaz, permet de carboniser dans les mêmes conditions, 100 g de charbon. Les deux installations ont été décrites dans d'autres articles (2, 3).

On a réalisé plusieurs séries d'expérience avec différents charbons. A titre d'exemple, la fig. 1 montre les courbes thermogravimétriques obtenues par chauffage progressif jusqu'à 900°C du charbon Illinois n° 6.

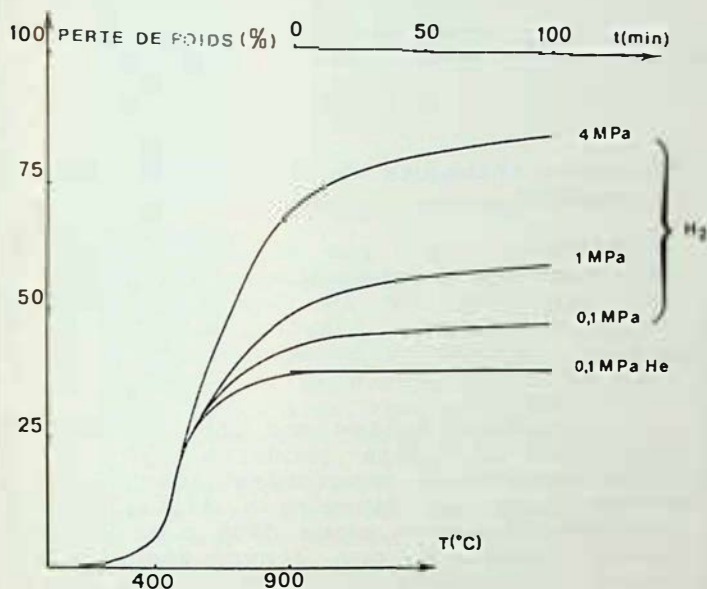


Fig. 1 : Gazéification du charbon Illinois n° 6

A la pression atmosphérique (0,1 MPa), le taux de gazéification sous H₂ est déjà d'environ 5 % supérieur à celui sous He. Il augmente avec la pression entre 0,1 et 4 MPa. Il atteint 70 % à 900°C pour un charbon à 35,8 % de M.V. déterminées dans les conditions standard. Des résultats analogues ont été obtenus avec les autres charbons étudiés. Ils démontrent qu'il n'est pas nécessaire de porter le charbon très rapidement à la température de réaction. Bien entendu, s'il est porté quasi instantanément à la température de réaction, sa vitesse de dévolatilisation est beaucoup plus grande, mais pas le taux de gazéification.

On a mis cependant en évidence un effet de masse. Les expériences dans une thermobalance sont faites sur environ 0,1 g de charbon. Si on augmente la masse de charbon traité en lit fixe, le taux de gazéification diminue, toutes les autres conditions expérimentales restant identiques. Il décroît de 70 % pour 0,1 g de charbon, à 50 % pour 100 g (4). Le charbon se comporte comme un solide ayant un grand pouvoir de rétention de ses propres matières volatiles. Une couche peu épaisse de charbon est susceptible d'augmenter le temps de rétention d'une partie des matières volatiles. Il en résulte que le temps réel de séjour

de celles-ci devient suffisant pour qu'elles subissent un postcraquage important, avec formation de carbone qui reste dans le coke et de gaz léger, en particulier l'hydrogène. De ce fait, le rendement pondéral de la gazéification diminue, avec augmentation du volume de gaz produit.

Du point de vue industriel, ces observations expliquent pourquoi aucun gazogène en lit fixe ne permet d'atteindre les taux de gazéification obtenus en traitant du charbon en couches minces. C'est aussi pourquoi l'hydrogénopyrolyse industrielle doit être réalisée en lit mobile, fluidisé ou entraîné. C'est ce que nous avons, ainsi qu'on l'expose dans la deuxième partie de cette communication, entrepris de faire dans l'installation pilote semi-industrielle.

Hydrogénopyrolyse de charbons précarbonisés

On a étudié la dévolatilisation secondaire sous pression d'hydrogène de coques préparés par pyrolyse préalable sous hélium.

La fig. 2 donne les résultats du traitement d'un charbon belge. Le charbon Beringen 2 a été traité dans les mêmes conditions expérimentales que précédemment sous 0,1 MPa d'hélium jusqu'à 500, 700 et 900°C en maintenant chaque fois cette température jusqu'à obtention d'un poids constant. Cette précarbonisation est suivie de la dévolatilisation sous hydrogène à 4 MPa jusqu'à 900°C pendant 160 minutes. On observe que malgré l'augmentation de la température de précarbonisation, la vitesse initiale de la réaction d'hydrogénéogazéification reste élevée. La pente des courbes obtenues par les prétraitements à 500 et 700°C ne représente pas la dévolatilisation isotherme puisque l'on chauffe à nouveau l'échantillon jusqu'à 900°C.

Par contre, l'essai avec précarbonisation jusqu'à 900°C rend compte de la dévolatilisation isotherme. Le taux final de gazéification est lui aussi élevé quelle que soit la température du prétraitement, cependant la vitesse de méthanation isotherme est plus faible quand la température de précarbonisation augmente. Ces résultats ne sont pas en accord avec ceux obtenus par Johnson (5). Ils permettent de conclure que la fraction réactive du charbon, rapidement gazéifiable, n'est pas détruite au cours de la carbonisation en atmosphère inerte. Même quand la température de prétraitement est supérieure à 500°C, la vitesse initiale de dévolatilisation reste élevée, ainsi que les taux de gazéification finals obtenus. La durée du prétraitement à 500°C n'influence pas non plus la vitesse de réaction.

Il est tout à fait remarquable de constater que même quand l'échantillon est traité à 900°C et maintenu à cette température sous 0,1 MPa d'hélium à poids constant pendant plus de 3 heures, la réaction d'hydrogénation reprend dès que l'hydrogène est introduit dans le réacteur à la pression de 4 MPa. Cette expérience, la seule présentée ici sur la dévolatilisation isotherme à la température de précarbonisation, permet de démontrer que la postgazéification d'un coke obtenu à 900°C, atteint près de 20 % en moins de 10 minutes. On retrouve sur les coques et semi-coques de précarbonisation l'allure caractéristique des courbes d'hydrogénopyrolyse des char-

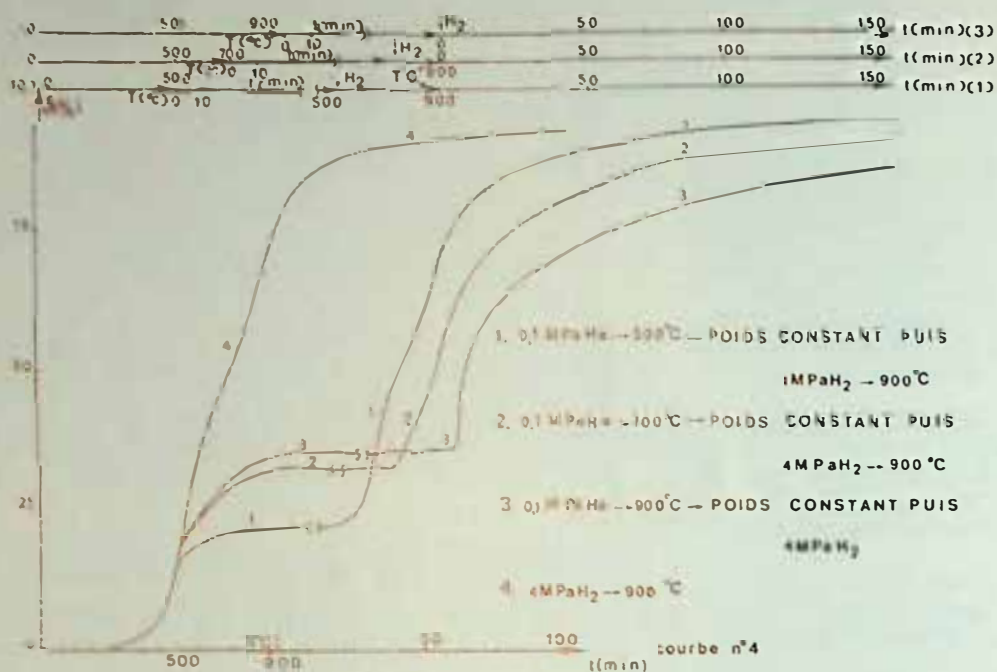


Fig. 2 : Hydrogénogazéification de charbon de Beringen n° 2 précarbonisé

bons non traités.

La signification pratique de ces expériences est que les coques ou semi-coques produits en milieu inerte à pression atmosphérique peuvent subir une seconde dévolatilisation sous pression d'hydrogène et obtenir des taux de gazéification comparables à ceux obtenus en une seule étape sous hydrogène.

Le taux de matières volatiles résiduelles dans le combustible solide résultant de l'hydrogénopyrolyse dépend surtout de la température (6). Il décroît, à 1 MPa de pression d'hydrogène, linéairement entre 485°C et 850°C de 13,9 % à 2,9 %. L'influence de la pression d'hydrogène est surtout marquée entre 0,1 et 1 MPa. Au-delà de cette pression, la teneur en matières volatiles résiduelles devient, à température constante, indépendante de la pression. Le taux de M.V.R. mesuré à 900°C et 1.000°C est donné dans la fig. 3.

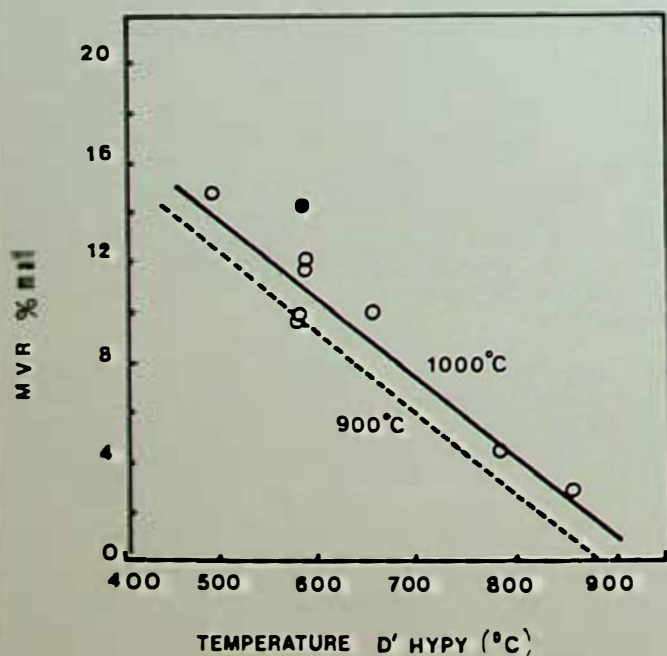


Fig. 3 : Teneur en M.V.R. des semi-coques

Réactions chimiques de l'hydrogène pendant la pyrolyse

L'hydrogène n'agit pas seulement comme un extracteur des constituants du charbon, les transférant de la phase solide dans la phase gazeuse. L'hydrogénocraquage se produit lors du postcraquage des matières volatiles.

Les gaz et les huiles ont une composition différente de celle produite lors d'une carbonisation en atmosphère inerte. Sans entrer dans une discussion détaillée des résultats que nous avons déjà publiés (2), disons seulement que l'hydrogénopyrolyse permet d'accroître le rendement en B.T.X. et phénols légers par la dégradation des hydrocarbures lourds.

Nos résultats et ceux obtenus à l'étranger, en particulier aux USA, montrent qu'on peut faire varier la quantité d'hydrocarbures gazeux et liquides, et leur nature, en jouant sur les paramètres suivants : température de pyrolyse, temps de séjour dans le réacteur du charbon traité et des matières volatiles produites, pression partielle d'hydrogène et pression totale (1, 2).

La fig. 4 montre l'évolution de la composition des hydrocarbures aromatiques et des phénols en fonction de la température au cours d'une hydrogénopyrolyse sous 3 MPa.

Il est important, en relation avec la réduction de la consommation d'hydrogène et la production de composés chimiques de valeur, de souligner que les phénols ne subissent pas d'hydrocraquage important en dessous de 750°C. Par contre, le fait est bien connu qu'aux hautes températures, au-dessus de 900°C, tous les produits de la dévolatilisation primaire sont convertis en CH₄.

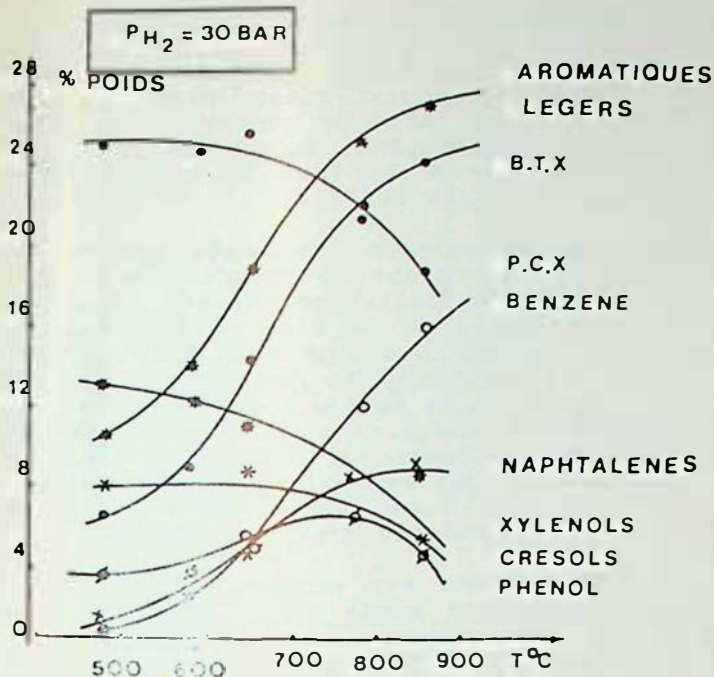


Fig. 4 Composition de l'huile

Désulfuration du charbon pendant l'hydrogénopyrolyse

Importance de la composition des matières minérales

Nous avons montré (7, 8, 9) que le taux d'élimination du soufre au cours de l'hydrogénopyrolyse d'un charbon dépend de la nature de ses constituants minéraux.

La désulfuration au cours de l'hydrogénopyrolyse a été étudiée sur deux charbons à haute teneur en soufre : un charbon bitumineux de l'Illinois à 3,6 % et un charbon subbitumineux de Sulcis à 4,3 % de S. Dans le premier cas, la teneur résiduelle en S dans le coke de 900°C et 1 MPa, a été réduite de 3,6 à 1,5 %. Dans le deuxième cas, le coke obtenu à 780°C et 3 MPa, contient 3,9 % de S.

Nous avons montré, grâce à la microscopie électronique à balayage, couplée à un analyseur EDAX, que dans les charbons comme ceux de Sulcis, riches en calcite et en dolomie, le soufre libéré lors de l'hydrogénopyrolyse sous forme de sulfure d'hydrogène est fixé par les constituants minéraux alcalino-terreux des cendres. Dans les conditions de l'hydrogénopyrolyse, les matières minérales alcalines d'un tel charbon, jouent le même rôle que les ajouts de dolomie ou de chaux lors de la combustion d'un charbon sulfureux pour limiter la pollution par le dioxyde de soufre.

La micrographie SEM et son diagramme R.X. du charbon de Sulcis non traité présentés, montrent qu'il est riche en soufre et en calcium. Il y a aussi un peu de fer. Les images X montrent que le soufre est réparti uniformément dans l'échantillon. Ceci est dû au fait que le charbon de Sulcis est riche en soufre organique et relativement pauvre en soufre minéral. Le calcium et le fer sont bien localisés. Le charbon de Sulcis est riche en calcite. L'augmentation locale du signal du soufre est due à la pyrite, comme le confirme l'image X du fer.

Les micrographies du coke formé à 780°C

sous 3 MPa d'hydrogène permettent de voir que maintenant le calcium, le magnésium et le soufre sont localisés aux mêmes endroits.

Les résultats de l'hydrogénopyrolyse du charbon bitumineux de l'Illinois n° 6, contenant 3,6 % de soufre, mais pauvre en calcite, confirment l'interprétation donnée ci-dessus. Le semi-coke obtenu dans les mêmes conditions expérimentales que pour le charbon de Sulcis, ne contient plus que 1,5 % de soufre.

Soufre combustible et non combustible

Afin de déterminer si le semi-coke contenant des quantités importantes de soufre peut être utilisé comme combustible non polluant, on a déterminé les fractions de soufre combustible et non combustible.

Les échantillons ont été placés dans un four électrique et brûlés dans un courant d'air à pression atmosphérique en chauffant progressivement jusqu'à une température finale de 1.000°C. Les résultats sont portés à la fig. 5.

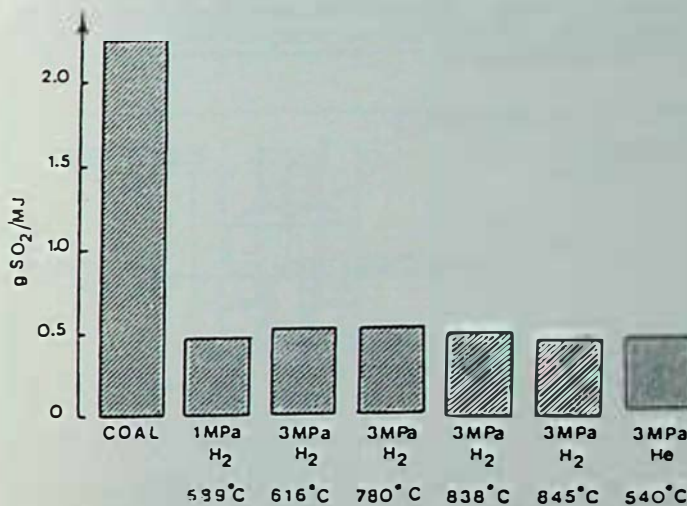


Fig. 5 : Production de SO₂ par combustion à 1.000°C

Dans tous les semi-cokes, le soufre combustible ne représente que de 14 à 22 % du soufre total alors que dans le charbon il atteint 64 %. D'autres auteurs ont observé les mêmes effets sur des lignites à faible teneur en soufre (10).

CONCLUSIONS

En conclusion, on peut résumer sommairement les avantages industriels de l'hydrogénopyrolyse de la manière suivante :

- 1) La dévolatilisation rapide sous pression d'hydrogène permet d'atteindre des taux de gazéification importants à des pressions modérées ne dépassant pas 5 MPa.
- 2) Le semi-coke résiduel est un excellent combustible, non polluant. Son taux de matières volatiles résiduelles peut être fixé en fonction des nécessités de la combustion. Il est très réactif et peut servir à la production de gaz de synthèse.
- 3) Les investissements de l'hydrogénopyrolyse couplée à la combustion sont faibles par rapport à ceux requis pour la gazéifi-

catif inégalement ou la liquéfaction des hydrocarbures.

4) En dessous de 400°C, la consommation d'hydrogène du procédé est faible.

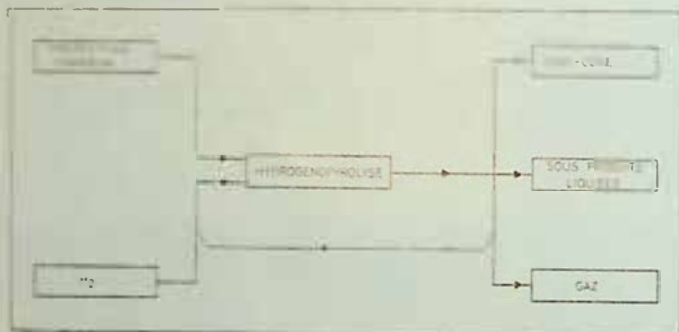
5) L'"écrémage" des charbons à haute teneur en matières volatiles avant leur combustion permettrait d'accroître considérablement la consommation de charbon dans le monde.

2EME PARTIE - DEVELOPPEMENTS A L'INIEX

Introduction

Suite aux travaux de recherche qui viennent d'être exposés, le Comité Ministériel de Coordination Economique et Social a décidé, le 23 avril 1981, de confier à l'Institut National des Industries Extractives (INIEX), la conception, la construction et l'expérimentation d'une installation pilote d'hydrogénépyrolyse.

La mission assignée à l'INIEX est la mise au point d'un procédé capable de réaliser le traitement d'hydrogénépyrolyse de charbons à haute teneur en matières volatiles dans une installation comportant les fonctions suivantes :



Le but est d'évaluer la rentabilité du procédé et d'optimiser les paramètres qui conduisent au rendement le plus favorable en hydrocarbures de valeur commerciale. L'expérience doit aussi permettre de réunir les données quantitatives nécessaires à la réalisation industrielle de démonstration.

Conception du réacteur

Le projet élaboré à l'INIEX est caractérisé tout particulièrement par le réacteur d'hydrogénépyrolyse, que nous appellerons aussi pyrolyseur.

La décomposition thermique du charbon sera d'autant plus créatrice de hauts rendements en composés gazeux et liquides que le traitement satisfait aux trois conditions ci-après :

- pyrolyse du charbon à pression élevée en présence d'une pression partielle d'hydrogène suffisante,
- chauffage et maintien du charbon à une température de service durant le temps nécessaire à sa distillation,
- élimination rapide des vapeurs formées dans le réacteur.

Pour atteindre ces objectifs, nous nous sommes inspirés des technologies acquises à l'INIEX depuis de nombreuses années dans

le domaine des échanges et traitements thermiques par fluidisation, ainsi que des moyens de relevage de produits fins, froids ou chauds, en entraînement dense dans un tube éleveur, afin de concevoir un pyrolyseur ou l'hydrogène, ou un gaz fortement hydrogéné, est à la fois le fluide caloporteur et le gaz réactif.

Une première version est basée sur un lit fluidisé recirculant ou "spouted bed" dont le principe de fonctionnement est représenté au schéma A de la fig. 6. Le réacteur (schéma B) est constitué d'un tube principal à la base duquel le gaz réactif chauffé est injecté. A la partie inférieure du tube réacteur, un conduit ou "draft tube" a été placé en son centre afin de stabiliser le phénomène de jet central, ou spout. Il est surmonté d'un tuyau fermé, afin de créer une région annulaire d'espace limité.

Le tube réacteur est terminé par une chambre d'expansion munie d'un déflecteur. Le charbon est alimenté à la base du tube réacteur où il est fluidisé par le gaz hydrogène réactif et dilué dans le char. En principe, les écoulements devraient s'établir comme suit : le charbon, charbon-char circulerait de bas en haut dans le "draft tube" en phase diluée, sortirait en fontaine et retomberait dans la région annulaire en phase moyennement fluidisée pour se mélanger au charbon frais et échauffer ce dernier. Une partie du solide traité serait entraînée à grande vitesse dans l'espace annulaire, ménagé entre le tube réacteur et le tuyau fermé intérieur où il serait séparé du gaz en tête du réacteur dans la chambre d'expansion.

Suivant cette conception, le procédé réaliserait un faible temps de séjour des vapeurs produites, tout en effectuant le recyclage du combustible solide qui résiderait plus longtemps dans la zone chaude de traitement, pour permettre sa distillation optimale. L'usage de ce type de lit fluidisé recirculant devrait aussi permettre de réduire les tendances à l'agglomération de charbons relativement agglutinants.

Le manque de connaissance des écoulements solides et gazeux dans les différentes solutions envisagées nous a conduits à construire un pyrolyseur modèle constitué d'éléments en verre ou en plexiglas, fonctionnant à l'air froid et en utilisant comme matériau solide des grains de polyester dont les caractéristiques physiques sont semblables à celles du charbon. Nous avons recherché quelle conception du réacteur permet de satisfaire aux trois conditions essentielles :

- stabiliser les écoulements solides et gazeux,
- créer une circulation organisée du char,
- maîtriser et mesurer les taux de recyclage du char.

Après avoir expérimenté plusieurs modèles, nous avons adopté le deuxième schéma représenté en C à la fig. 6. La conception s'inspire fortement de la technologie des aéroéleveurs mis au point à l'INIEX, où le lit fluidisé est remplacé par un lit entraîné avec recirculation. Le réacteur est constitué d'un tube surmonté d'une chambre d'expansion munie d'un déflecteur séparant les phases solides et gazeuses. Le charbon, mélangé au char dans un tube à la base du réacteur, est alimenté au pied

à la pression atmosphérique. Le polyester utilisé comme diluant présente des propriétés d'entraînement très semblables à celle du charbon. Ceci est illustré à la fig. 8 qui donne les vitesses expérimentales de glissement du charbon et du plastique dans l'air, en fonction du diamètre des particules. La courbe théorique pour le plastique a également été tracée.

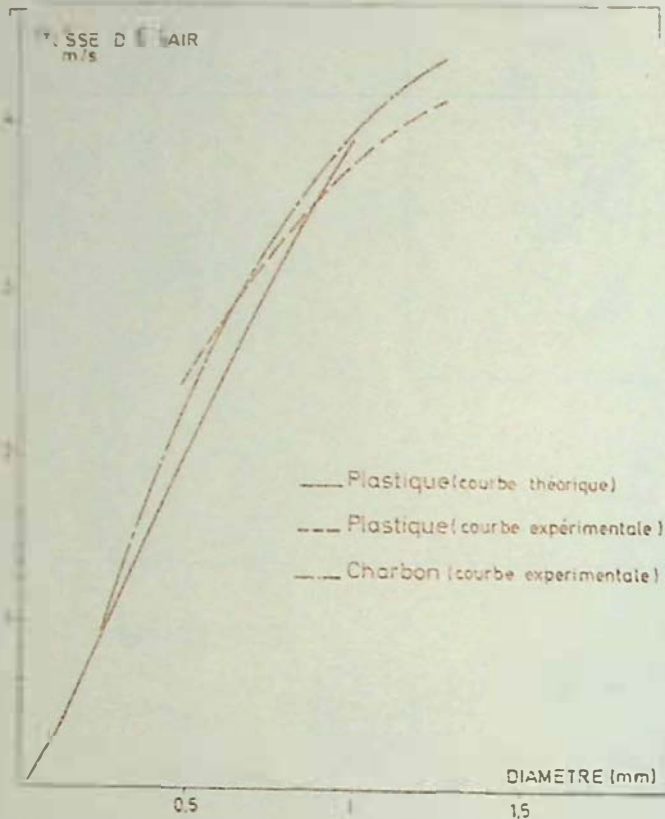


Fig. 8 - Vitesses d'entraînement

Les principaux paramètres et les conditions opératoires ayant été étudiés au cours des essais ont été :

- Débit gazeux total qui a varié de 40 à 100 Nm³/h
- Débit de solide qui a évolué de 50 à 200 kg/h
- Granulométrie du solide; deux coupes granulométriques ont été expérimentées : 0,1 - 0,5 mm et 0,5 - 1,25 mm
- Rapport du débit réacteur sur le débit latéral
- Taux de recyclage du solide.

Résultats des essais

Au cours des essais, la difficulté la plus importante résidait dans la nécessité de minimiser le débit de gaz latéral par rapport au débit principal; en effet, dans notre installation définitive, seuls les gaz du bas du réacteur apporteront les calories de haute température.

La fig. 9 donne l'évolution des temps de séjour en fonction du débit gazeux total à froid pour différents débits latéraux; deux courbes enveloppes y sont tracées, l'une pour un recyclage de 78 %, l'autre pour 50 % de recirculation du solide, avec des temps de séjour nettement réduits.

Ces chiffres indiquent que les rapports des débits latéraux sont suffisamment élevés que pour être acceptés; à 70 Nm³/h de débit total, ils s'échelonnent de 4 à

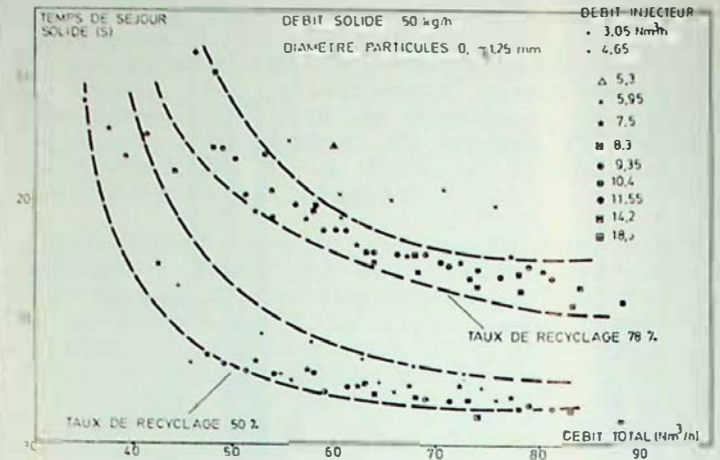


Fig. 9 - Courbes des temps de séjour

13. D'autre part, on peut remarquer que les temps de séjour sont relativement indépendants des différents débits gazeux et qu'ils ne dépendent en fait que du taux de recyclage du solide.

Simulation

Principe

Le but de la simulation est de déterminer les conditions exactes à utiliser à chaud pour imposer des comportements semblables des particules en mouvement, à froid et à chaud. Les diverses courbes tracées à froid, donnant les temps de séjour pour différents taux de recyclage et débits gazeux, seraient ainsi transposables à chaud, ainsi que les débits minima nécessaires pour éviter les blocages au pied du réacteur. Le séjour de la particule dans le réacteur peut être décomposé en trois phases successives :

- lit fluidisé rapide dans la zone d'injection,
- lit entraîné dans le tube réactionnel,
- chute rapide dans le recyclage.

La similitude du comportement dans la zone d'injection où les chocs sont multiples, et dans le recyclage, sera d'autant plus assurée que les particules seront semblables à chaud et à froid. Les densités du plastique et du charbon étant comparables, nous travaillerons avec des particules de même diamètre.

Résultats

Nous nous limiterons à donner un exemple de résultat que la simulation permet d'obtenir pour des grains de 1 mm.

Conditions expérimentées à froid

Température de 20°C
Pression de 1 bar
Débit de 65 Nm³ d'air/h

Conditions calculées à chaud

Température de 800°C
Pression de 14 bar
Débit de 260 Nm³ de gaz/h

Il est aisé de constater, sur la fig. 10, la concordance des courbes décrivant, à chaud et à froid, la vitesse et la trajec-

toire des particules dans notre réacteur, en fonction du temps.

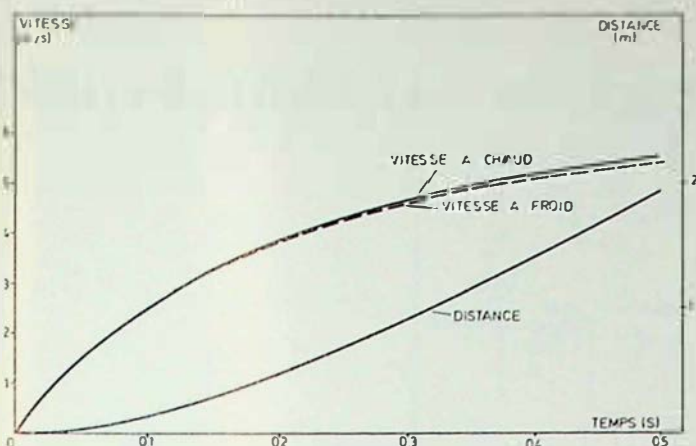


Fig. 10 : Vitesse et trajectoire des particules

Installation pilote

Considérations préliminaires

Les objectifs auxquels doit répondre l'installation industrielle qui est en projet sont essentiellement :

- Tenir compte des contraintes liées aux aspects économiques et industriels de l'exploitation;
- Mettre au point un procédé sans consommation globale d'hydrogène,
- Privilégier la production des composés liquides.

Le lit entraîné nécessite un débit gazeux important qui contiendra, à la sortie du réacteur, une certaine quantité de méthane et d'oxyde de carbone, mais surtout un large excès d'hydrogène, qu'il sera indispensable de récupérer. Il faudra donc industriellement recycler un débit important de mélange gazeux dont le contenu calorifique à la sortie du pyrolyseur est, lui-même, très important. Il en découle que, si le procédé veut être rentable, sans dépense énergétique trop élevée, il sera également nécessaire de récupérer au maximum les calories des gaz et vapeur d'hydrocarbures et de réduire au minimum les pertes par convection, conduction et chaleurs sensibles aux sorties. De plus, pour que le procédé soit autonome en hydrogène, la régénération de l'hydrogène nécessaire à partir du méthane recyclé devra être prévue.

Il résulte de ces considérations que, si le charbon alimenté et les gaz recyclés peuvent être préchauffés lors de la condensation des composés liquides, le dispositif de chauffage de l'hydrogène devra, d'une part, fournir les calories nobles nécessaires à la réalisation de la température de traitement et, d'autre part, convertir le méthane recyclé en hydrogène. L'arc électrique, ou torche à plasma, semble constituer la solution parfaite pouvant satisfaire ces deux fonctions.

Le schéma de la fig. 11 illustre l'intégration des différentes phases qui doit être réalisée dans l'installation industrielle pour répondre aux desiderata énoncés ci-dessus.

Il a été décidé de porter à l'échelle pilote tout notre effort sur le pyrolyseur

et de conditionner à sa mise au point tout l'ensemble des appareillages en amont et en aval du réacteur, surtout si l'on veut préserver la sécurité et l'environnement. Le projet ne comporte pas le recyclage des gaz ni la récupération et l'utilisation des chaleurs sensibles des gaz. La torche à plasma a été abandonnée momentanément pour des raisons techniques et a été remplacée par un échauffeur à résistances électriques. Sa mise au point sera entreprise dans la deuxième phase du développement.

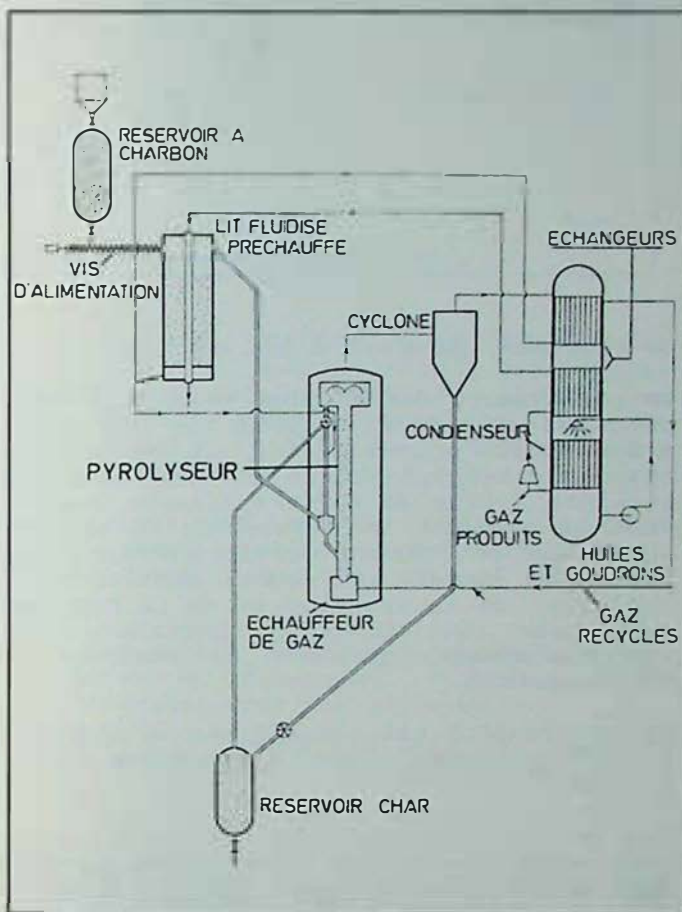


Fig. 11 : Flow-sheet

Description de l'installation pilote

La fig. 12 donne le flow-sheet général de l'installation expérimentale comprenant les différents circuits gazeux, liquides et solides et les systèmes de régulation, de mesure, de contrôle et de sécurité. L'installation a une capacité de 50 à 200 kg/h. La pression pourra varier de 10 à 50 bar. Un ensemble de cadres de bonbonnes de gaz hydrogène, méthane, oxyde de carbone et azote, permet de fournir le gaz réactif à la concentration en hydrogène voulue.

Les premiers essais s'effectueront avec un mélange contenant 80 % de H₂ et 20 % de N₂, ce dernier élément étant nécessaire pour ajuster la densité du gaz à la valeur voulue. Par la suite, d'autres mélanges plus complexes seront utilisés afin de simuler un fonctionnement industriel comportant le recyclage des gaz et le reformage du méthane. Suivant la pression, les débits de gaz hydrogéné alimentant l'installation évolueront de 120 à 350 Nm³/h.

L'expérimentation débutera sur du charbon non agglutinant, broyé à 1 mm. Deux réservoirs en série, sous pression d'azote, assurent l'alimentation du charbon broyé vers

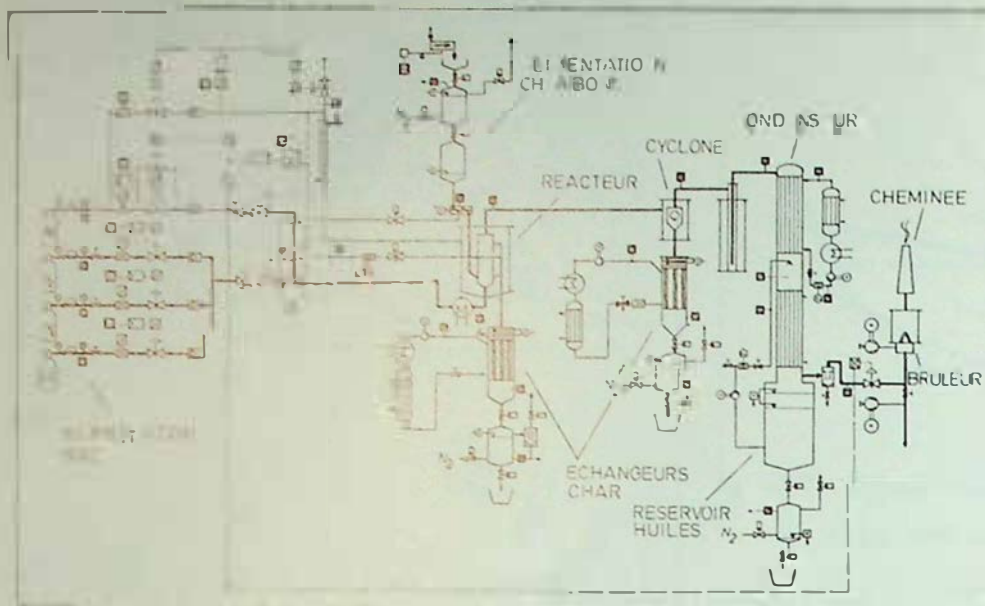


Fig. 12 : Flow-sheet de l'installation pilote

le réacteur, au moyen d'une vis.

Le gaz lyseur, décrit plus haut, a un diamètre de 2" et une hauteur de 2,5 m. Il a été étudié pour résister aux atmosphères riches d'hydrogène. Il est logé dans une enceinte froide de forte épaisseur supportant la pression de service de 50 bar, de sorte que le réacteur et l'enceinte extérieure ne soient pas soumis simultanément à l'effet de la pression et de la température, par équilibrage de pression entre les atmosphères internes du réacteur et de l'enceinte.

Le gaz réactif est chauffé par un dispositif fonctionnant par résistances électriques.

Les gaz et vapeurs d'hydrocarbures, éventuellement chargés de poussières, passent dans un cyclone maintenu à haute pression à la température de traitement, puis vers un ensemble de deux échangeurs tubulaires maintenus eux aussi à haute pression. Enfin, après analyse, les gaz sont dépressurisés et brûlés dans une torchère, le projet à l'échelle pilote ne comportant pas le recyclage de ces gaz.

Le char, provenant aussi bien du réacteur que du cyclone, est refroidi à la pression de service dans des échangeurs, puis dépressurisé avant soutirage. Le temps de séjour des vapeurs sous hydrogène dépend de la pression de service. Un dispositif, placé entre le cyclone et les condenseurs, a été étudié afin d'ajuster le temps de séjour à la température de traitement.

CONCLUSIONS

Les recherches sur l'hydrogénopyrolyse du charbon développées à la Station Pilote de l'INIEX permettront, dans le courant du 2ème semestre 1984, de mettre en fonctionnement une installation expérimentale, originale dans sa conception, d'une capacité de 100 à 200 kg/h. On espère pouvoir faire de nombreuses campagnes d'essais dans différentes conditions expérimentales afin de fournir, sur base des résultats obtenus, les données nécessaires à l'étude de l'ingénierie et à la construction d'une unité

industrielle de démonstration de la production de combustible solide alimentera une petite centrale électrique.

* *

Les auteurs remercient la CCE pour l'aide financière qu'elle a apportée aux recherches effectuées à l'Université Libre de Bruxelles.

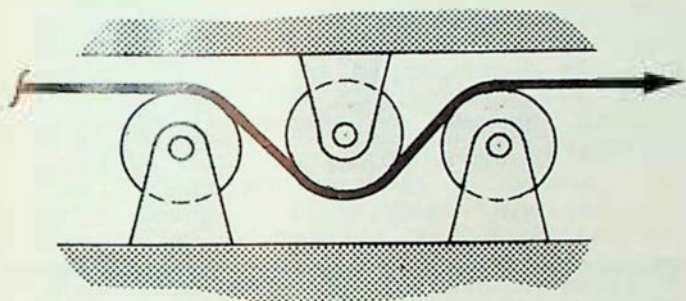
BIBLIOGRAPHIE

- (1) S. FURFARI, International Energy Agency (I.E.A.) Coal Research, London, Report number ICTIS/TR 20, October 1982.
- (2) R. CYPRES, S. FURFARI, Fuel (1981), 60, 768.
- (3) M. GHODSI, C. NEUMANN-TILTE, Thermochem. Acta, (1983), 62, 1.
- (4) R. CYPRES, S. FURFARI, C. TILTE-NEUMANN, M. GHODSI, Compendium de la 27th Deutsche Gesellschaft für Mineralölwissenschaft und Kohlechemie-Haupttagung, Aachen, 6-8 octobre 1982, Erdöl und Kohle, Erdgas, Petrochem. (1983), 36 (10), 471.
- (5) J.L. JOHNSON, in Coal Gasification, Am. Chem. Soc. Adv. Chem. Ser. (1974) n°131-145.
- (6) S. FURFARI, R. CYPRES, Fuel (1982), 61, 725.
- (7) S. FURFARI, R. CYPRES, Fuel (1982), 61, 453.
- (8) S. FURFARI, R. CYPRES, Fuel, (1983), 62, 615.
- (9) R. CYPRES, S. FURFARI, Proceedings of the 6th International Conference on Coal Research, ICCR, London, 4-8 October 1982.
- (10) R. FLADERER, L. SCHRADER, Braunkohle - Heft 5 (1981), 129.

Nouveautés techniques

LE DISPOSITIF D'ARRÊT "SELDA"

Le dispositif d'arrêt "Selda" fonctionne d'après le principe de l'absorption d'énergie en pliant et en redressant tour à tour une bande métallique lorsqu'elle passe autour de galets à rotation libre. Ce principe est explicité à la figure 1.



Il ne s'agit pas d'un dispositif à frottement et son fonctionnement n'est pas affecté par la présence d'humidité, de glace, d'huile ou de graisse.

Le dispositif d'arrêt "Selda" convient pour cages de mines et pour trains de mines. La figure 2 montre un dispositif d'arrêt pour trains.

Fairport Engineering Limited, St. James's House, Pendleton Way, Salford M6 5JA, UK.

NOUVEAU SYSTEME D'ETALONNAGE AIDE PAR ORDINATEUR POUR DES INSTRUMENTS PITOT/STATIQUES D'AVIATION

En complément à des étalons de transfert de pression Huber du type PRD 3012.032 ayant une erreur maximale de 0,03 % de l'étendue de mesure de -1000...2000 mbar, une référence barométrique et un micro-ordinateur CBM avec une unité de disquettes souples et éventuellement une imprimante sont utilisées.

Avec le logiciel en BASIC faisant partie intégrante de ce système CAPS (Computer Aided Pitot/Static Calibration), la vérification et l'étalonnage d'altimètres, d'anémomètres et de variomètres sont rendus possibles. Les documents applicables de

Technisch Nieuws

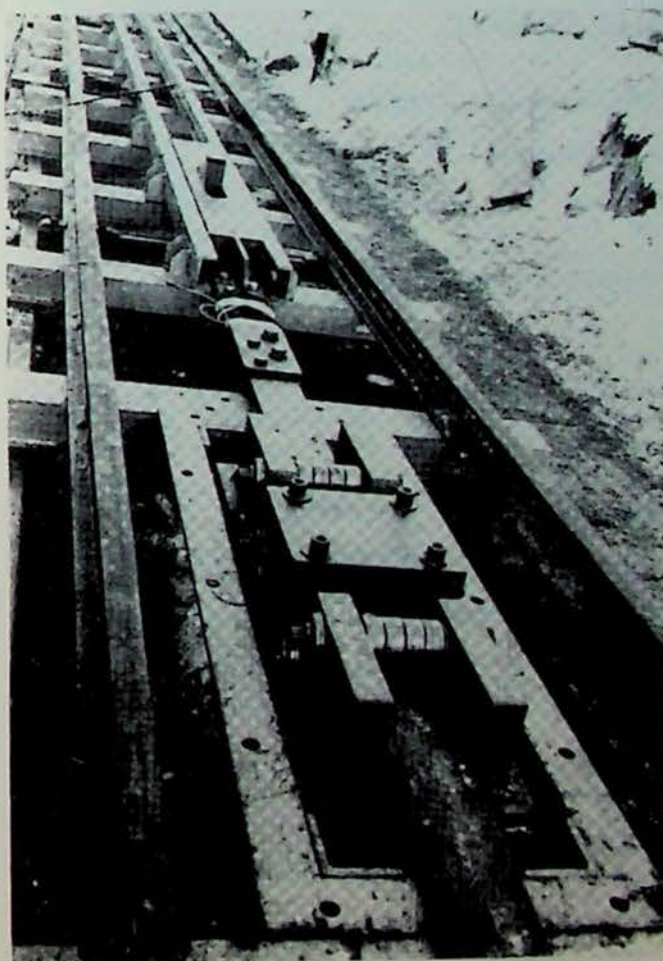
HET REMTOESTEL "SELDA"

Het remtoestel "Selda" werkt volgens het principe van het krachtverbruik door opeenvolgens een metalen band te plooien en terug recht te maken wanneer deze rond een rol met vrije rotatie gaat. Dit principe wordt verklaard in figuur 1.

Het betreft geen wrijfmechanisme en zijn werking wordt niet beïnvloed door de aanwezigheid van vocht, ijs, olie of vet.

Het remtoestel "Selda" is geschikt voor liftkooien en mijnwagens. Figuur 2 stelt een remtoestel voor treinen voor.

Fairport Engineering Limited, St. James's House, Pendleton Way, Salford M6 5JA, UK.



L'OACI et à NASA sur la conversion de la pression en altitude ou en vitesse en forment la base. Le logiciel tient compte des erreurs des étalons de transfert de pression qui sont utilisées. Le déroulement des vérifications suit les spécifications TSO ou MIL.

Des extensions logicielles sont en préparation pour la vérification d'anémomètres/machmètres et d'indicateurs de vitesse limite et, en utilisant une interface supplémentaire, d'altimètres codeurs.

Le système est complété par une unité pour la simulation de pression et de température. La possibilité de son asservissement par un ordinateur pour obtenir un système entièrement automatique est actuellement en considération.



APPAREIL DE MESURE DE LA VITESSE DE VIBRATION MAXIMALE DANS LE SENS VERTICAL (NOUVELLE FORMULE)

DOMAINE D'UTILISATION

Le mesureur VM 100 a été spécialement étudié pour permettre la mesure de la vitesse de vibration maximale provoquée par les tirs d'abattage à l'explosif dans les carrières au niveau des constructions, fondations ou sur des ouvrages d'art.

Il peut aussi être utilisé dans le cas de toutes autres sources de vibration (fréquence comprise entre 8 et 150 Hz) où l'on s'intéresse à la valeur maximale de la vitesse.

CARACTERISTIQUES PRINCIPALES

- Lecture directe et mémorisation de la vitesse de vibration maximale pendant 5 heures sur batterie, permanente sur secteur.
- Mesure de la vitesse maximale de 0 à 99 mm/s avec une bande passante de 8 à 150 Hz.
- Auto-sélection de la sensibilité de mesure (division automatique du gain de l'amplificateur d'entrée par 10 avec déplacement de la virgule lorsque la vitesse atteint une valeur supérieure à 10 mm/s).
- Batterie rechargeable.
- Utilisation à poste fixe ou mobile.
- Utilisation simple.

NIEUW IJKSYSTEEM MET BEHULP VAN EEN COMPUTER VOOR PITOT/STATISCHE LUCHTVAARTINSTRUMENTEN

Als aanvulling van de drukovergangsstandaard Huber van het type PRD 3012.032 met een maximale afwijking van 0,03 % van het meetbereik tussen -1000...2000 mbar, wordt een barometerreferentie en een CBM micro-computer met een soepele diskette-eenheid gebruikt, met eventueel een afdrukeenheid.

Met de BASIC-software die geheel deel uitmaakt van dit CAPS-systeem (Computer Aided Pitot/Static Calibration) wordt de controle en de ijking van de hoogte-, de anemo- en de variometers mogelijk. De toepasbare documenten van de OACI en de NASA voor de conversie van de hoogte of snelheidsdruk vormen er de grondslag van. De software houdt rekening met de afwijkingen van de drukovergangsstandaarden die gebruikt worden. Het verloop van de controles volgt de specificaties TSO of MIL.

Er worden uitbreidingen van de software voorbereid voor de controle van anemometers/machmeters en van uitsluitend snelheidsmeters en van codeur-altimeters.

Het systeem wordt vervolledigd met een eenheid voor het simuleren van druk en onderdruk. De mogelijkheid van zijn servomechanisme per computer om een volledig automatisch systeem te bekomen wordt thans overwogen.

MEETTOESTEL VOOR DE MAXIMALE TRILSNELHEID IN DE VERTIKALE RICHTING (NIEUWE FORMULE)

GEBRUIKSGBIED

De VM 100-meter werd speciaal bestudeerd om de maximale trilsnelheid te kunnen meten die veroorzaakt wordt door het winningschieten met springstoffen in de groeven op het niveau van de constructies, de fundamenteën of op kunstwerken.

Hij kan eveneens gebruikt worden voor alle andere trillingsbronnen (frequentie begrepen tussen 8 en 150 Hz) waarbij men belang stelt in de maximale waarde van de snelheid.

VOORNAAMSTE KARAKTERISTIEKEN

- Rechtstreeks aflezen en opslaan van de maximale trilsnelheid gedurende 5 uur op batterij en permanent op het net.
- Meten van de maximale snelheid van 0 tot 99 mm/s met een bandbreedte van 8 tot 150 Hz.
- Zelfselectie van de meetgevoeligheid (automatische deling van de voorversterkingsfactor door 10 met verplaatsing van de komma wanneer de snelheid een waarde bereikt die groter is dan 10 mm/s).
- Herlaadbare batterij.
- Gebruik op vaste of mobiele posten.
- Eenvoudig gebruik.

Elément de mesure : Le capteur est un géophone électrodynamique absolu dont la sensibilité est de 15 mV/mms^{-1} avec un shunt de 640Ω et dont la fréquence de résonance est de $4,5 \text{ Hz}$.

Par son support il peut être fixé verticalement dans un plan vertical ou horizontal.

Un câble blindé d'une longueur de 3 m permet de le connecter à l'appareil de lecture, ce câble possède un bouchon de court-circuit à son extrémité de manière à freiner le mouvement de la masse vibrante au cours du transport.

Méthode de mesure : Le signal issu du capteur est d'abord amplifié puis redressé et ensuite sa valeur maximale, convertie en valeur digitale, est décodée et affichée directement sur la face avant de l'appareil.

Plage de mesure : La mesure de la vitesse maximale peut se faire jusqu'à 99 mm/s avec une bande passante de 8 à 150 Hz ; au-delà de cette valeur, l'affichage indique le dépassement de la plage de mesure par le clignotement du nombre 99 .

Alimentation : L'appareil peut fonctionner sur secteur ou sur batterie incorporée; dans le cas du fonctionnement sur secteur, l'affichage indique la lettre S.

La batterie cadmium-nickel de $18 \text{ V}-100 \text{ mAh}$ est rechargée par le secteur sous un courant constant de 10 mA en 14 heures, que l'appareil soit en position de marche ou d'arrêt, lorsque celle-ci a atteint la pleine charge, l'affichage indique la lettre C si l'appareil est à l'état de marche.

Lorsque l'appareil ne fonctionne pas sur secteur, un premier niveau de décharge de la batterie (reste à ce moment une heure d'autonomie) est détecté par l'affichage de la lettre C clignotante, un second niveau de décharge provoque l'effacement des deux chiffres qui indiquent la valeur de la vitesse et seule la lettre C clignotante reste affichée jusqu'à ce qu'il ne reste que quelques volts aux bornes de l'accumulateur.

Remise à zéro : La remise à zéro s'effectue automatiquement en actionnant l'interrupteur dans la position "arrêt" et puis "marche".

Tests : Sur la face avant se trouvent deux poussoirs qui permettent de tester les vitesses de 2 et 20 mm/s et de se rendre compte du bon fonctionnement de toute l'électronique interne; ces tests doivent s'effectuer avec capteur débranché.

Présentation : L'appareil est présenté dans une petite valise de transport en bois comprenant le capteur, son support et un cordon secteur.

Meetelement : De trillingsvanger is een volstreekte elektrodynamische gefoon waarvan de gevoeligheid 15 mV/mms^{-1} bedraagt met een shunt van 640Ω en waarvan de resonantiefrequentie $4,5 \text{ Hz}$ bedraagt.

D.m.v. de draagsteun kan hij vertikaal bevestigd worden in een vertikaal of horizontaal vlak.

Een afgeschermd kabel met een lengte van 3 m maakt het mogelijk het toestel aan te sluiten op een leesapparaat. Deze kabel is aan zijn uiteinde uitgerust met een kortsluitingsdop om de beweging van de trillende massa te remmen gedurende het vervoer.

Meetmethode : Het signaal van de trillingsvanger wordt vooreerst versterkt, daarna gelijkgericht en vervolgens wordt zijn maximale waarde, omgezet in digitale waarde, gedecodeerd en rechtstreeks aangekondigd op de voorzijde van het toestel.

Meetbereik : De maximale snelheid kan gemeten worden tot 99 mm/s met een bandbreedte van 8 tot 150 Hz ; boven deze waarde, geeft het scherm de overschrijding van het meetbereik aan door het knipperen van het getal 99 .

Voeding : Het toestel kan op het net of op een ingebouwde batterij werken; in het geval het toestel op het net wordt aangesloten verschijnt de letter S.

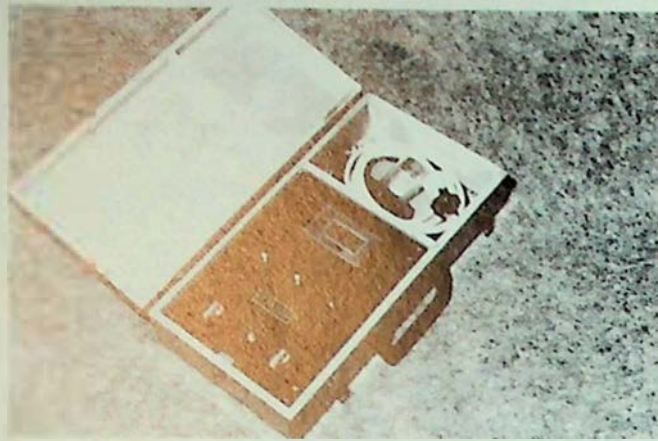
De cadmium-nickel-batterij van $18 \text{ V}-100 \text{ mAh}$ wordt terug geladen op het net met een constante stroom van 10 mA in 14 uur, of het toestel nu al dan niet in werking is. Wanneer de batterij volledig terug geladen is verschijnt de letter C als het toestel in werking wordt gesteld.

Wanneer het toestel niet op het net is aangesloten, wordt een eerste ontladingsniveau van de batterij (op dat ogenblik blijft een uur autonomie over) waargenomen door het verschijnen van de knipperende letter C; een tweede ontladingsniveau veroorzaakt het verdwijnen van de twee cijfers die de waarde aangeven van de snelheid en enkel de letter C blijft knipperen tot er nog slechts enkele volt overblijven aan de klemmen van de accumulator.

Nulstelling : De nulstelling gebeurt automatisch door de schakelaar op "stop" en daarna op "aan" te zetten.

Tests : Op de voorzijde bevinden zich twee drukknoppen waardoor de snelheden van 2 en 20 mm/s getest en de goede werking van het ganse intern elektronisch systeem gecontroleerd kunnen worden; deze tests dienen uitgevoerd te worden met de uitgeschakelde trillingsvanger.

Voorstelling : Het toestel bevindt zich in een kleine houten transportkoffer met de trillingsvanger, zijn draagsteun en een netsnoer.



Electrodynamique absolu		Trillingsvanger		Absolute elektrodynamica	
Direction de mesure		Verticale		Vertikaal	
Sensibilité (shunt de 640 Ω)		15		15	
Fréquence propre		4,5		4,5	
Température admissible		-30...+20		-30...+20	
Appareil de mesure		Meetapparaat		Meetapparaat	
Plage de fréquence		0...130		0...130	
Vitesse de vibration		0...39		0...39	
Tolérance de calibrage		± 0,5		± 0,5	
Lecture de la mesure		Affichage digital (cristaux liquides)		Digitale aanwijzing (vloeibare kristallen)	
Circuits intégrés		Technologie CMOS		CMOS-technologie	
Température admissible		-40...+85		-40...+85	
Alimentation secteur		Cordon secteur (L = 3 m)		Netsnoer (L = 3 m)	
Tension		220		220	
Fréquence		50		50	
Puissance absorbée		env. 1		ongev. 1	
Alimentation batterie		Batterie incorporée		Ingebouwde batterij	
Tension		18		18	
Capacité		100		100	
Courant débité		20		20	
Détection premier niveau de décharge		18		18	
Détection deuxième niveau de décharge		16		16	
Charge de la batterie		Lading van de batterij		Lading van de batterij	
Courant de charge		10		10	
Courant d'entretien en fin de charge		5		5	
Tension détectée en fin de charge		21,5		21,5	
Dimensions		Afmetingen		Afmetingen	
Face avant		210 x 400		210 x 400	
Profondeur		90		90	
Poids		env. 3,5 kg		ongev. 3,5 kg	

Selection of Coal Abstracts

By kind permission of the Technical Information Service of the International Energy Agency, we publish in each number a selection of summaries of articles and publications which have already appeared in "Coal Abstracts". The intention is to provide regular information, classified by subject, on all the latest innovations.

Anyone wishing to take out a subscription for "Coal Abstracts" (which appears monthly), should write to : Mr. I.H. Hogg, Head, Technical Information Service, IEA Coal Research, 14-15 Lower Grosvenor Place, London SW1W OEX, England.

COAL INDUSTRY

2254

Profit and the pursuit of energy : markets and regulation

Aronson, J.D.; Cowhey, P.F. (eds.)

Boulder, CO, Westview Press, Inc., 251 pp (1983)

With the energy market undergoing a profound transition, this book examines some of the risks and rewards, the incentives and disincentives at work shaping the search for and the production and utilization of oil and other energy sources. Some of the trade-offs, inequities and bureaucratic insanities (and occasional inspirations) that drive and retard rational energy developments and energy transition are explored. In particular, concern is with trying to understand some of the factors shaping the evolving balance between market forces and government regulation. Unlike many who study the world energy market, the authors in this book do not emphasize the question of what constitutes the best guess on the future distribution of supply and demand for specific fuels for specific nations or regions. The collection tries to shift the focus away from crystal-ball gazing and, instead, explore how and why major public and private participants in the energy market make their choices about energy strategies.

2280

An overview of Japanese coal liquefaction R and D within the Sunshine project. In Proceedings of the coal liquefaction contractors' review meeting

MacDowall, J.

Coal liquefaction contractors' review meeting, Ottawa, Ontario, Canada, 8-9 Nov 1982. Ottawa, Ontario, Canada, Canadian Government Publishing Centre, pp 301-321 (1983) Kelly, J.F. (ed.)

The paper summarizes Japanese experiences in the field of coal liquefaction, how Japan followed up on Bergius' discovery in the early part of the century, imple-

mented commercial scale plants in the 1940s, largely gave up directed work during the era of "cheap oil" and then, after the oil shock, revitalized the program. The current aim of Japan is to re-enter the field of commercial scale liquids from coal production, both at home and abroad, by about the year 2000. The 80 million dollar/year, fully funded by government program is reviewed giving details on organization, component projects, budget, and international cooperation. The roles of government, industry, and universities are discussed. (6 refs.)

RESERVES & EXPLORATION

2299

Hydrological testing for deep shafts and tunnels

Daw, G.P.; Scott, R.A.

Int. symp. on soil and rock investigations by in-situ testing, Paris, France, (18-20 May 1983).

Bull. Int. Assoc. Eng. Geol.; (26/27); 391-395 (Dec 1982)

Methods of water testing for mineshaft investigations have moved away from steady state well resistance measurements towards the transient methods associated with Theis and development by Horner and others. The commonest system in use is the drill steam test of the oil industry but alternative methods employing the measurement of the recovery of aquifer pressure following a period of borehole flow are described, which on occasion are better suited to the evaluation of very strong aquifers. Results of such tests are compared with those from a new type of borehole test carried out from the advancing excavation face. (12 refs.) (In English)

MINING

2326

Design and monitoring of modern mines - an approach towards enhanced cost effectiveness

Ostermann, W.
Glückauf; 119(23); 457-461 (8 Dec 1983) Available in English in *Glückauf + translation*; 119(23); 457-461 (8 Dec 1983)

The author discusses the present state of monitoring of mine operations and the way in which systems will be developed in complexity to provide a total integrated system. The contribution that this can make to the cost effectiveness of a mine is indicated. (In German)

2334

The microprocessor and the engineer
Darn, D.R.

Min. Technol.; 65 (758); 447-451 (Dec 1983)

This paper outlines the use of computers by engineers within the mining industry. More specifically it examines the role of the microprocessor in modern computing, which can be separated into two main divisions: the control and monitoring of electro-mechanical systems, and as an aid to design and analysis for management applications. There is at present a British national committee controlling these computer developments for engineering and other disciplines as a pilot project taking two years. Recent developments in hardware and software are outlined; followed by some of the specific applications programs in existence, or being developed.

2360

Raise boring: its potential in the environmental field
Sizer, R.A.

J. Mine Vent. Soc. S. Afr.; 36(10); 97-106 (Oct 1983)

The types of raise boring equipment available from a number of manufacturers worldwide are described, with details shown in a table. Features of the operation of the equipment are discussed, in particular, the resistance to airflow in raise-bored holes. Ways in which the technique may be further developed are indicated.

2367

Cutting through or passing by geological faults in longwalling
Knissel, W.; Wiese, F.

Glückauf Forschungsh.; 44(3); 99-104 (Jun 1983)

The cost of working through geological faults was compared with the cost of passing by in order to determine the minimum output at which working through a fault is more efficient from an economic point of view. For this specific case, the following influencing parameters were analyzed: panel length; mined coal thickness; cost of rise working, development and withdrawing; cost of driving and withdrawing of gateroads; cost of face operation. The alternatives of 1. working through a fault and compensating for the loss of production by higher production in other faces and 2. passing by a fault and compensating for the loss of production by means of a reserve face were compared. Finally, a sensitivity analysis was to show to what extent the influencing parameters had to be varied for a variation of 1 DM per t of run-of-mine coal in the face operation cost. Due to the concrete nature of the model, trends can be generalized but not absolute or percentage data. On the other hand, the cost functions presented can be applied to any concrete case in which the most profitable solution is to be found. (In German)

2389

Sinking two shafts in the Provence coal-field

Guillaume, M.

Tunnels Ouvrages Souterr.; (55); 15-23 (Jan 1983)

Describes the sinking of shafts Y and Z in the Centre-Midi coalfield (Provence). I) Project background and description of the Provence complex; and the Y shaft and its features are discussed. II) The sinking phase: geology and strata to be penetrated; surface and in-shaft sinking installations; sinking method and sequence - alternate sinking, support work and lining are described. III) Z shaft - same features as Y shaft. Z is the upcast shaft. Describes the problems of water inrush and the use of cement injection. Gives details of sinking performance and workforce for the two shafts. (In French)

2390

Future outlook for shotfired drivages

Prinz, J.

Ind. Minér. Tech.; (7); 366-374 (Aug 1983)

The author presents a review of how explosives are used in the mining industry, namely in salt, metalliferous and coal mines. Potential improvements are linked to equipment advances, though restrictions do exist to the use of explosives and to new drilling methods, especially in coal mining. The author discusses the future possibilities for mechanized drilling and examines how this can affect drilling performance and costs when drilling large-diameter holes; also examines the use of the latest slurry explosives. (In French)

2394

Dirt-absorbing heading at Baddesley Colliery

Barker, R.J.

Min. Eng. (London); 143(268); 333-341 (Jan 1984)

The paper discusses the history of coal clearance at Baddesley Colliery and the reasons why a system of dirt-absorbing heading was chosen. A review of the scheme affecting the work going on underground is discussed as are several technical difficulties, including the crossing beneath the trunk locomotive haulage road whilst maintaining coal clearance. Turning the In-seam Miner to a new direction and crossing beneath an abandoned locomotive haulage lateral are discussed in detail. A final review of the scheme, leading to its completion and the eventual fulfilment of the original requirements, is made. A technical list of equipment, together with performance and costs, is given. (1 ref.)

2396

Roof fall consolidation tests during thin-seam working

Heiermann, H. and others

Glückauf; 119(22); 1067-1069 (24 Nov 1983) Available in English in *Glückauf + translation*; 119(22); 428-429 (24 Nov 1983)

Consolidation tests succeeded in preventing the spread of incipient falls in the face and in holding falls that had already occurred. It was found that sprayed thicknesses of 3-5 cm using instant load-bearing materials gave sufficient temporary protection against falls of coal and stone. Different fall zones were consolidated, maintaining a constant thickness of sprayed material. Caved rock treated with consolidating materials on the shield roofplates was solidified at the same time, so that

the shields could be advanced by the face team in complete safety. The material was also applied from a position of safety, starting at the edges of the fall cavity. Some problems in the control of the application still remain to be solved. (In German).

2397

Construction and safeguarding of mine workings - experience with new methods

Haarmann, K.-R.

Glückauf; 119(23); 1117-1122 (8 Dec 1983) Available in English in *Glückauf + translation*; 119(23); 450-453 (8 Dec 1983)

The increasing depth of workings in mines of Ruhrkohle AG and larger cross-sections of roadways have imposed more stringent requirements on construction and support methods. The author indicates recent developments that have taken place in road-heading technology and then describes some support measures, particularly those involving bolting. Examples are given of ways in which some difficult support problems have been solved. (In German)

2399

Subsidence control measures

Chen, C.-Y.

M.A. Eng. (Littleton, Colo.); 35(11); 1547-1551 (Nov 1983)

This paper is a literature review on the mechanics of subsidence and the effects of subsidence on ground features. Measures taken to minimise damage to surface structures resulting from subsidence caused by underground mining are also considered.

2437

Transport of bulk materials, equipment and men in the West German coal industry : present and future

Pfannenstiel, P.-K.; Voss, K.-H.

Ind. Minér. (St-Etienne, Fr.); 65(10); 561-572 (Oct 1983)

Different types of transport for materials in use in the Ruhr coalfield are reviewed. These include belt conveyors, mine cars, trackless vehicles and chutes, captive rail transport and pneumatic conveying are also considered. Manriding conveyors and mono-rail transport for personnel are described. (In French)

2442

Textile reinforced rubber belting for fire resistant applications

Murphy, G.; Neller, W.C.

Colliery Guardian; 231(12); 573, 575-576 (Dec 1983)

The development of textile-reinforced rubber belting is briefly indicated. The tests for fire resistance required in different countries and international fire-resistant specifications are described. The ways in which these have influenced belt design and materials are discussed.

2478

Recent North American advances in boom-type tunnelling machines

Kogelmann, W.J.; Schenck, G.K.

Inst. Min. Metall., Trans., Sect.A.; 92; A155-A165 (Oct 1983)

There are some 200 boom-type roadheaders in use in North America of these, approximately 75 % are working in mines, the remainder in tunnel construction. About two-thirds use the ripper cutting principle. At present the upper limit for economical excavation of rock by the use of the "point attack" cutting principle is about 120 MPa unconfined compressive

strength. Because picks are the limiting factor for the excavation of hard rock, new water-jet assisted cutting systems (wetheds) are being developed that will reduce machine weight and cutting horsepower, and also decrease pick consumption and dust and ignition hazards. The design criteria for modern roadheaders are discussed, and new developments including the world's most powerful twin-boom mines, are described. This paper was presented at the Tunnelling '82 symposium held in June 1982.

2536

Developments in the use of explosives in France and throughout the world

Thiard, R.

Equip. Mec., Carrières Matér.; (213); 41, 43-45 (Aug. 1983)

First part of article devoted to new explosive substances which are gradually replacing dynamite : nitrate, nitrate-oil, slurry and emulsion explosives. The author describes the properties of these substances and draws a comparison between them. Sets forth new parameters for the definition of explosives, states their performance characteristics and finally presents details of costs. (In French)

2538

Pictures of a shaft seen from an armchair

Saumont, M.

Trav., Maîtrise, Mines; 39(397); II-III (Oct 1983)

Presents a description of the television equipment installed in shaft 6 at Escarpelle, France (HBNPC). Shaft 6 is in a poor state of repair but must remain in operation as the upcast shaft until the end of 1983. The colliery constructed a special box to house a projector light with a vertical scan of 80 degrees, a camera and a video tape recorder. Focal length is controlled from the surface. A winch unit, constructed at the pit, allows the box to travel up and down in the shaft to inspect areas in need of repair. (In French)

3151

Rock-burst forecasting and genetic research in coal-mines by microgravity method

Fajkiewicz, Z.

Geophys. Prospect.; 31(5); 748-765 (Oct 1983)

Microgravity can be used for predicting rock bursts. For the first time gravity anomalies related to rock bursts have been recorded. The methodology developed has led to the first successful predictions. The depth of the rock-burst focus might be determined on the basis of analytical downward continuation of related gravity anomalies ; the focus is treated as a singular point of the gravity potential and its derivatives. The rock-burst gravity anomalies could be explained on the basis of the assumed dilatancy process that causes the rock burst. The mean density change of the rock mass threatened with rock bursts can be estimated from the corresponding rock-burst gravity anomalies. (30 refs.)

3223

The influence of depth on the ignitability of methane. In 20 international conference of safety in mines research institutes

Franke, H.; Zimmermann, R.

20. int. conf. of safety in mines research institutes, Sheffield, UK, 3-7 Oct 1983. Buxton, UK, Health and Safety Executive, Translation Services, Paper C4, 15 pp (1983)

The transition of mining to greater depths gives rise to problems such as pressure rise of air in greater depths, i.e. rise of

partial pressure of the individual gases. The question is how much the flameproofness of electrical apparatus is reduced by the elevated oxygen partial pressure. Hence minimum ignition energy, minimum ignition current for intrinsically safe circuits as well as ignition temperature of methane were determined at different oxygen partial pressures which corresponded to depths of up to 2 000 m. (3 refs.) (In German)

3226

The detection of mine explosions by the Belgian triggered barrier system. In 20 international conference of safety in mines research institutes

Goffart, P.R.

20. int. conf. of safety in mines research institutes, Sheffield, UK, 3-7 Oct 1983. Buxton, UK, Health and Safety Executive, Translation Services, Paper E1, 22 pp (1983)

Detailed tests were carried out on the detection sensitivity of triggered barriers: dynamic pressures of several millibars (incipient explosions) lower than the danger limit for mine workers, are sufficient to trigger the barrier mechanically. Notwithstanding the great sensitivity of detection, the barrier is not triggered accidentally by shotfiring, as has been proved in an actual working. The thermo-mechanical detector of the Belgian triggered barrier system is both sensitive and selective. (12 refs.)

3290

Communication by fibre optics in the mining industry

Cauli, E.

Int. Minér. Tech.: 19: 465 (Nov 1983)

The author explains the principle of fibre optics: a fine strand of silica or of a highly transparent material carries a beam of light which is propagated without leaving the strand because of the phenomenon of total reflection. The author describes the tests currently under way in mines in West Germany, the UK and France. In de HBNPC a cable carrying 4 fibres has been installed in a shaft of total length 1,000 m. This will make it possible to study trends in cable performance over a period of time. Further tests are planned for 1984 in the HBL. The CdF also intends using HT power cables for carrying optical fibres. (In French)

3297

Establishing gear torque underground

Seeliger, A.; Marx, W.E.

Glückauf; 119(12); 577-579 (23 Jun 1983) Available in English in *Glückauf + translation*; 119(12); 233-234 (23 Jun 1983)

Reliable determination and transmission of torques in drives underground does present a problem, especially where longer measuring periods are involved. For this reason the Institute for Machine Technology of the WBK developed a torque measuring system which can be integrated in nearly every standard mining gearbox. The measuring point and signal transmission from the rotation gear shaft to the downstream recorders is contactless and, therefore, free of wear. The system has passed its practical trial with measurements on a clearing plough and its possible applications are many. Possible uses include actual-value recorders in loops, as limit transducers or in load analysis of mining machines. (In German)

3302

Studies of resistance of flat stainless steel plates to explosions. In 20 international conference of safety in mines research institutes

Mintz, K.J.; Szymanski, J.; Dainty, E.D.

20. int. conf. of safety in mines research institutes, Sheffield, UK, 3-7 Oct 1983. Buxton, UK, Health and Safety Executive, Translation Services, Paper D3, 12 pp (1983)

Methane/air explosion tests have been carried out on clamped, type 304 stainless steel plates of various thicknesses, with the aim of establishing rational criteria for acceptable deformations in explosion-proof enclosures. The results indicate that setting a value for the maximum allowable permanent deformation may not be the best method of assuring safety. Thin plates have been found to be surprisingly strong and may be acceptable under certain circumstances.

3303

Suppression of methane- and coal dust ignitions at a cutting coal winning machine. In 20 international conference of safety in mines research institutes

Michelis, J.

20. int. conf. of safety in mines research institutes, Sheffield, UK, 3-7 Oct 1983. Buxton, UK, Health and Safety Executive, Translation Services, Paper E3, 12 pp (1983)

In West German coal mining several ignitions occur per year, in which coal cutting machines among others are involved. As part of a research contract, the experimental mine, Tremonia investigated the effects of such ignitions on the choice of control measures. The tests showed that even the ignition of pure methane near a machine can present a danger. Test conditions became more severe when coal dust was involved. In such cases flame propagation and the temperatures related to it can cause injuries. Extinguishing facilities using a defined minimum quantity of extinguishing powder caused an early interruption of the ignition process. Recommendations for the practical application of these tests results are given. (In German)

3308

Study of the voltage increase on pieces of equipment located in mine galleries and carrying electrical current from various sources. In 20 international conference of safety in mines research institutes

Gagnière, C.; Boutonnat, M.; Davrou, C.; Dangreaux, J.

20. int. conf. of safety in mines research institutes, Sheffield, UK, 3-7 Oct 1983. Buxton, UK, Health and Safety Executive, Translation Services, Paper M3, 14 pp (1983)

Safety measures for eliminating the danger created by the circulation of currents in the circuit constituted by the metal equipment in coal mines. The two main sources of current in the metal equipment are the electrical haulage networks with contact lines and the 5000 volt supply system affected by a phase-earth fault. Protection against phase-to-earth faults by means of directional and simplified DPS devices is described. (In French)

PREPARATION

2561

The treatment of coal in the 80s
Knott, D.

Colliery Guardian; 231(11); S41-S44 (Nov 1983)
ABMEC Supplement

The author considers first the current processes for the separation of + 0.5 mm coal and compares the Baum and dense medium systems. Fines treatment and tailings disposal are then discussed briefly. Looking to the future, the author suggests that the new types of processes most likely to be developed are the Otisca, which uses anhydrous heavy liquids capable of being varied in density between 1.25 and 1.7 g/cm³, and high gradient magnetic separation for the desulphurisation of coal. The problems of scaling-up equipment are examined.

2562

Product improvement by process developments in coal preparation
von der Gathen, R.

Glückauf; 119(23); 1143-1147 (8 Dec 1983) Available in English in *Glückauf + translation*; 119(23); 465-468 (8 Dec 1983)

The standard methods of preparation in use in the West German coal industry are outlined. More stringent environmental controls and the demands of coal conversion processes will call for product improvement in future. In particular there will be a need to give greater attention to the cleaning and re-watering of smalls and fines, to their separation into narrower size categories and to the development and application of processes and equipment for this purpose. (In German)

3317

Water removal from mine slimes and sludge using direct current
Kelsh, D.J.; Sprute, R.H.

Drying Technol.; 1(1); 57-81 (Apr 1983)

Recent tests by the US Bureau of Mines have demonstrated the effectiveness of electrokinetic dewatering to consolidate a variety of coal and mineral slimes. Material properties and application methods that affect performance are briefly reviewed and some operating and proposed field installations are described. Application of the method to other slimes and sludges can best be determined through laboratory testing, but certain physical properties can be helpful predictors of responsiveness.

TRANSPORT & HANDLING

3338

Slurry pipelines

Wasp, E.J.

Sci. Am.; 249(5); 48-55 (Nov 1983)

Slurry pipelines are now transporting metal ores and coal/water suspensions. Their greatest potential is for transporting coal from Western states to power stations in other parts of the country. The physics of slurry transport encompasses the principles of fluid dynamics and hydrostatics that were studied by Archimedes, but commercial slurry systems date only since World War II. An overview of their development covers policy debates and technological problems associated with existing and proposed pipeline projects. The author examines the tradeoffs of low sulfur content versus longer distances for transport, and describes the process of preparing coal slurries. (7 fig.)

3352

Erosion of pipe bend in pneumatic conveyor. In Erosion by liquid and solid impact

Shimoda, K.; Yukawa, T.

6. int. conf. on erosion by liquid and solid impact (ELSI VI), Cambridge, UK, 5-8 Sep 1983. Cambridge, UK, University of Cambridge, Cavendish Laboratory, pp 5911-5918 (1983) Field, J.E.; Corney, N.S. (eds.)

This paper represents an attempt to assess erosion in a pipe bend of a pneumatic conveyor. Particle flow patterns in a pneumatic conveyor bend and erosion properties are studied. The pneumatic conveyor test rig with a 50 mm bore and a 400 mm radius bend was built to examine the impact angle onto the pipe bend wall by observing eroded surfaces and particle flow patterns, assuming that particles are not affected by air flow. A sand blast type erosion test rig was used to examine the effects of impact, angle, velocity, phase density (mass ratio of particles to air) and indentation hardness which were chosen based on a particle impact model. The erosion in the pipe bend was formulated by the particle impact model and the exponential value of these factors which were obtained by regression analysis of experimental values. (12 refs.)

PROCESSING

2722

Removal of tar aerosols from gaseous effluents. In Proceedings of PACHEC'83

Buekens, A.; Jacob, L.

3. Pacific chemical engineering congress (PACHEC), Seoul, Korea, 8-11 May 1983, Seoul, Korea Institute of Chemical Engineers, vol 1, pp 291-297 (1983)

The elimination of tar aerosols is a major problem in the gasification of waste materials, biomass and coal. A granular bed tar filter has been evaluated using several bed materials, particle sizes and bed heights. The penetration of tar particles in the bed has been determined for various size classes of the aerosol particles as a function of gas velocity. The nature of the controlling collection mechanism is discussed.

2752

Actual status of the Rheinbraun high-temperature Winkler (HTW) gasification process. In Energie'83 - proceedings - Energy-Wissenschaft

Teggars, H.; Theis, K.A.

Int. congress and fair on energy, Hamburg, FRG, 19-23 Apr 1983. Hamburg, FRG, Hamburg Messe und Congress G.m.b.H., pp 94-106 (1983) Grosser, J.F.G. (ed.)

Rheinische Braunkohlenwerke AG (Rheinbraun) are developing the High-Temperature Winkler (HTW) process for the production of synthesis gas, reducing gas or hydrogen from lignite on the basis of the atmospheric Winkler gasification. Main improvements of the HTW-process are the increase of output and improvement of gas quality by use of higher pressure and temperature; also a better carbon conversion by recycling part of the fines into the gasifier is achieved. Since 1978 Rheinbraun is operating a 25 t/day pilot plant at Frechen near Cologne; this plant was designed and constructed by Uhde company. Latest test results will be given in the paper and will

be compared with the data of the atmospheric fluidized bed gasifier. A HTW demonstration plant for the production of synthesis gas as feedstock for the methanol production is meanwhile under construction. The first stage of this plant including the gasifier and all necessary gas treatment stages with a capacity of about 500 million m³ synthesis gas per year will start operation in 1985. After successful operation the plant will be completed up to the design capacity of about 1,000 million m³ synthesis gas per year corresponding to a raw lignite consumption of about 2 million tons per year. (In English)

2809

Design considerations and systematic operation of an underground coal gasification process

Agarwal, A.K.; Zielinski, R.E. Monsanto Research Corp., Miamisburg, OH (USA). Mound American Institute of Chemical Engineers fall annual meeting, Washington, DC, USA, 30 Oct 1983. DE-84002838 MLM - 3116(OP) CONF-831063 - 8 27 pp (1983)

A commercial Underground Coal Gasification (UCG) process could roughly quadruple the 450 billion tons of US coal reserves which are presently recoverable by mining. An UCG field test in a swelling bituminous coal was successfully completed near Pilot Knob, West Virginia. Instrumentation and a sample handling system designed for real time analysis and control worked well in capturing all the data to accurately analyze the process in spite of the wide variations in the process conditions and product composition. Approximately 702 tons of coal was affected during the test. During the gasification phase, a gas with an average heating value of 126 Btu/scf (4695 kJ/m³) was produced with only air injection, which resulted in an average energy production of 362 MMBtu/day (382 GJ/d). The percent energy recovery for the gasification phase was 72 %. The data obtained from this test have been used to design an effective program that can lead to a commercial demonstration and subsequently, commercial acceptance of this technology for bituminous coals by the early 1990's. (10 references, 6 figures, 4 tables)

3439

Coal utilization - an international forum on new technologies

Int. forum on new technologies of coal utilization, Essen, FRG, 25-29 Jan 1982. Paris, France, United Nations Educational, Scientific and Cultural Organization, 184 pp (1983)

The prospects of new technologies of coal utilization were investigated, summaries of the discussions on coal gasification, coal liquefaction, new methods of coal combustion, magnetohydrodynamic electric power generation and environmental aspects are given. Summaries of papers presented are given in an appendix. Two overview papers are included. These discussed perspectives of new technologies of coal utilization, and coal utilization in developing countries, and have been abstracted separately.

3491

Corrosion studies in coal liquefaction plants

Keiser, J.R.; Olsen, A.R. Oak Ridge National Lab., TN (USA)

16. annual technical meeting of the International Metallographic Society, Calgary, Alberta, Canada, 25 Jul 1983. DE - 84003262 CONF-830759 - 3 22 pp (1983)

During the past few years, four direct coal liquefaction pilot plants have been operated in the United States in order to evaluate several liquefaction processes. Oak Ridge National Laboratory has provided assistance to pilot plant operators in assessing materials performance through supply and examination of corrosion samples, on-site examination of equipment, and analysis of failed pilot plant components in our laboratory. This paper describes the examination which have revealed chloride and polythionic acid stress corrosion cracking, water-side pitting, sulfidation, and a chloride-related acid attack. The results of these analyses have helped to identify corrosion problems and make proper material selections or design changes, and the results have provided designers of demonstration and commercial plants with information useful in selecting materials for the proposed plants.

3533

The oil potential of coal - a geochemical approach

Durand, B.; Parratte, M. and others. Rev. Inst. Fr. Pét.; 38(6); 709-721 (Nov 1983)

Presents a study by Rock Thermal pyrolysis and chromatography of coal types of all geological ages which shows that they yield up to 20 % of their weight in hydrocarbons. The main conclusion is that most types of coal are probably capable of being oil parent rock at certain points in their history, the low oil productivity of the majority of the paleozoic carboniferous series appearing to be due more to geological than to chemical reasons (oil migration). (16 refs.) (In French)

COMBUSTION

2822

Fluidised bed firing systems : achievements and fresh approaches

Schilling, H.-D.

Glückauf; 119(23); 1165-1172 (8 Dec 1983) Available in English in Glückauf + translation; 119 (23); 480-484 (8 Dec 1983)

The author shows in a table details of the fluidised bed boilers that have been built by West German manufacturers, or are in a concrete planning stage. These total some 1300 MWth. The fundamental principles of fluidised bed combustion are explained and ways in which heat and mass transfer might be improved are examined. The design of a 3MW test rig now under construction is shown. Possible directions for future development of fluidised bed combustion are discussed. (In German)

2839

Handling and firing nonconventional fuels

Rittenhouse, R.C.

Power Eng.; 87(12); 34-42 (Dec 1983)
The use of non-conventional fuels for firing industrial boilers and power plants is discussed. Present research is showing that coal/water mixes can be economically and efficiently used for power generation. Other fuels discussed are municipal solid waste, sewage sludge, wood, biogas, rubber types and peat.

3553

Preventing the self-destruction of the indirect coal firing system

Bush, C.W.; Rayner, C.C.

IEEE Trans. Ind. Appl.; 1A-19(4); 502-508 (Jul 1983)

The most widely used fuel in the cement

industry is pulverized coal. The current trend is to burn coal through the use of an indirect firing system, as opposed to direct firing which was formerly standard for cement kilns. Indirect firing is favored for precalciners and to improve thermal efficiency, but the benefits are sometimes overshadowed by increased hazard potential. Thoughtful design and careful operating practices are essential for safe operation. The hazards are primarily a result of the explosive mixture of coal and air which can be formed in various parts of the system and the tendency for coal to self-heat and undergo spontaneous combustion. The systems for indirect coal firing are reviewed, with emphasis on the potential fire and explosion hazards. The effectiveness of various methods to extinguish a fire or suppress an explosion is discussed, together with their applicability and related operating problems. The available alarm systems are evaluated according to their ability to signal impending danger in time for corrective action. Some parameters of safe design and operating practices are outlined as a guide to avoiding the types of problems that have been experienced at some existing installations.

3589

Model power plant Voelklingen (Modellkraftwerk Voelklingen)
Saarbrücken, FRG, Saarbergwerke AG, 11 pp
(Jul 1983)

In the Model Power Plant Voelklingen a power plant concept by which high-ash coal is burnt in an atmospheric fluidized bed furnace and the combustion is heat abducted by a pipe system immersed into the fluidized bed is applied. The advantages of the process are the excellent heat conduction in the fluidized bed, the low combustion temperature and the possibility to fix the sulfur oxides to the lime or dolomite added to the fluidized bed. An improvement of the power plant efficiency is achieved by the combination of a hot air gas turbine with a common steam turbine process. The entire exhaust gases are treated in an exhaust gas desulfurization plant placed in the interior of the cooling tower. (In German)

ENVIRONMENTAL ASPECTS

3656

Nitrogen and sulphur oxide emission reduction study
G.A. Robb Associates
MICROMEDIA - 83-0042 CANMET-CR - 1511967
Toronto, Ontario, Canada, Micromedia Limited,
44 pp (1982)
Describes the application of low NO_x wall type burners, with limestone injection for

SO_x reduction, to industrial size boilers. Tests are discussed that provide data on systems which can be scaled up for use in utility boilers.

HEALTH & SAFETY

3704

Protective clothing for fire brigades for special hazards
Zimmermann, G.; Florstedt, M.
Brandschutz; 37(7); 192-195 (Jul 1983)
Members of fire brigades are exposed to a great variety of hazards in cases of emergency. Particularly severe danger emanates from the effects of chemical and radioactive substances, from the effects of radiant heat and flames, and from chemical impacts. Several types of protective clothing for the various cases are presented and explained in this article. (In German)

3714

Stockpiles and hazards to coal handling
Greig, A.
S. Afr. Min. Eng. J.; 92(9); 18-19 (Sep 1983)
The slump in the world market has resulted in the build-up of large coal stockpiles at both the mines and terminals in South Africa, which represent a significant fire hazard. The author suggests some practical preventive measures of ventilation reduction, stacking techniques, and heat monitoring equipment.

3734

Disaster of coal and gas outburst at Yubari Shin Colliery. In 20 international conference of safety in mines research institutes Hirota, T.; Watanabe, Y.; Seisho, M.; Higuchi, K.
20. int. conf. of safety in mines research institutes, Sheffield, UK, 3-7 Oct 1983. Buxton, UK, Health and Safety Executive, Translation Services, Paper B5, 14 pp (1983)
Yubari-Shin-Tanko is situated at Yubari City, Hokkaido, Japan. It was a new coal mine which had been opened in October 1970 and started production of high calorific coking coal in June 1975. A large scale coal and gas outburst occurred in a coal seam heading, 810 m under sea level, for the preparation of a longwall face on October 16, 1981. The volume of coal which burst out was estimated at about 4 000 m³ and that of gas 600 000 m³. This disaster is the largest coal and gas outburst in Japan. Moreover, the disaster was followed about 10 hours later by an underground fire caused by gas explosion. The death toll in the disaster was 93. This report gives an outline of the disaster and shows the present counter measures against coal and gas outbursts in Japan.

BOOK REVIEW

MINE VENTILATION. Third International Congress, Harrogate, England, June 1984, 445 pages. Papers presented by M.J. Howes and M.J. Jones. Institution of Mining and Metallurgy, 44 Portland Place, London W1N 4BP. Price : £ 44. ISBN : 0-900-488-76-X.

The use of mine ventilation continues to expand with the increasing depth of underground workings and the application of more stringent standards. The direct cost of environmental engineering frequently forms a substantial element of total mining costs and considerable effort must be expended to ensure the means and effectiveness of environmental management and control. Mining is a dynamic enterprise in a non-homogeneous structure that requires both normal operations and crisis conditions to be monitored and evaluated continuously. Research in this field must be tempered with practical experience and, in turn, practical application needs guidance from research.

The International Mine Ventilation Congress Series provides a forum for this essential interchange. The third meeting, in Harrogate, England, follows the earlier congresses held in Johannesburg, South Africa, and Reno, USA. It has been organized jointly by the Institution of Mining and Metallurgy and the Institution of Mining Engineers and the programme seeks to cover the broad spectrum of activities associated with mine environmental engineering. Sixty-one papers are presented by authors from 16 countries. As far as possible, the emphasis is placed on the practical application of design principles, the justification of design parameters and the discussion of operating systems.

PROSPECTING IN AREAS OF GLACIATED TERRAIN 1984. Papers presented at the sixth International Symposium, Glasgow, May 1984, 232 pages. Institution of Mining and Metallurgy, 44 Portland Place, London W1N 4BP. Price : £ 42. ISBN : 0-900-488-74-3.

The "Prospecting" theme has brought together company, survey and university workers for more than a decade in its tour of the North Atlantic region - Trondheim, Edinburgh, Helsinki, Dublin, St. John's, Newfoundland, and now Glasgow at the Department of Applied Geology, Strathclyde University. With this volume almost 100 papers will have been published. The centre stage previously held by geochemical exploration case histories is evidently under siege by modellers and methodologists - geological as well as geochemical and geophysical. No longer silent, to borrow Rex Davis' 1979 phrase, geophysicists are coming to the fore as their techniques improve and cost-effective depth penetration becomes a paramount need of exploration. Thus, approaches to exploration consolidated in long experience of glaciated terrain can be expected to find wider application - for example, at Rabat in Morocco in April, 1985, when colder-blooded workers can partake of prospecting in areas of desert terrain.

GASBOHRTECHNIK. Herstellen von Gasbohrlöchern im Steinkohlenbergbau. Glückauf-Betriebsbücher. Verlag Glückauf GmbH, Essen, 1984, 112 Seiten. Preise : DM 58. ISBN : 3-7739-0431-2.

Der Arbeitskreis "Ausgasung" hat versucht, die von vielen Fachleuten im In- und Ausland an verschiedenen Stellen veröffentlichten betrieblichen Erfahrungen und wissenschaftlichen Untersuchungen auszuwerten und so aufzubereiten, dass sie den mit der Gasbohrtechnik unmittelbar beschäftigten Wetteringenieuren, Bohr- und Gassteigern sowie Bohrmanschaften Arbeitshilfen bieten und die betrieblichen Entscheidungen erleichtern. Wesentliche Beiträge haben auch die Zulieferfirmen geleistet.

Dieses Glückauf-Betriebsbuch soll zum Fortschritt der Gasbohrtechnik beitragen.

ANNOUNCEMENTS

ENERGIES RENOUVELABLES, une affaire économique pour les P.M.E. wallonnes - Colloque, Charleroi, Belgique, 15 septembre 1984.

Thème : Energies renouvelables et bilan énergétique wallon - rentabilité - marché - investissements - exportations - recherche appliquée.

Contact : Inter-Environnement-Wallonie asbl, 25 rue d'Arlon, 1040 Bruxelles. Tél. (02) 230 66 25.

R & D MANAGEMENT CONFERENCE. Brussels, Belgium, 12-14 November 1984.

Theme : Can Europeans manage the new technologies ?

Enquiries : Management Centre Europe, 15 rue Caroly, 1040 Brussels. Tel. : (02) 516 19 11.

SORTING OF HOUSEHOLD WASTE AND THERMAL TREATMENT OF WASTE, Luxembourg, Jean Monnet Building, 25-27 September 1984.

This seminar will report on work performed under the EEC research and development programme on recycling of urban and industrial waste and the EEC demonstration programme on energy saving and alternative energy sources.

Enquiries : Mr. P.P. Rotondo, Commission of the European Communities DG XIII/A2, Jean Monnet Building - C4/003, L-2920 Luxembourg. Tel : 4301-3166. Telex : 3446 comeur lu.

SALON ET CONGRES PROFESSIONNELS DES ECONOMIES D'ENERGIE 1984. RAI, Amsterdam, 10-12 December 1984.

Thème : Production combinée de chaleur et d'électricité grâce au couplage chaleur/force.

Contact : Amsterdam RAI, Europaplein, Amsterdam, Holland. Tél. (020) 5 411 411.

Copies of articles from this publication are now available from the UMI Article Clearinghouse.

For more information about the Clearinghouse,
please fill out and mail back the coupon below.

Yes! I would like to know more about UMI Article Clearinghouse.
I am interested in electronic ordering through the following
system(s):

- DIALOG/Dialorder ITT Dialcom
 OnTyme OCLC ILL Subsystem
 Other (please specify) _____
 I am interested in sending my order by mail.
 Please send me your current catalog and user instructions for
the system(s) I checked above.

Name _____
Title _____
Institution/Company _____
Department _____
Address _____
City _____ State _____ Zip _____
Phone () _____

UMI Article
Clearinghouse

Mail to:
University Microfilms International
300 North Zeeb Road, Box 91
Ann Arbor, MI 48106