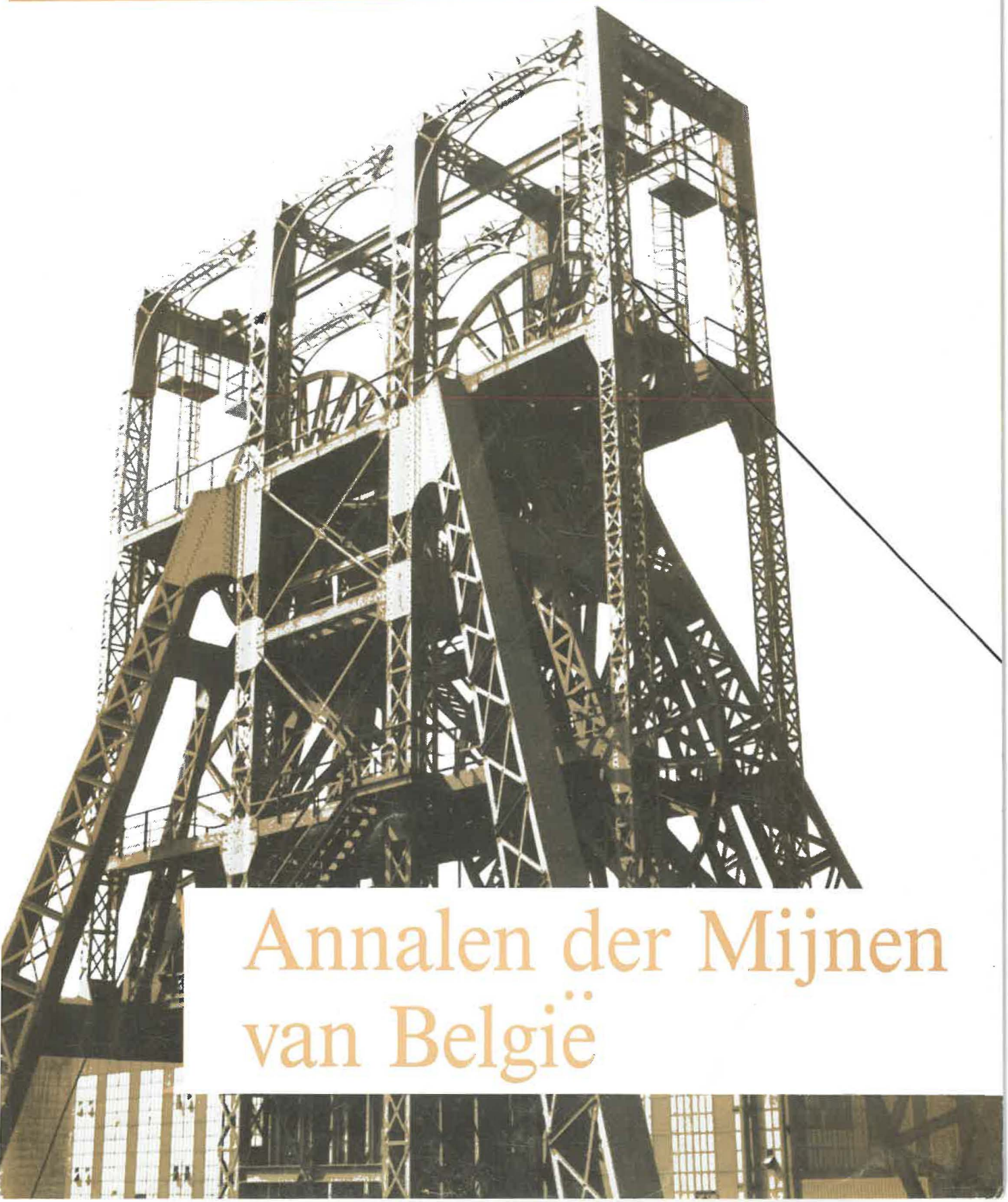
P3770

SERVICE GÉOLOGIQUE DE BELGIQUE

# Annales des Mines de Belgique



# Annalen der Mijnen van België

P3470

Publication
de l'Administration des Mines

Editions - Abonnements
Publicité

Direction - Rédaction
Administration des Mines
B - 1040 Bruxelles, rue De Mot, 30

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

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

Publikatie
van de Administratie der Mijnen

Uitgeverij - Abonnementen
Advertenties

Directie - Redactie
Administratie van het Mijnwezen
Tel. : 02/233.66.69
233.61.11.

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

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

SERVICE GEOLOGIQUE DE BELGIQUE
BIBLIOTHEQUE

**SOMMAIRE**

Troisième trimestre 1989.

**INHOUD**

Derde trimester 1989.

L. RZONZEF : Statistique économique des industries extractives - Année 1988
Economische statistiek van de extractieve nijverheden - Jaar 1988 147

Institution pour le développement de la Gazéification Souterraine "I.D.G.S."
- Expérience Belgo - Allemande de gazéification in situ (1979-1988) - Résumé du rapport technique final. 175



1335

MINISTERE DES AFFAIRES ECONOMIQUES
Administration des Mines

STATISTIQUE ECONOMIQUE
DES INDUSTRIES EXTRACTIVES
ANNEE 1988.

## AVANT-PROPOS

A l'occasion de la publication, dans la 1ère livraison de l'année 1971 des "Annales des Mines de Belgique", de la Statistique économique des industries extractives et métallurgiques pour l'année 1967, l'historique de cette étude statistique annuelle, dont l'origine, presque séculaire, remonte à 1883, a été retracé.
Depuis lors, deux chapitres ont été ajoutés, le premier relatif aux captages d'eau souterraine, à partir de l'année 1974, le second, relatif à l'exploitation de sable sur le plateau continental de la Belgique, à partir de l'année 1976.
Toutefois, les données concernant l'hydrologie ne sont plus publiées car, depuis la réforme de l'Etat de 1980, ce secteur relève de la compétence des Régions.

D'autre part, en vue d'une publication complète de la statistique économique des industries métallurgiques, ce chapitre sera publié dans le prochain numéro.

Ainsi, la présente statistique est divisée en trois chapitres, à savoir :

I. Les industries extractives (mines de houille, minières, carrières et industries connexes).

II. La fabrication du coke et des agglomérés.

III. L'exploitation de sable sur le plateau continental de la Belgique.

Le Directeur Général des Mines f.f.,

Ir. L. RZONZEF

MINISTERIE VAN EKONOMISCHE ZAKEN
Administratie van het Mijnwezen

EKONOMISCHE STATISTIEK
VAN DE EXTRAKTIEVE NIJVERHEDEN
JAAR 1988.

## WOORD VOORAF

Bij de publikatie van de Economische Statistiek van de extraktieve nijverheid en van de metaalnijverheid voor het jaar 1967 in het eerste nummer van 1971 van de "Annalen der Mijnen van 1elgië", hebben wij het ontstaan en de ontwikkeling van deze statistiek, die in 1883 voor het eerst verscheen, uitvoerig toegelicht. Sindsdien zijn er twee hoofdstukken aan toegevoegd, één over de grondwaterwinningen van 1974 af en één over de zandwinning op het Belgisch continentaal plat sinds 1976. De gegevens omtrent de hydrologie worden niet langer meer opgenomen aangezien ze sedert de Staatshervorming van 1980 tot de bevoegdheid van de Gewesten behoren.

Anderzijds zal met het oog op de volledige publikatie van de ekonomische statistiek van de metaalnijverheid, dat hoofdstuk in het volgende nummer verschijnen.

Deze statistiek omvat bijgevolg drie hoofdstukken, met name :

I. De extraktieve nijverheden (steenkolenmijnen, graverijen, groeven en aanverwante nijverheden).

II. De bereiding van cokes en agglomeraten.

III. Zandwinning op het Belgisch continentaal plat.

De Directeur-Generaal der Mijnen w.d.,

Ir. L. RZONZEF

| TABLE DES MATIERES | Pages du rapport |
|---|---|
| **CHAPITRE I**<br>**LES INDUSTRIES EXTRACTIVES** | |
| **A. MINES DE HOUILLE EN 1988** ..... | 150 |
| Première partie : | |
| ANALYSE DU MARCHE CHARBONNIER | |
| 1. Production et écoulement des charbonnages belges ..... | 150 |
| 2. Aspect général du marché charbonnier ..... | 156 |
| 3. Fournitures sur le marché intérieur ..... | 159 |
| 4. Les importations ..... | 159 |
| 5. Les exportations ..... | 161 |
| Deuxième partie : | |
| SITUATION ECONOMIQUE DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE | |
| 1. Personnel ..... | 162 |
| 2. Rendements ..... | 164 |
| 3. Les salaires, les dépenses et les résultats d'exploitation ..... | 167 |
| **B. MINIERES, CARRIERES ET INDUSTRIES CONNEXES EN 1987** ..... | 168 |
| **CHAPITRE II**<br>**LA FABRICATION DU COKE ET DES AGGLOMERES DE HOUILLE** | |
| A. FABRICATION DU COKE EN 1988 ..... | 172 |
| B. FABRICATION DES AGGLOMERES DE HOUILLE EN 1988 ..... | 173 |
| **CHAPITRE III**<br>**LE PLATEAU CONTINENTAL EN 1988** | 174 |

| I N H O U D | Bladzijde van het verslag |
|---|---|
| **HOOFDSTUK 1**<br>**DE EXTRAKTIEVE NIJVERHEID** | |
| **A. STEENKOLENMIJNEN IN 1988** ..... | 150 |
| Eerste deel : | |
| ONTLEDING VAN DE STEENKOLENMARKT | |
| 1. Produktie en afzet van de Belgische steenkolenmijnen ..... | 150 |
| 2. Algemeen overzicht van de steenkolenmarkt ..... | 156 |
| 3. Leveringen op de binnenlandse markt ..... | 159 |
| 4. Invoer ..... | 159 |
| 5. Uitvoer ..... | 161 |
| Tweede deel : | |
| EKONOMISCHE TOESTAND VAN DE STEENKOLENNIJVERHEID | |
| 1. Personeel ..... | 162 |
| 2. Rendement ..... | 164 |
| 3. Lonen, uitgaven en Bedrijstoelagen ..... | 167 |
| **B. GRAVERIJEN, GROEVEN EN AANVERWANTE NIJVERHEDEN IN 1987** ..... | 168 |
| **HOOFDSTUK II**<br>**DE BEREIDING VAN COKES EN STEENKOLENAGGLOMERATEN** | |
| A. BEREIDING VAN COKES IN 1988 ..... | 172 |
| B. BEREIDING VAN STEENKOOLAGGLOMERATEN IN 1988 ..... | 173 |
| **HOOFDSTUK III**<br>**CONTINENTAAL PLAT IN 1988** | 174 |

## CHAPITRE I

## LES INDUSTRIES EXTRACTIVES

## A. MINES DE HOUILLE EN 1988

### Première partie

### ANALYSE DU MARCHE CHARBONNIER

#### 1. Production et écoulement des charbonnages belges

#### 1.1. Production

Le tableau 1.1. donne la production nette de charbon réalisée en 1987 et 1988.

La production nette est la somme des quantités écoulées (consommées, distribuées, vendues et cédées) pendant l'année, diminuées des quantités de charbons achetés éventuellement comprises dans les écoulements, et augmentée ou diminuée de l'accroissement ou de la réduction des stocks du début à la fin de l'année.

La production est répartie en catégories de qualité, selon la classification internationale des charbons par nature, mise en vigueur en novembre 1957 à l'initiative de la Haute Autorité de la Communauté européenne du Charbon et de l'Acier (1).

TABLEAU 1.1. Production nette de charbon

| Catégories / Kategorieën | Matières volatiles % / Vluchtige bestanddelen | 1987 | | 1988 | |
|---|---|---|---|---|---|
| | | Quantités / Hoeveelheden | % | Quantités / Hoeveelheden | % |
| Anthracites - Antraciet | < 10 | - | - | - | - |
| Anthracites b - Antraciet b | 10 à < 12 | - | - | - | - |
| Maigres - Magerkool | 12 à < 14 | - | - | - | - |
| 1/2 gras - 1/2 vetkool | 14 à < 18 | - | - | - | - |
| 3/4 gras - 3/4 vetkool | 18 à < 20 | - | - | - | - |
| Gras A - Vetkool A | 20 à < 28 | 1 176 492 | 27,0 | 158 277 | 6,4 |
| Gras B - Vetkool B | 28 à < 33 | 3 082 638 | 70,8 | 2 229 075 | 89,6 |
| Flambant - Vlamkolen | ≥ 33 | 97 325 | 2,2 | 99 865 | 4,0 |
| Total général - Algemeen totaal | | 4 356 455 | 100 | 2 487 217 | 100 |

La production nette du Royaume a diminué de 1.869.238 tonnes de 1987 à 1988 (- 43 %).

(1) Voir Annales des Mines de Belgique - Année 1959 n° 3 - mars. p. 261.

## HOOFDSTUK I

## DE EXTRAKTIEVE NIJVERHEID

## A. STEENKOLENMIJNEN IN 1988

### Eerste deel

### ONTLEDING VAN DE STEENKOLENMARKT

#### 1. Produktie en afzet van de Belgische steenkolenmijnen.

#### 1.1. Produktie

In tabel 1.1. is de nettoproduktie van steenkolen voor 1987 en 1988 aangeduid.

De nettoproduktie is de som van de in de loop van het jaar afgezette (verbruikte, kosteloos bedeelde, verkochte en afgestane) hoeveelheden verminderd met de gekochte kolen die gebeurlijk in de afzet begrepen zijn en vermeerderd of verminderd met de toename of de vermindering van de voorraden in de loop van het jaar.

De produktie wordt ingedeeld naar de verschillende soorten. Deze indeling stemt overeen met de internationale indeling van de kolen naar hun aard, die op initiatief van de Hoge Autoriteit van de Europese Gemeenschap voor Kolen en Staal op 7 november 1957 in werking is getreden (1).

Tabel 1.1. Nettoproduktie van steenkolen

De nettoproduktie van het Rijk van 1987 tot 1988 is gedaald met 1 869 238 ton (- 43 %).

(1) Zie Annalen der Mijnen van België - jaar 1959 - nr. 3 - maart, blz. 261.

## 1.2. Valeur de la production.

Le tableau 1.2. donne la valeur théorique et la valeur nette des charbons produits en 1988.

La valeur théorique de la production est égale à la valeur barémique moins les abattements de valeur sur la partie de production mise au stock. La valeur barémique de la production est celle qui aurait été obtenue si la production avait été immédiatement et intégralement vendue au prix du barème en vigueur dans l'entreprise.

La valeur barémique tient compte des primes de qualité et des primes de provenance que stipule le barème en vigueur, mais ne tient pas compte de rabais et supplémnts saisonniers. En outre, elle se limite à la valeur obtenue au point de livraison "wagon départ mine".

La valeur nette de la production s'obtient au moyen des éléments suivants :

1) la valeur des quantités écoulées au cours de l'année, déduction faite de la valeur des charbons achetés, qui n'est pas comprise dans ce total (voir ci-après sous la rubrique "Ecoulements" comment sont valorisés les différents types d'écoulement) ;

2) la valeur attribuée aux fluctuations des stocks de l'année, ces derniers étant valorisés comme il sera dit ci-après.

La valeur nette de la production renseignée à la colonne 3 du tableau 1.2. ne contient aucune recette provenant de subventions. Elle comprend en revanche les suppléments par rapport au barème obtenus lors des ventes, ainsi que les résultats sur reprises aux stocks, cest-à-dire la différence entre le prix de vente des charbons écoulés de stock et leur prix d'inventaire, lequel comporte un abattement assez important par rapport au prix du barème.

## 1.2. Waarde van de produktie.

In tabel 1.2. worden de theoretische waarde en de nettowaarde van de voortgebrachte kolen aangeduid in 1988.

De theoretische waarde van de produktie is gelijk aan de baremische waarde min de waardeverminderingen op het opgeslagen gedeelte van de produktie. De baremische waarde van de produktie is die welke men zou bekomen hebben indien men de produktie onmiddellijk volledig tegen de prijs van het in de onderneming geldende barema had verkocht.

De baremische waarde houdt rekening met de in het barema bepaalde kwaliteits- en herkomstpremiën, maar niet met seizoenkortingen of - toeslagen. Bovendien is zij beperkt tot de waarde bekomen op het leveringspunt "wagen af mijn".

De nettowaarde van de produktie wordt aan de hand van de volgende gegevens berekend :

1) de waarde van de in de loop van het jaar afgezette hoeveelheden, verminderd met de waarde van de gekochte kolen, die in dit totaal niet begrepen is. (Zie verder onder de titel "Afzet" hoe de waarde van de afgezette kolen bepaald wordt) ;

2) de waarde toegekend aan de schommelingen van de voorraden in de loop van het jaar ; verder wordt uitgelegd hoe die waarde bepaald wordt.

De nettowaarde van de produktie die in kolom 3 van tabel 1.2. aangeduid is, bevat geen inkomsten uit toelagen. Bij de verkoop verkregen supplementen boven de tariefprijzen zijn er daarentegen wel in begrepen, evenals de uitslagen van de verkoop van opgeslagen kolen, d.w.z. het verschil tussen de verkoopprijs van de kolen komende uit de voorraden en de inventarisprijs van die kolen, die tamelijk ver beneden de tariefprijs ligt.

TABLEAU 1.2. Valeur de la production

TABEL 1.2. Waarde van de produktie

| | 1988 | | | |
|---|---|---|---|---|
| | Production<br>Produktie | Valeur théorique<br>Theoretische waarde | Valeur nette<br>Nettowaarde | |
| Tonnage (t)<br>Valeur globale (F)<br>Valeur/tonne (F/t) | 2 487 217<br><br>- | <br>5 582 393 863<br>2 244,40 | <br>4 749 101 332<br>1 909,37 | Hoeveelheid (t)<br>Totale waarde (F)<br>Waarde/ton (F/t) |

La comparaison des valeurs nettes par tonne de la production totale permet de dégager les grandes tendances de l'évolution des prix.
On constate en effet que la valeur nette à la tonne produite a diminué de 235 F/t en 1988 :
- 10 % par rapport à 1987.

Als men de nettowaarden per ton van de totale produktie met elkaar vergelijkt, komen de grote lijnen van het prijsverloop naar voren. Zo ziet men dat de nettowaarde per gewonnen ton gedaald is met 235 F/t in 1988 : zijnde - 10 % in vergelijking met 1987.

Le tableau 1.3. montre l'évolution des valeurs moyennes à la tonne produite au cours des dernières années.

Tabel 1.3. geeft een overzicht van de gemiddelde waarde per gewonnen ton tijdens de jongste jaren.

TABLEAU 1.3. Evolution des valeurs moyennes à la tonne produite de 1938 à 1988 (francs)

TABEL 1.3. Gemiddelde waarde per ton kolen van 1938 tot 1988 (frank)

| Années<br>Jaren | Sud<br>Zuiden | Nord<br>Noorden | Royaume<br>Het Rijk |
|---|---|---|---|
| 1938 | 144,92 | 134,92 | 142,17 |
| 1960 | 763,58 | 657,29 | 719,19 |
| 1970 | 931,52 | 770,46 | 802,17 |
| 1976 | 1.700,43 | 1.916,63 | 1.883,00 |
| 1978 | 1.930,08 | 1.762,73 | 1.778,66 |
| 1980 | 2.697,63 | 1.907,43 | 1.954,35 |
| 1984 | 4.200,20 | 3.281,77 | 3.297,95 |
| 1985 | - | 3.659,60 | 3.659,60 |
| 1986 | - | 3.321,34 | 3.321,34 |
| 1987 | - | 2.957,25 | 2.957,25 |
| 1988 | - | 2.244,40 | 2.244,40 |

## 1.3. Prix

Le lecteur trouvera dans le tableau 1.4. les prix de vente moyens en 1987 et 1988 pour l'ensemble des charbons belges cédés et vendus tant sur le marché intérieur qu'à l'exportation, ainsi que les chiffres de 1938 et 1953 à titre de comparaison.

La référence à 1953 se justifie par le fait que les prix relevés en 1953 servaient encore de base au calcul de l'index des prix de détail du Royaume .

Remarquons que les prix moyens de vente renseignés au tableau 1.4., qui concernent uniquement les ventes et cessions, sont différents de la valeur nette de la tonne produite telle qu'elle est renseignée au tableau 1.2. qui tient compte, en outre, des consommations propres et des fournitures au personnel, comptés à leur prix barémique, et de l'éventuelle dépréciation des stocks.

## 1.3. Prijzen.

In tabel 1.4. zijn de gemiddelde verkoopprijzen van alle Belgische kolen samen aangeduid die in 1987 en 1988 in het binnenland en in het buitenland verkocht of afgestaan werden en, ter vergelijking, ook de cijfers van 1938 en 1953.

De verwijzing naar de prijzen van 1953 is verantwoord omdat die prijzen nog gediend hebben om het indexcijfer der kleinhandelsprijzen van het Rijk te berekenen.

Er zij opgemerkt dat de gemiddelde verkoopprijzen aangeduid in tabel 1.4. en die enkel op de verkochte en afgestane produkten betrekking hebben, niet gelijk zijn aan de nettowaarde per gewonnen ton die in tabel 1.2. aangeduid is. Deze laatste waarde houdt immers ook rekening met de zelf verbruikte en aan het personeel geleverde kolen, tegen de tariefprijs, en met gebeurlijke waardeverminderingen van de voorraden.

TABLEAU 1.4. Prix moyen des charbons belges en francs par tonne (1) (ventes et cessions, tab. 1.5 colonne 3 + 4)

TABEL 1.4. Gemiddelde verkoopprijs van de Belgische kolen in F/t (1) (verkocht en afgestaan, tab. 1.5, kol. 3 + 4)

| | 1938 | 1953 | 1987 | 1988 | |
|---|---|---|---|---|---|
| Sud | 151,75 | 762,13 | - | - | Zuiden |
| Nord | 140,55 | 732,09 | 2 119,65 | 1 903,21 | Noorden |
| Royaume | 149,22 | 752,11 | 2 119,65 | 1 903,21 | Het Rijk |

(1) Francs de l'époque. Rappelons que 1 franc-or de 1913 = 6,9385 francs de 1926, 9,6368 francs de 1935, 14,318 francs de 1944 et 16,3347 francs de 1949.
La "valeur-or effective" est calculée depuis le 22.09.1949 sur les bases suivantes :
1 dollar américain = 50 francs belges
35 dollars américains = 1 once d'or fin.

(1) Toenmalige franken, 1 goudfrank van 1913 - 6,9385 frank van 1926 - 9,6368 frank van 1935 - 14,318 frank van 1944 - 16,3347 frank van 1949.
De "effectieve goudwaarde" wordt sedert 22.09.1949 berekend op de volgende basis : 1
1 Amerikaanse dollar = 50 Belgische frank
35 Amerikaanse dollar = 1 ons fijn goud.

La comparaison des prix de vente de 1987 et de 1988 avec ceux de 1953 donne les indices (en %) suivants :

1987 : 281,83
1988 : 253,05

Rappelons également qu'en 1987 l'index moyen des prix de détail avait atteint 133,60 pour monter à 136,36 en 1988 (base 1981 = 100).

1.4. Ecoulement

L'écoulement réalisé en 1988 figure au tableau 1.5.

L'écoulement des charbons extraits comprend les consommations, les fournitures au personnel, les ventes et les cessions, à l'exclusion des charbons que certaines mines achètent pour les besoins de leur consommation propre et leurs fournitures au personnel, pour les céder aux usines connexes ou pour les revendre.

Les ventes (colonne 3) se rapportent au marché extérieur comme au marché intérieur. Elles sont comptées selon leur produit réel, étant entendu cependant :

1) que ce produit est égal au maximum, dans le chef de la mine, au prix qui aurait été obtenu si la vente avait été faite dans les mêmes circonstances à un détaillant ;

2) que les rémunérations afférentes aux prescriptions de transport ou de chargement effectuées par le charbonnage au-delà du point de livraison correspondant à l'application du barème "wagon-départ mine", ne sont pas comprises dans la valeur d'écoulement ;

3) que les charbons écoulés à l'étranger sont comptés au prix réel obtenu par les mines.

Depuis 1967 les ventes (colonne 3) ne comprennent plus les tonnages de charbon livrés aux centrales électriques propres des mines lorsqu'ils correspondent à du courant vendu à des tiers. Ces tonnages sont compris dans les cessions. Les ventes comprennent en revanche les quantités éventuellement livrées à des centrales indépendantes des mines en exécution de contrats d'échange charbon-courant, ainsi que les tonnages livrés aux centrales dites "communes".

Elles comprennent également, à partir de cette même année 1967, les charbons livrés à prix réduit au personnel des mines et des activités connexes, précédemment comprises dans les "fournitures au personnel et aux pensionnés" (colonnes 4 à 6 des tableaux 1 antérieurs à 1967) ainsi que les fournitures aux pensionnés, facturées au Fonds National de Retraite des Ouvriers Mineurs (F.N.R.O.M.).

In vergelijking met de verkoopprijzen van 1953 staan die van 1987 en 1988 aan de volgende index in % :

1987 : 281,83
1988 : 253,05

Het gemiddeld indexcijfer der kleinhandelsprijzen bedroeg 133,60 punten in 1987 en 136,36 punten in 1988 (basis 1981 = 100).

1.4. Afzet.

De afzet van 1988 is in de tabel 1.5. aangeduid.

De afzet van de gewonnen kolen omvat de verbruikte, de aan het personeel geleverde, de verkochte en de afgestane kolen, met uitsluiting van de kolen die sommige mijnen kopen om in bepaalde eigen behoeften te voorzien, om ze aan het personeel te leveren, aan nevenbedrijven af te staan of voort te verkopen.

De verkoop (kolom 3) heeft zowel betrekking op de buitenlandse als op de binnenlandse markt. Het is de werkelijke opbrengst die aangeduid is, met dien verstande evenwel dat :

1) die opbrengst ten hoogste gelijk is aan de prijs die de mijn zou bekomen hebben indien de kolen onder dezelfde omstandigheden aan een kleinhandelaar verkocht waren ;

2) dat de vergoedingen voor prestaties van de mijn in verband met het vervoer en het laden voorbij het leveringspunt dat aan de prijzenschaal "wagon-af-mijn" beantwoordt, niet in de waarde van de afzet begrepen zijn ;

3) dat de in het buitenland afgezette kolen aangerekend zijn tegen de prijs die de mijn werkelijk bekomen heeft.

Sedert 1967 omvatten de verkochte kolen (kolom 3) niet meer de hoeveelheden die aan de eigen elektrische centrales van de mijnen geleverd worden wanneer deze hoeveelheden betrekking hebben op stroom verkocht aan derden. Deze hoeveelheden worden bij de afgestane kolen gerekend. De verkochte kolen omvatten daarentegen wel de hoeveelheden die eventueel aan zelfstandige centrales geleverd worden op grond van een ruilovereenkomst voor kolen en stroom, evenals de hoeveelheden die aan de z.g. "gemeenschapelijke" centrales geleverd worden.

Van ditzelfde jaar 1967 af, omvatten zij ook de kolen die tegen verlaagde prijs aan het personeel van mijnen en nevenbedrijven geleverd worden en die vroeger begrepen waren in de "leveringen aan het personeel en aan gepensioneerden" (kolommen 4 tot 6 van de tabellen 1 van voor 1967), evenals de leveringen aan gepensioneerden, die aan het Nationaal Pensioenfonds voor Mijnwerkers aangerekend worden.

TABLEAU 1.5. Ecoulement et stocks de charbon

TABEL 1.5. Afzet en voorraden van kolen

| | ECOULEMENT - AFZET | | | | | STOCKS - VOORRADEN | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | Consommation de la houillère et ses activités . connexes<br>Verbruik van kolenmijn en nevenbedrijven<br>1 | Fournitures gratuites au personnel<br>Gratisleveringen aan het personeel<br>2 | Vente<br>Verkoop<br>3 | Cessions aux activités connexes et usines de l'entreprise<br>Afgestaan aan nevenbedrijven en fabrieken van de onderneming<br>4 | TOTAL 1 à 4<br>TOTAAL 1 tot 4<br>5 | Au 01.01.88<br>Op 01.01.88<br>6 | Au 31.12.88<br>Op 31.12.88<br>7 | Augmentation ou diminution<br>Stijging of daling<br>8 | |
| Tonnage (t) | 113 059,1 | 2 893,2 | 1 093 811,3 | 1 323 967,5 | 2 533 731,1 | 462 099 | 143 882 | - 318 217 | Hoeveelheid (t) |
| Valeur globale (F) | 195 487 601 | 12 568 870 | 2 077 918 931 | 2 523 626 320 | 4 809 601 722 | - | - | - | Totale waarde (F) |
| Valeur/tonne (F/t) | 1 729,07 | 4 344,28 (1) | 1 899,71 | 1 906,11 | 1 898,23 | - | - | - | Waarde/ton (F/t) |

(1) valeur à la vente - verkoopswaarde.

Les cessions aux activités connexes (fabriques de coke ou d'agglomérés, usines métallurgiques, centrales électriques et autres (colonne 4), les consommations (colonne 1), et les fournitures gratuites au personnel (colonne 2) sont comptées dans la valeur de l'écoulement de la mine, selon le barème "wagon-départ-mine".

Les cessions (colonne 4) comprennent à partir de 1967 les quantités de charbon livrées aux centrales électriques propres des charbonnages et correspondant à du courant cédé aux activités connexes ou vendu à des tiers.

Les consommations des mines (colonne 1) ne comprennent plus, depuis 1967, que les quantités consommées aux sièges de production pour les besoins de la mine elle-même et de ses activités connexes et annexes. Le charbon transformé à la mine en électricité consommée par la mine, est compris dans les consommations propres. Les consommations ne comprennent plus les charbons échangés contre l'énergie électrique en vertu d'un contrat de travail à façon entre charbonnage et centrale électrique (contrat d'échange charbon-courant), lesquels sont compris dans les ventes de même que les tonnages livrés aux centrales "communes".

Les fournitures au personnel (colonne 2) ne comprennent plus que les livraisons gratuites au personnel en activité des mines et des établissement connexes. Les livraisons aux mineurs pensionnés à l'intervention du Fonds National de Retraite des Ouvriers Mineurs, à qui elles sont facturées, sont, depuis 1967, considérées comme des ventes dans le chef des charbonnages, (colonne 3).

Les ventes à prix réduit aux membres du personnel sont également comprises dans les ventes (colonne 3).

Il est encore possible de calculer les "consommations" d'une part, et les "fournitures au personnel et aux pensionnés" d'autre part, conformément aux définitions en vigueur jusqu'en 1966, mais uniquement en quantité (1000 t), non plus en valeur. Sous ce rapport le tableau 1.6. ci-dessous permet de suivre l'évolution de ces deux postes de l'écoulement de 1960 à 1988.

De kolen aan nevenbedrijven (cokes- of agglomeratenfabrieken, staalfabrieken, elektrische centrales en andere bedrijven) afgestaan (kolom 4), de verbruikte kolen (kolom 1) en die gratis aan het personeel geleverd (kolom 2), worden in de waarde van de afzet aangerekend tegen de prijzen van de schaal "wagon-af-mijn".

Van 1967 af omvatten de afgestane kolen (kolom 4) ook de hoeveelheden geleverd aan de elektrische centrales van de mijnen wanneer deze hoeveelheden betrekking hebben op stroom die aan nevenbedrijven geleverd of aan derden verkocht is.

Het verbruik van de mijnen (kolom 1) omvat sedert 1967 nog alleen de kolen die in de produktiezetels voor de behoeften van de mijn zelf en van de nevenbedrijven en andere activiteiten verbruikt worden. De kolen op de mijn verbruikt voor de opwekking van elektriciteit die door de mijn zelf verbruikt wordt, worden bij de zelf verbruikte hoeveelheden gevoegd. Het verbruik omvat niet meer de kolen die aan een elektriciteitscentrale geleverd worden in ruil voor elektrische stroom, althans niet indien die ruil op grond van een loonproduktieovereenkomst (ruilovereenkomst voor kolen en stroom) geschiedt. Deze kolen worden als verkocht beschouwd, evenals de aan de "gemeenschappelijke" centrales geleverde tonnages.

De leveringen aan het personeel (kolom 2), omvatten nog alleen de kolen die gratis aan het in dienst zijnde personeel van de mijnen en de nevenbedrijven geleverd worden. De kolen door tussenkomst van het Nationaal Pensioenfonds voor Mijnwerkers, aan wie zij aangerekend worden, aan gepensioneerde mijnwerkers geleverd, worden sedert 1967, door de mijnen als verkocht beschouwd (kolom 3).

De kolen tegen verlaagde prijs aan leden van het personeel verkocht, worden ook als verkocht (kolom 3) beschouwd.

Het "verbruik" en de "leveringen aan personeel en gepensioneerden" kunnen nog volgens de tot in 1966 gebruikte definities berekend worden, maar dan alleen in hoeveelheid (1000 t) en niet in waarde (F). In dit opzicht geeft de hierna volgende tabel 1.6. een beeld van het verloop van deze twee afzetposten van 1960 tot 1988.

TABLEAU 1.6. Consommations de charbon des mines et fournitures de charbon au personnel et aux pensionnés

TABEL 1.6. Door de mijnen verbruikte en aan het personeel en aan gepensioneerden geleverde kolen

| | Consommations des mines<br><br>Verbruik van de mijnen | Fournitures au personnel et aux pensionnés<br><br>Leveringen aan het personeel en aan de gepensioneerden |
|---|---|---|
| 1960 | 1.471 | 644 |
| 1970 | 575 | 290 |
| 1978 | 283 | 108 |
| 1980 | 336 | 25 |
| 1985 | 347 | 22 |
| 1986 | 360 | 20 |
| 1987 | 331 | 13 |
| 1988 | 249 | 6 |

Les quantités qui figurent dans ce tableau récapitulatif 1.6. dans la colonne "Fournitures au personnel" ne comprennent pas les agglomérés livrés à leur personnel ou aux pensionnés par certaines mines au titre des fournitures conventionnelles de charbon.

De hoeveelheden, in de kolom "leveringen aan het personeel" van deze overzichtstabel 1.6. vermeld, omvatten niet de agglomeraten die door sommige mijnen aan hun personeel en aan gepensioneerden worden geleverd in vervanging van de gebruikelijke levering van kolen.

1.5. Stocks aux charbonnages.

Les stocks de charbon existant sur le carreau des mines sont également indiqués au tableau 1.5.

En 1988, ils ont diminué de 318 099 t, pour atteindre le niveau de 144 000 tonnes.

1.5. Voorraden bij de mijnen.

De kolenvoorraden bij de mijnen zijn ook in tabel 1.5. aangeduid.

In 1988 zijn ze met 318 099 t gedaald tot 144 000 ton.

2. ASPECT GENERAL DU MARCHE CHARBONNIER

Les données statistiques des tableaux 1.3. et 1.5. ne concernent que les charbons produits en Belgique.

Le tableau 1.7. par contre donne la situation de l'ensemble du marché belge des combustibles solides tant en 1987 qu'en 1988 et englobe les combustibles importés au même titre que les combustibles indigènes.

Dans le secteur des cokeries, l'écoulement sur le marché intérieur a augmenté en 1988 (+ 9,3 %).

2. ALGEMEEN OVERZICHT VAN DE STEENKOLENMARKT

De statistische gegevens van de tabellen 1.3. en 1.5. hebben alleen betrekking op in België gewonnen kolen.

Tabel 1.7. daarentegen heeft betrekking op de Belgische markt van alle vaste brandstoffen, voor 1987 en voor 1988, en zowel op de ingevoerde als op de Belgische produkten.

In de cokessektor is de afzet op de binnenlandse markt in 1988 toegenomen (+ 9,3 %).

TABLEAU 1.7. Aspect général du marché charbonnier

1000 T

| | 1938 | | | 1987 | | 1988 | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | Charbon Steenkolen | Agglomérés Agglomeraten | Coke de four Ovencokes | Charbon Steenkolen | Coke de four Ovencokes | Charbon Steenkolen | Coke de four Ovencokes | |
| 1) Production | 29 585 | 1 712 | 5 107 | 4 356 | 5 226 | 2 487 | 5 548 | 1) Produktie |
| 2) Importations | 4 199 | 93 | 50 | 9 134 | 492 | 11 066 | 813 | 2) Invoer |
| 3) Stocks au 1er janvier | | | | | | | | 3) Voorraden op 1 januari |
| Producteurs | 691 | ... | ... | 676 | 72 | 462 | 64 | Producenten |
| Importateurs | - | ... | ... | 334 | - | 219 | 3 | Importeurs |
| 4) Soldes des échanges | - | - | - | + 7 | + 7 | + 260 | + 15 | 4) Saldo van ruilingen |
| 5) Disponibilités (9 + 10) | 34 475 | 1 805 | 5 157 | 14 507 | 5 797 | 14 494 | 6 443 | 5) Beschikbaar (9 + 10) |
| 6a)Consommation propre des producteurs et fournitures au personnel | 2 462 (a) | 170 | 273 | 344 | 11 | 255 | 10 | 6a)Door de producent. zelf verbruikt en geleverd aan het personeel. |
| b)Solde des échanges | - | - | - | - | - | - | - | b)Saldo van ruilingen |
| 7a)Fournitures en Belgique | 25 306 | 1 041 | 3 481 | 12 540 | 4 965 | 12 878 | 5 429 | 7a)Leveringen in België |
| b)Ecoulement des stocks des charbonnages fermés | - | - | - | - | - | - | - | b)Afzet van de voorraden van gesloten kolenmijnen |
| 8) Exportations | | | | | | | | 8) Uitvoer |
| Produits belges | 4 520 | 594 | 1 399 | 171 | 684 | 233 | 925 | Belgische produkten |
| Produits importés | - | - | - | 771 | 73 | 623 | 20 | Ingevoerde produkten |
| 9) Ecoulement | 32 288 | 1 805 | 5 153 | 13 826 | 5 733 | 13 989 | 6 384 | 9) Afzet |
| 10) Stocks au 31 décembre | | | | | | | | 10) Voorraden op 31 december |
| Producteurs | 2 227 | ... | + 4 (b) | 462 | 64 | 144 | 59 | Producenten |
| Importateurs | - | ... | - | 219 | - | 361 | - | Importeurs |

... Renseignements non disponibles.

(a) Selon l'ancienne définition

(b) Mouvements des stocks de coke en 1938

TABEL 1.7. Algemeen overzicht van de steenkolenmarkt

1000 T

... Inlichtingen niet beschikbaar

(a) Volgens de oude bepaling

(b) Beweging van de cokesvoorraden in 1938

Les tableaux 1.7.1. et 1.7.2. donnent respectivement l'évolution des écoulements en Belgique et des importations depuis 1960.

Le tableau 1.7.2. indique que les importations de charbon ont augmenté de 1 932 tonnes en 1988 (+ 21 %).

In de tabellen 1.7.1. en 1.7.2. is het verloop van de afzet in België en van de invoer sinds 1960 aangeduid.

Uit tabel 1.7.2. blijkt dat de invoer van kolen in 1988 met 1 932 ton (+ 21 %) gestegen is.

TABLEAU 1.7.1. Evolution des écoulements en Belgique

TABEL 1.7.1. Verloop van de afzet in België

1000 tonnes / 1000 ton

| Années<br>Jaren | Charbon<br>Steenkolen | Agglomérés<br>Agglomeraten | Coke de four<br>Ovencokes |
|---|---|---|---|
| 1938 | 37 288 | 1 805 | 5 153 |
| 1960 | 27 310 | 1 209 | 7 798 |
| 1970 | 19 405 | 1 030 | 8 591 |
| 1980 | 15 562 | 148 | 6 533 |
| 1984 | 14 408 | 132 | 5 905 |
| 1986 | 12 567 | 103 | 5 113 |
| 1987 | 12 540 | 92 | 4.965 |
| 1988 | 12 878 | 42 | 5 429 |

TABLEAU 1.7.2. Evolution des importations

TABEL 1.7.2. Verloop van de invoer.

1000 tonnes / 1000 ton

| Années<br>Jaren | Charbon<br>Steenkolen | Agglomérés<br>Agglomeraten | Coke de four<br>Ovencokes |
|---|---|---|---|
| 1938 | 4 199 | 93 | 50 |
| 1960 | 3 903 | 102 | 254 |
| 1970 | 7 567 | 271 | 1.530 |
| 1980 | 10.139 | 93 | 1.260 |
| 1984 | 9.318 | 98 | 829 |
| 1986 | 8.521 | 87 | 637 |
| 1987 | 9.134 | 73 | 492 |
| 1988 | 11.066 | 36 | 813 |

Les tableaux 1.5. relatif au charbon belge et 1.7. relatif à tous les charbons belges et importés, peuvent être résumés dans les bilans globaux ci-après.

Tabel 1.5. voor de Belgische kolen, en tabel 1.7. voor alle kolen, zowel Belgische als ingevoerde, kunnen in onderstaande balansen samengevat worden.

1000 t

1000 t

| Bilan des charbons belges en 1988 - Balans van de Belgische kolen in 1988 | | | |
|---|---|---|---|
| | 1988 | | 1988 |
| Production - Produktie | 2 487 | Consommation propre - Eigen gebruik (1) | 255 |
| Stocks + ou - / Voorraden + of - | + 318 | Marché intérieur - Binnenlandse markt | 2 566 |
| | | Exportations - Uitvoer (2) | 233 |
| | 2 805 | | 3 054 |
| Bilan des charbons importés en 1988 - Balans van de ingevoerde kolen in 1988 | | | |
| Importations - Invoer | 11 066 | Marché intérieur - Binnenlandse markt | 10 312 |
| Stocks + ou - / Voorraden + of - | - 142 | Réexportation - Terug uitgevoerd | 623 |
| | 10 924 | | 10 935 |

(1) Consommation propre et fournitures au personnel selon définitions en vigueur en 1966 (voir tableau 1.6).

(2) Exportation de charbon par les charbonnages en activité.

(1) Eigen verbruik en leveringen aan het personeel volgens de definities van 1966 (zie tabel 1.6.).

(2) Uitvoer van steenkolen van de actieve steenkolenmijnen.

En 1988, la demande de charbon des consommateurs belges a été satisfaite à concurrence de 20 % par la production indigène.

In 1988 werd 20 % van de Belgische vraag naar kolen gedekt met binnenlandse produkten.

Rappelons qu'en 1960 la demande intérieure, beaucoup plus importante (22 920 000 t), était encore couverte à près de 83 % par la production nationale.

Men weet dat de binnenlandse vraag in 1960, die toen veel groter was (22 920 000 t), voor bijna 83 % door de binnenlandse produktie werd gedekt.

Par contre, les charbonnages belges en activité n'ont plus vendu en 1988 que 233 000 t à l'extérieur du pays.

Daarentegen hebben de actieve Belgische steenkolenmijnen slechts in 1988 233 000 t in het buitenland verkocht.

## 3. FOURNITURES SUR LE MARCHE INTERIEUR

Le tableau 1.8. donne la décomposition des fournitures sur le marché intérieur par secteur de consommation en 1988.

Ce tableau fait apparaitre depuis 1967 une contraction persistante des fournitures de charbon à tous les secteurs sauf aux cokeries.

## 3. LEVERINGEN OP DE BINNENLANDSE MARKT

In tabel 1.8. zijn de leveringen op de Belgische markt naar de verbruikssektoren ingedeeld voor 1988.

Deze tabel heeft sedert 1967 een aanhoudende daling van de kolenleveringen aan alle sektoren, behalve aan de cokesfabrieken, te zien gegeven.

## 4. IMPORTATIONS

Les importations de combustibles solides sont indiquées au tableau 1.9.

En 1988 les importations de houille en provenance des pays de la Communauté Européenne du Charbon et de l'Acier ont augmenté de 87.000 tonnes, et celles en provenance des pays tiers ont augmenté de 1.931.000 tonnes.

## 4. INVOER

De invoer van vaste brandstoffen is in tabel 1.9. aangeduid.

In 1988 is de invoer van steenkolen uit de landen van de Europese Gemeenschap voor Kolen en Staal met 87 000 ton toegenomen. In datzelfde jaar is de invoer uit derde landen eveneens met 1 931 000 ton gestegen.

Tableau 1.8. Fournitures au marché intérieur en 1988

TABEL 1.8. Leveringen op de binnenlandse markt in 1988

1000 t

1000 t

| Secteurs de consommation | Charbon<br>Steenkolen | Agglomérés<br>Agglomeraten | Cokes<br>Cokes | Lignites ou briquettes de lignite<br>Bruinkolen of bruinkool briketten | Verbruikssektoren |
|---|---|---|---|---|---|
| Cokeries | 7 258 | - | 10 | - | Cokesfabrieken |
| Fabriques d'agglomérés | 4 | - | - | - | Agglomeratenfabrieken |
| Centrales électriques | 3 708 | - | - | - | Elektrische centrales |
| Transports (fer | - | - | - | - | Vervoer (spoor |
| (navigation | - | - | - | - | (binnenvaart |
| intérieure | - | - | - | - | |
| (soutes | - | - | - | - | (zeevaart |
| Sidérurgie | 275 | - | 5 231 | - | Ijzer- en staalnijverheid |
| Autres industries : | | | | | Overige nijverheidstakken : |
| Constructions métalliques | 1 | - | | - | Metaalverwerkende nijverheid |
| Métaux non ferreux | 1 | | 24 | | Non-ferrometalen |
| Produits minéraux non métalliques | 547 | - | 29 | 227 | Niet-metalen delfstoffen |
| Industries chimiques | 114 | - | 33 | - | Chemische nijverheid |
| Horticulture | 29 | - | - | - | Tuinbouw |
| Industries textiles | 6 | - | - | - | Textielnijverheid |
| Industrie du sucre et autres industries alimentaires | 97 | 0,2 | 14 | - | Suikerfabrieken en overige voedingsnijverheden |
| Industries diverses | 25 | - | 43 | - | Diverse nijverheden |
| Foyers domestiques, artisanat, commerce et administrations publiques | 816 | 32,0 | 13 | 67 | Huisbrand, kleinbedrijf, handel en openbare besturen |
| Autres | 26 | - | - | - | Allerlei |
| Totaux | 12 907 | 32,20 | 5 397 | 294 | Totaal |

Tableau 1.9. Importations en 1988

Tabel 1.9. De invoer in 1988

1000 t

1000 t

| PAYS D'ORIGINE | Charbon<br>Steenkolen | Agglomérés<br>Agglomeraten | Cokes de four<br>Ovencokes | Lignite<br>Bruinkool | Briquettes de lignite<br>Bruinkool briketten | LAND VAN HERKOMST |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Allemagne Occidentale | 1 583 | 32 | 320 | 226 | 40 | West-Duitsland |
| France | 15 | 3 | 22 | - | - | Frankrijk |
| Pays-Bas | 105 | - | 232 | - | - | Nederland |
| Royaume-Uni | 8 | - | 8 | - | - | Verenigd Koninkrijk |
| Pays de la C.E.C.A. | 1 712 | 35 | 583 | 226 | 40 | Landen van de E.G.K.S. |
| Afrique du Sud | 2 353 | - | - | - | - | Zuid-Afrika |
| Etats Unis d'Amérique | 4 969 | - | 37 | - | - | Ver. Staten van Amerika |
| U.R.S.S. | 86 | - | - | - | - | U.S.S.R. |
| Pologne | 532 | - | 156 | - | - | Polen |
| Australie | 1 107 | - | 4 | - | - | Australië |
| Canada | 11 | - | - | - | - | Kanada |
| Divers | 292 | - | 29 | - | 26 | Andere landen |
| Pays tiers | 9 352 | - | 227 | - | 26 | Derde landen |
| Totaux | 11 065 | 35 | 810 | 226 | 66 | Totaal |

## 5. LES EXPORTATIONS.

Les exportations réalisées en 1988 sont consignées dans le tableau 1.10. Elles comprennent les réexportations de combustibles importés.

## 5. UITVOER.

De uitvoer van 1988 is in de tabel 1.10. aangeduid. Daarin is de wederuitvoer van ingevoerde brandstoffen begrepen.

TABLEAU 1.10. Exportations en 1988
1000 t

TABEL 1.10. Uitvoer in 1988
1000 t

| PAYS DE DESTINATION | Charbon (1) Steenkolen (1) | Agglomérés Agglomeraten | Cokes (2) Cokes (2) | LANDEN VAN BESTEMMING |
|---|---|---|---|---|
| Allemagne Occidentale | 140 | 0,5 | 322,5 | West-Duitsland |
| France | 428 | 1 | 233 | Frankrijk |
| Luxembourg | 52 | - | 57,5 | Luxembourg |
| Pays-Bas | 116 | - | 42 | Nederland |
| Royaume-Uni | 25 | - | 1,5 | Ver. Koninkrijk |
| Danemark | 0,6 | - | 10 | Denemarken |
| Espagne | 15 | - | - | Spanje |
| Italie | - | - | 17 | Italië |
| Irlande | 5 | - | - | Ierland |
| Pays de la CECA | 781,6 | 1,5 | 683,5 | Landen van de EGKS |
| Pays tiers | 73 | 0,5 | 261 | Derde landen |
| Totaux | 854,6 | 2 | 944,5 | Totaal |

(1) Y compris 623 093 t de charbons importés et de mélange

(2) Y compris 19 897 t de cokes importés

(1) Inbegrepen 623 093 t ingevoerde steenkolen en mengeling

(2) Inbegrepen 19 897 t ingevoerde cokes

La part des pays du marché commun dans les exportations de charbon est restée de loin prépondérante. La part plus importante de ces exportations communautaires, de l'ordre de 54,7 %, a été dirigée vers la France en 1988.

Het overgrote gedeelte van de steenkolenuitvoer ging naar landen van de Gemeenschap. Nagenoeg 54,7 % van deze uitvoer naar de landen van de Gemeenschap ging naar Frankrijk in 1988.

Le total des exportations de cokes qui figure au tableau 1.10. correspond aux fournitures réelles faites à l'étranger, telles que renseignées par les services de la douane.

De totale uitvoer van cokes vermeld in de tabel 1.10. stemt overeen met de werkelijke leveringen aan het buitenland zoals deze opgegeven zijn door de diensten van de douane.

Deuxième partie

## SITUATION ECONOMIQUE DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

### 1. LE PERSONNEL

Le lecteur trouvera dans la statistique technique, présentée dans le prochain numéro, des informations relatives à la composition du personnel des mines en 1988 ; les tableaux 9 à 12 de cette statistique donnent séparément pour les ouvriers du fond et pour ceux de la surface :

1° le relevé des jours de présence et des jours de non présence individuelle ;

2° la moyenne du nombre des présences et des non présences pendant les jours ouvrés.

Le tableau 2.1. ci-après donne le nombre des postes prestés en 1988 par diverses catégories d'ouvriers du fond et par les ouvriers de la surface.

Ces nombres comprennent également les postes prestés pendant les jour, ouvrables ou non, non ouvrés (travaux d'entretien, de surveillance, de contrôle, etc... effectués les samedis, dimanches et jours fériés non ouvrés).

TABLEAU 2.1. Postes prestés en 1988

| Taille | Chantiers | Fond | Surface | Fond et surface |
|---|---|---|---|---|
| Pijler | Werkplaatsen | Ondergrond | Bovengrond | Onder- en bovengrond |
| 211 016 | 305 563 | 1 053 340 | 343 015 | 1 396 355 |

Le tableau 2.2. donne le nombre de jours ouvrés et le nombre moyen de présences pendant les jours ouvrés, et non plus, comme précédemment, pendant les jours ouvrables. Cette dernière notion n'avait plus guère de sens concret dès lors que, à mesure que se généralisait la semaine de cinq jours, les samedis, restés "jours ouvrables", cessaient d'être "jours ouvrés". La moyenne des présences pendant les jours ouvrés, calculée en divisant le nombre de postes normaux prestés pendant les jours d'activité extractive de l'entreprise (à l'exclusion des heures supplémentaires et des prestations effectuées les dimanches, jours fériés et autres jours non ouvrés) par le nombre de jours ouvrés, exprime l'effectif moyen normalement au travail tant au fond qu'à la surface.

TABLEAU 2.2. Jours ouvrés et présences moyennes en 1988

| Nombre de jours ouvrés | Nombre moyen de présence pendant les jour ouvrés | | |
|---|---|---|---|
| Aantal gewerkte dagen | Gemiddeld aantal aanwezigheden per gewerkte dagen | | |
| | Fond<br>Ondergrond | Surface<br>Bovengrond | Fond et surface<br>Onder- en bovengrond |
| 223 | 4 490 | 1 146 | 5 636 |

Tweede deel

## EKONOMISCHE TOESTAND VAN DE STEENKOLENNIJVERHEID

### 1. PERSONEEL

Inlichtingen over de samenstelling van het personeel van de mijnen in 1988 zijn te vinden in de technische statistiek vooraan in dit nummer; de tabellen 9 tot 12 van die statistiek geven voor de ondergrondse en de bovengrondse arbeiders afzonderlijk :

1° de cijfers van de individuele aanwezigheids- en niet-aanwezigheidsdagen ;

2° het gemiddeld aantal aanwezigheden en niet-aanwezigheden op de gewerkte dagen.

De tabel 2.1. geeft het aantal diensten aan die door de verschillende kategorieën ondergrondse en door de bovengrondse arbeiders in 1988 verricht werden.

Deze cijfers omvatten ook de arbeidsdiensten op niet-gewerkte dagen, werkdagen of andere (onderhoudswerken, toezicht, controle, enz. die 's zaterdags, 's zondags en op niet-gewerkte feestdagen worden uitgevoerd).

TABEL 2.1. In 1988 verrichte diensten

| Taille | Chantiers | Fond | Surface | Fond et surface |
|---|---|---|---|---|
| Pijler | Werkplaatsen | Ondergrond | Bovengrond | Onder- en bovengrond |
| 211 016 | 305 563 | 1 053 340 | 343 015 | 1 396 355 |

Tabel 2.2. geeft het aantal gewerkte dagen en het gemiddeld aantal aanwezigheden op de gewerkte dagen, en niet op de werkdagen zoals vroeger. Dit laatste begrip had haast geen konkrete betekenis meer sedert de zaterdagen nog wel "werkdagen" maar geen "gewerkte dagen" meer zijn. Het gemiddeld aantal aanwezigheden op de gewerkte dagen wordt berekend door het aantal normale arbeidsdiensten op de ophaaldagen verricht (met uitsluiting van de overuren en de prestaties op zondagen, feestdagen en andere niet-gewerkte dagen) te delen door het aantal gewerkte dagen ; het is het gemiddeld aantal arbeiders dat normaal aan het werk is, zowel in de ondergrond als op de bovengrond.

TABEL 2.2. Gewerkte dagen en gemiddelde aanwezigheid in 1988

| Nombre de jours ouvrés | Nombre moyen de présence pendant les jour ouvrés | | |
|---|---|---|---|
| Aantal gewerkte dagen | Gemiddeld aantal aanwezigheden per gewerkte dagen | | |
| | Fond<br>Ondergrond | Surface<br>Bovengrond | Fond et surface<br>Onder- en bovengrond |
| 223 | 4 490 | 1 146 | 5 636 |

Un jour est dit "jour ouvré", pour un siège déterminé, si le personnel du fond y a été appelé au travail et s'il a effectivement travaillé, quelle que soit l'extraction de la journée. Si une fraction n % de l'effectif inscrit a été convoquée, on considère qu'il s'agit d'une fraction n % de jour ouvré.

Voor een bepaalde zetel is een "gewerkte dag" een dag waarop de ondergrondse arbeiders van die zetel verzocht waren te werken en werkelijk gewerkt hebben, ongeacht hoeveel kolen die dag opgehaald werden. Was slechts n % van het aantal ingeschreven arbeiders opgeroepen, dan beschouwt men die dag als n % van een gewerkte dag.

Le nombre de présences pendant les jours ouvrés du tableau 2.2. exprime l'importance des effectifs ouvriers réellement au travail. Ce nombre était encore de 131.241 en 1938. Il est tombé à 5 636 en 1988.

Het gemiddeld aantal aanwezigen op de gewerkte dagen vermeld in tabel 2.2. geeft een beeld van het aantal arbeiders die werkelijk aan het werk zijn. In 1938 was dat nog 131 241. In 1988 nog slechts 5 636.

Le tableau 2.3. permet de comparer le nombre de jours ouvrés à l'année de référence de 1938.

Aan de hand van tabel 2.3. kunnen de gewerkte dagen vergeleken worden met het referentiejaar 1938.

Le nombre de "jours ouvrés" réellement observé dépend finalement du régime de travail, du régime des vacances (collectives ou individuelles) et du nombre de jours non ouvrés pour manque de débouchés ou en raison de grèves ou de chômage technique.

Het aantal feitelijk "gewerkte dagen" is ten slotte afhankelijk van de arbeidsregeling, de vakantieregeling (gezamenlijk of individueel) en het aantal niet-gewerkte dagen wegens gebrek aan afzet, stakingen of technologische werkloosheid.

TABLEAU 2.3. Comparaison des jours ouvrés en 1938, 1987 et 1988.

TABEL 2.3. Vergelijking tussen de gewerkte dagen in 1938, 1987 en 1988.

| | Jours d'extraction<br>Winningsdagen | Jours ouvrés<br>Gewerkte dagen | | |
|---|---|---|---|---|
| | 1938 | 1987 | 1988 | |
| Sud<br>Nord | 290,23<br>289,11 | -<br>211,96 | -<br>223 | Zuiden<br>Noorden |
| Royaume | 290,04 | 211,96 | 223 | Het Rijk |

En 1988, le nombre total de jours "non ouvrés" se répartissait comme suit :

In 1988 was het totaal aantal "niet gewerkte" dagen als volgt verdeeld :

| | | |
|---|---|---|
| Dimanches, jours fériés légaux et jours de repos résultant de la réduction de la durée du travail | 112 | Zondagen, wettelijke feestdagen en rustdagen voor de verkorting van de werktijd. |
| Vacances annuelles collectives, fêtes locales et autres jours fériés. | 13 | Gezamenlijke jaarlijkse vakantie, plaatselijke feesten en overige feestdagen. |
| Autres jours non ouvrés | 18 | Overige niet-gewerkte dagen |
| TOTAL | 143 | TOTAAL |

La répartition du personnel présent en taille, les autres services du fond et la surface est indiquée en pourcent dans le tableau 2.4. pour 1987 et 1988, avec rappel des pourcentages correspondants de 1938.

De percentsgewijze indeling van het aanwezige personeel in pijlerarbeiders, andere ondergrondse en bovengrondse arbeiders is in tabel 2.4. voor 1987 en 1988 aangeduid. Ook de percentages van 1938 zijn erin vermeld.

TABLEAU 2.4. Répartition du personnel présent (en %)

TABEL 2.4. Indeling van het aanwezinge personeel (in %)

| | 1938 | 1987 | 1988 | |
|---|---|---|---|---|
| SUD | | | | ZUIDEN |
| Ouvriers en taille | 14,2 | - | - | Pijlerarbeiders |
| Autres ouvriers fond | 56,1 | - | - | Andere ondergrondse arbeiders |
| Ouvriers surface | 29,7 | - | - | Arbeiders bovengrond |
| NORD | | | | NOORDEN |
| Ouvriers en taille | 14,6 | 11,8 | 12,2 | Pijlerarbeiders |
| Autres ouvriers fond | 54,0 | 68,5 | 69,6 | Andere ondergrondse arbeiders |
| Ouvriers surface | 31,4 | 19,7 | 19,3 | Arbeiders bovengrond |
| ROYAUME | | | | HET RIJK |
| Ouvriers en taille | 14,4 | 11,8 | 12,2 | Pijlerarbeiders |
| Autres ouvriers fond | 55,8 | 68,5 | 69,6 | Andere ondergrondse arbeiders |
| Ouvriers surface | 29,8 | 19,7 | 19,3 | Arbeiders bovengrond |

## 2. LES RENDEMENTS

Depuis de nombreuses années, en Belgique, l'Administration des Mines calcule les rendements journaliers nets dans l'industrie charbonnière sur base :
1) d'une production nette non corrigée (sans affecter les tonnages de bas-produits d'un coefficient de réduction pour les convertir en tonnages équivalents de charbon à pouvoir calorifique défini);
2) d'un personnel comprenant la maîtrise et la surveillance;
3) de postes uniformément convertis en postes de 8 h (formule n° 1).

En 1960, une autre manière de calculer le rendement a été proposée : à l'instar de ce qui se faisait dans d'autres pays, on a calculé le rendement en écartant du personnel la surveillance et la maîtrise (formule 2), les bases 1) et 3) restant inchangées.

A partir du 1er janvier 1976, la durée du travail des ouvriers de la surface était réduite de 15 minutes par jour, la durée du poste de travail de tous les ouvriers était ainsi portée à 8 h dans les bassins du Sud et à 8 h 15 min dans le Nord. A partir du 1er juin 1983, cette durée est de 8 heures par jour, dans le Nord comme dans le Sud.

Le calcul du rendement par poste réel (de 8 h ou de 8 h 15) sans convertir le nombre de postes de 8 h 15 en un nombre plus élevé de postes de 8 h, constitue une formule n° 3, la base 1) restant inchangée.

Dans le souci louable d'améliorer la comparabilité des rendements entre pays de la communauté, la Haute Autorité a adopté d'abord la 2ème formule, ensuite la 3ème à l'apparition des postes de 8 h 15.

En fait, la comparaison parfaite des rendements entre les pays de la C.E.C.A. n'a pas pour autant été assurée car bien d'autres causes de discordance interviennent encore : certains pays corrigent leur production de bas-produit, d'autres ne comptent les tonnes de schlamms que lorsqu'ils sont écoulés, la durée réelle des postes varie de pays à pays.

## 2. RENDEMENT

Sedert verscheidene jaren berekent de Administratie van het Mijnwezen de nettorendementen per dag in de Belgische kolennijverheid :

1) op een niet-verbeterde nettoproduktie (zonder de hoeveelheden laagwaardige produkten met een coëfficiënt van minder dan 1 te vermenigvuldigen om ze om te zetten in evenwaardige hoeveelheden steenkolen met een bepaalde verbrandingswaarde);
2) op personeel waarin het meester- en het toezichtspersoneel begrepen is;
3) op diensten welke eenvormig in diensten van 8 uren omgerekend zijn (formule 1).

In 1960 is een andere wijze van berekening van de rendementen voorgesteld : naar het voorbeeld van wat in andere landen gedaan werd, heeft men het toezichts- en het meesterpersoneel uit het personeel verwijderd (formule 2) om het rendement te berekenen, zonder aan de gegevens 1) en 3) te raken.

Sinds 1 januari 1976 was de arbeidsduur per dag voor de bovengrondse arbeiders met 15 minuten verminderd. Voor al de arbeiders duurde de arbeidsdag 8 uren in het Zuiden en 8 uren 15 minuten in het Noorden. Sinds 1 juni 1983 is dat overal 8 uren ook in het Noorden.

De berekening van het rendement per werkelijke dienst (van 8 uren of van 8 uren 15) zonder de diensten van 8 uren 15 in een hoger aantal diensten van 8 uren om te rekenen, is een derde formule, waarbij het gegeven 1) niet gewijzigd wordt.

Om de rendementen in de verschillende landen van de Gemeenschap beter met elkaar te kunnen vergelijken, heeft de Hoge Autoriteit eerst de tweede en nadien, bij het ontstaan van diensten van 8 uren 15, de derde formule aangenomen.

In feite is de volkomen vergelijkbaarheid van de rendementen in de verschillende landen van de E.G.K.S. daarom nog niet volledig, want nog veel andere oorzaken van verschillen spelen een rol : sommige landen "verbeteren" hun produktie van laagwaardige produkten, andere brengen de hoeveelheden kolenslik pas in rekening wanneer zij afgezet worden, de werkelijke duur van de diensten verschilt van land tot land.

L'Administration des Mines a poursuivi le calcul du rendement suivant la formule n° 1, considérée comme officielle pour la Belgique. Celle-ci présente l'avantage d'être basée sue des notions qui ne sont pas sujettes à changements puisque les postes prestés sont ramenés à des postes de 8 h et que l'on prend en considération la totalité du personnel ouvrier du fond.

Les autres rendements sont également publiés à titre d'information. Les rendements calculés selon la formule de la Haute Autorité paraissent dans ses publications, pour la Belgique comme pour les autres pays de la Communauté.

Ces diverses données font l'objet :

- du tableau 2.5. donnant les rendements nets en postes réels.
- du tableau 2.6. donnant les indices en postes réels.(1)
- du tableau 2.7. donnant l'évolution des rendements officiels net et brut depuis 1938 (formule n° 1).
- du tableau 2.8. donnant :

a) l'évolution des rendements selon la formule n° 2 au cours de ces dernières années.
b) les rendements "Haute Autorité" selon la formule n° 3 pour la même période.

De Administratie van het Mijnwezen is het rendement volgens de eerste formule blijven berekenen, die in België voor officieel doorgaat. Deze biedt het voordeel dat ze steunt op begrippen die niet veranderen, aangezien de verrichte diensten omgerekend worden in diensten van 8 uren en al het ondergronds werkliedenpersoneel in aanmerking wordt genomen.

De twee andere rendementen worden eveneens bij wijze van inlichting gepubliceerd. De volgens de formule van de Hoge Autoriteit berekende rendementen verschijnen in haar publikaties, zowel voor België als voor de andere landen van de Gemeenschap.

Al deze gegevens zijn vervat :

- in tabel 2.5. voor de nettorendementen in werkelijke diensten.
- in tabel 2.6. voor de indices in werkelijke diensten. (1)
- in tabel 2.7. voor het verloop van de officiële netto- en brutorendementen sedert 1938 (formule 1).
- in tabel 2.8. met :

a) het verloop van de rendementen volgens formule 2, gedurende de jongste jaren.
b) de rendementen "Hoge Autoriteit", volgens formule 3 voor dezelfde periode.

TABLEAU 2.5. Rendements nets en 1988

TABEL 2.5. Nettorendementen in 1988

Kg par ouvrier et par poste
Tonnes par ouvrier et par an

Kg per arbeider en per dienst
Ton per arbeider en per jaar

| Par poste<br>Per dienst<br>kg. | | | Pour l'année par ouvrier moyen présent<br>Voor het jaar per gemiddelde aanwezige arbeider<br>t. | |
|---|---|---|---|---|
| Taille<br>Pijler | Total fond<br>Totaal ondergrond | Fond et surface<br>Onder- en bovengrond | Total fond<br>Totaal ondergrond | Fond et surface<br>Onder- en bovengrond |
| 11 591 | 2 670 | 2 068 | 554 | 441 |

TABLEAU 2.6. Indice 1988 (1)

TABEL 2.6. Indices in 1988 (1)

Postes par tonne

Diensten per ton

| Taille<br>Pijler | Fond<br>Ondergrond | Fond et surface<br>Onder- en bovengrond |
|---|---|---|
| 0,085 | 0,378 | 0,491 |

(1) indice équivaut au quotient du total des postes et de la production nette (en tonnes).

(1) door indices wordt het quotiënt verstaan van het aantal diensten en de netto produktie (in ton).

TABLEAU 2.7. Rendements nets et bruts (Surveillance et maitrise incluses et postes de 8 h)
Formule n° 1

TABEL 2.7. Netto- en brutorendementen (Meester- en toezichtspersoneel inbegrepen, diensten van 8 u).
Formule nr 1

| ANNEES / JAREN | Net (en kg) - Nettorendementen (kg) | | | | | | | Bruts (en kg) - Brutorendementen (kg) | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | Borin. / Borin. | Centre / Centrum | Charl.-Namur / Charl.-Namen | Liège / Luik | Sud / Zuiden | Nord / Noord. | Royaum. / Rijk | Borin. / Borin. | Centre / Centrum | Charl.-Namur / Charl.-Namen | Liège / Luik | Sud / Zuiden | Nord / Noord. | Royaum. / Rijk |
| | Ouvriers de la taille -Pijlerarbeiders | | | | | | | | | | | | | |
| 1938 | ... | | | | | | | | | | | | | |
| 1960 | ... | | | | | | | | | | | | | |
| 1962 | 3.933 | | 4.080 | 3.481 | 3.861 | 5.409 | 4.450 | 7.043 | | 7.076 | 5.565 | 6.614 | 9.119 | 7.567 |
| 1964 | 4.012 | | 3.691 | 3.146 | 3.593 | 5.126 | 4.189 | 7.050 | | 6.696 | 5.130 | 6.284 | 8.631 | 7.197 |
| 1966 | 3.874 | | 4.106 | 3.332 | 3.828 | 6.542 | 4.931 | 6.341 | | 6.945 | 5.277 | 6.335 | 10.477 | 7.814 |
| 1968 | 3.966 | | 4.402 | 3.410 | 4.020 | 7.102 | 5.350 | 6.449 | | 8.176 | 5.471 | 7.004 | 12.097 | 9.203 |
| 1970 | | 4.387 | | 4.078 | 4.261 | 8.850 | 6.302 | | 8.510 | | 6.105 | 7.745 | 13.412 | 10.264 |
| 1972 | | 4.513 | | 4.131 | 4.391 | 10.818 | 7.290 | | 7.913 | | 6.478 | 8.134 | 16.534 | 12.315 |
| 1974 | | | 4.219 | | | 10.272 | 7.751 | | | 8.085 | | | 16.911 | 12.943 |
| 1976 | | | 4.276 | | | 9.913 | 8.227 | | | 8.400 | | | 16.503 | 14.979 |
| 1978 | | | 4.229 | | | 10.000 | 8.850 | | | 8.374 | | | 17.048 | 15.320 |
| 1980 | | | 4.860 | | | 9.866 | 9.277 | | | 9.650 | | | 16.820 | 16.005 |
| 1985 | | | - | | | 11.280 | 11.280 | | | - | | | 20.817 | 20.817 |
| 1986 | | | - | | | 11.434 | 11.434 | | | - | | | 22.338 | 22.338 |
| 1987 | | | - | | | 11.662 | 11.662 | | | - | | | 21.030 | 21.030 |
| 1988 | | | - | | | 11.591 | 11.591 | | | - | | | 19.817 | 19.817 |
| | Ouvriers du fond (y compris les ouvriers de la taille) Ondergrondse arbeiders (de pijlerarbeiders inbegrepen) | | | | | | | | | | | | | |
| 1938* | 999 | 1.104 | 1.062 | 1.057 | 874 | 1.004 | 1.523 | 1.085 | ... | | | | | |
| 1960 | 1.334 | 1.287 | 1.440 | 1.180 | 1.320 | 1.618 | 1.430 | ... | | | | | | |
| 1962 | 1.555 | | 1.592 | 1.305 | 1.494 | 1.851 | 1.640 | 2.785 | | 2.762 | 2.087 | 2.559 | 3.121 | 2.789 |
| 1964 | 1.607 | | 1.546 | 1.225 | 1.455 | 1.735 | 1.576 | 2.824 | | 2.804 | 1.997 | 2.545 | 2.922 | 2.708 |
| 1966 | 1.724 | | 1.701 | 1.381 | 1.612 | 1.942 | 1.757 | 2.899 | | 3.100 | 2.182 | 2.783 | 3.035 | 3.008 |
| 1968 | 1.799 | | 1.864 | 1.373 | 1.704 | 2.175 | 1.946 | 2.926 | | 3.461 | 2.203 | 2.969 | 3.705 | 3.347 |
| 1970 | | 1.831 | | 1.767 | 1.811 | 2.631 | 2.235 | | 3.584 | | 2.646 | 3.291 | 3.986 | 3.640 |
| 1972 | | 1.827 | | 1.642 | 1.767 | 2.566 | 2.257 | | 3.608 | | 2.576 | 3.273 | 4.152 | 3.812 |
| 1974 | | | 1.736 | | | 2.432 | 2.210 | | | 3.327 | | | 4.004 | 3.788 |
| 1976 | | | 1.641 | | | 2.267 | 2.140 | | | 3.224 | | | 3.774 | 3.662 |
| 1978 | | | 1.680 | | | 2.328 | 2.245 | | | 3.327 | | | 3.968 | 3.887 |
| 1980 | | | 1.804 | | | 2.270 | 2.235 | | | 3.583 | | | 3.869 | 3.848 |
| 1985 | | | - | | | 2.509 | 2.509 | | | - | | | 4.630 | 4.630 |
| 1986 | | | - | | | 2.566 | 2.566 | | | - | | | 5.013 | 5.013 |
| 1987 | | | - | | | 2.679 | 2.679 | | | - | | | 4.831 | 4.831 |
| 1988 | | | - | | | 2.670 | 2.670 | | | - | | | 4.565 | 4.565 |
| | Ouvriers du fond et de la surface réunis Ondergrondse en bovengrondse arbeiders samen | | | | | | | | | | | | | |
| 1938 | 708 | 772 | 712 | 719 | 627 | 699 | 1.035 | 753 | ... | | | | | |
| 1960 | 941 | 912 | 983 | 849 | 926 | 1.182 | 1.018 | 1.624 | 1.766 | 1.690 | 1.327 | 1.583 | 1.994 | 1.731 |
| 1962 | 1.119 | | 1.090 | 931 | 1.049 | 1.355 | 1.171 | 2 004 | | 1.891 | 1.488 | 1.797 | 2.284 | 1.992 |
| 1964 | 1.163 | | 1.078 | 893 | 1.038 | 1.321 | 1.156 | 2.043 | | 1.956 | 1.455 | 1.815 | 2.224 | 1.986 |
| 1966 | 1.219 | | 1.159 | 985 | 1.123 | 1.476 | 1.270 | 2.049 | | 2.113 | 1.557 | 1.939 | 2.503 | 2.175 |
| 1968 | 1.204 | | 1.242 | 961 | 1.153 | 1.629 | 1.385 | 1.958 | | 2.307 | 1.543 | 2.009 | 2.775 | 2.382 |
| 1970 | | 1.206 | | 1.214 | 1.208 | 1.894 | 1.561 | | 2.360 | | 1.818 | 2.196 | 2.870 | 2.543 |
| 1972 | | 1.196 | | 1.130 | 1.175 | 1.846 | 1.574 | | 2.362 | | 1.772 | 2.177 | 2.988 | 2.659 |
| 1974 | | | 1.156 | | | 1.743 | 1.546 | | | 2.216 | | | 2.859 | 2.649 |
| 1976 | | | 1.069 | | | 1.697 | 1.555 | | | 2.100 | | | 2.824 | 2.650 |
| 1978 | | | 1.069 | | | 1.765 | 1.662 | | | 2.116 | | | 3.009 | 2.887 |
| 1980 | | | 1.165 | | | 1.742 | 1.692 | | | 2.313 | | | 2.969 | 2.913 |
| 1985 | | | - | | | 1.928 | 1.928 | | | - | | | 3.559 | 3.559 |
| 1986 | | | - | | | 1.957 | 1.957 | | | - | | | 3.823 | 3.823 |
| 1987 | | | - | | | 2.001 | 2.001 | | | - | | | 3.608 | 3.608 |
| 1988 | | | - | | | 2.068 | 2.068 | | | - | | | 3.535 | 3.535 |

... Non disponible.
(*) Pour 1938. Les ouvriers à veine inclus.

... Niet beschikbaar.
(*) Voor 1938 de houwers inbegrepen.

TABLEAU 2.8. Rendements nets (Surveillance et maitrise exclues)

TABEL 2.8. Nettorendementen (Toezichts- en meesterpersoneel niet inbegrepen)

| ANNEES / JAREN | Par poste de 8 heures - Per dienst van 8 uren (formule n° 2) | | | | | | | Par poste réel - Per werkelijke dienst (formule n° 3) | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | Borin. / Borin. | Centre / Centrum | Charl.-Namur / Charl.-Namen | Liège / Luik | Sud / Zuiden | Nord / Noord. | Royaum. / Rijk | Borin. / Borin. | Centre / Centrum | Charl.-Namur / Charl.-Namen | Liège / Luik | Sud / Zuiden | Nord / Noord. |
| | Fond - Ondergrond | | | | | | | | | | | | |
| 1938* | 999 | 1 104 | 1 062 | 874 | 1 004 | 1 523 | 1 085 | | | | | | ..... |
| 1960 | 1 447 | 1 425 | 1 590 | 1 299 | 1 452 | 1 792 | 1 577 | | | | | | ..... |
| 1962 | 1 717 | | 1 768 | 1 446 | 1 655 | 2 047 | 1 816 | Dans les provinces du Sud le poste réel des ouvrier du fond est de 8 h. . Voir ci-contre. | | | | | 2 111 1 979 |
| 1964 | 1 770 | | 1 705 | 1 357 | 1 606 | 1 921 | 1 742 | | | | | | 2 263 |
| 1966 | 1 909 | | 1 898 | 1 541 | 1 796 | 2 184 | 1 965 | | | | | | 2 556 |
| 1968 | 2 013 | | 2 083 | 1 541 | 1 908 | 2 478 | 2 198 | | | | | | 3 169 |
| 1970 | 2 063 | | | 2 007 | 2 050 | 3 077 | 2 630 | In het Zuiden duurt een werkelijke dienst van de ondergrondse arbeiders 8 uren. Zie hiernaast. | | | | | 3 076 2 054 |
| 1972 | 2 055 | | | 1 840 | 1 985 | 2 986 | 2 591 | | | | | | |
| 1974 | 1 954 | | | | | 2 835 | 2 545 | | | | | | 2 920 |
| 1976 | 1 843 | | | | | 2 629 | 2 466 | | | | | | 2 708 |
| 1978 | 1 879 | | | | | 2 765 | 2 646 | | | | | | 2 849 |
| 1980 | 2 026 | | | | | 2 713 | 2 660 | | | | | | 2 795 |
| 1985 | - | | | | | 3 016 | 3 016 | | | | | | 3 016 |
| 1986 | - | | | | | 3 112 | 3 112 | | | | | | 3 112 |
| 1987 | - | | | | | 3 356 | 3 356 | | | | | | 3 356 |
| 1988 | - | | | | | 3 409 | 3 409 | | | | | | 3 409 |
| | Fond et surface - Ondergrond en bovengrond | | | | | | | | | | | | |
| 1938* | 708 | 772 | 712 | 627 | 599 | 1 035 | 758 | ... | | | | | |
| 1960 | 1 017 | 1 004 | 1 089 | 924 | 1 007 | 1 928 | 1 111 | 1 017 | 1 004 | 1 088 | 924 | 1 007 | 1 298 |
| 1962 | 1 228 | | 1 187 | 1 019 | 1 146 | 1 491 | 1 284 | 1 239 | | 1 119 | 1 020 | 1 057 | 1 550 |
| 1964 | 1 277 | | 1 171 | 976 | 1 133 | 1 455 | 1 266 | 1 285 | | 1 180 | 984 | 1 141 | 1 508 |
| 1966 | 1 346 | | 1 268 | 1 088 | 1 236 | 1 653 | 1 408 | 1 357 | | 1 281 | 1 098 | 1 247 | 1 715 |
| 1968 | 1 349 | | 1 374 | 1 064 | 1 270 | 1 833 | 1 541 | 1 342 | | 1 377 | 1 181 | 1 316 | 2 069 |
| 1970 | 1 334 | | | 1 361 | 1 342 | 2 168 | 1 761 | 1 397 | | | 1 241 | 1 348 | 2 144 |
| 1972 | 1 320 | | | 1 251 | 1 299 | 2 149 | 1 794 | 1 334 | | | 1 263 | 1 312 | 2 164 |
| 1974 | 1 218 | | | | | 1 991 | 1 747 | 1 290 | | | | | 2 068 |
| 1976 | 1 175 | | | | | 1 935 | 1 759 | 1 176 | | | | | 1 993 |
| 1978 | 1 168 | | | | | 2 057 | 1 918 | 1 168 | | | | | 2 119 |
| 1980 | 1 274 | | | | | 2 065 | 1 992 | 1 274 | | | | | 2 127 |
| 1985 | - | | | | | 2 294 | 2 294 | - | | | | | 2 294 |
| 1986 | - | | | | | 2 351 | 2 351 | - | | | | | 2 351 |
| 1987 | - | | | | | 2 469 | 2 469 | - | | | | | 2 469 |
| 1988 | - | | | | | 2 619 | 2 619 | - | | | | | 2 619 |

(*) Nombre de kg produits par ouvrier par jour de présence

(*) Aantal kg per aanwezigheidsdag per arbeider voortgebracht

3. SALAIRE, DEPENSES ET RESULTATS D'EXPLOITATION.

Tous les renseignements relatifs à ces rubriques ne nous étant pas encore parvenus, ils seront publiés dans le prochain numéro.

3. LONEN, UITGAVEN EN BEDRIJFSTOELAGEN.

Aangezien wij nog niet alle informatie over deze rubrieken ontvangen hebben, zal ze in het volgende nummer verschijnen.

## B. MINIERES, CARRIERES ET INDUSTRIES CONNEXES EN 1987

Ce paragraphe est relatif à l'exploitation des carrières et des minières, à l'exception des exploitations de terre à briques, ainsi qu'à diverses industries connexes (taille de pierres indigènes et importées, plâtre, fabrication d'agglomérés, de tarmacadam, etc...) et aux exploitations d'anciens terrils de mines.

Les tableaux 5.1., 5.2., 5.3. et 5.4. donnent un apercu de l'activité des minières et des carrières au cours de l'année 1987.

Les minières et carrières de terre à briques font l'objet d'un recencement distinct dont les résultats sont publiés par l'Institut national de Statistique dans le cadre de la statistique de l'industrie de la terre cuite.

Le tableau 5.1. permet de suivre l'évolution de l'activité des carrières et minières au cours des années 1938, 1981, 1986 et 1987.

## B. GRAVERIJEN, GROEVEN EN AANVERWANTE BEDRIJFSTAKKEN IN 1987

Deze afdeling heeft betrekking op de ontginning van groeven en graverijen, de ontginning van baksteenaarde uitgezonderd, alsook op verscheidene aanverwante bedrijfstakken (het kappen van inlandse en van ingevoerde stenen, pleister, het vervaardigen van agglomeraten en tarmacadam, enz.) en op de ontginning van oude steenbergen van mijnen.

De tabellen 5.1., 5.2., 5.3. en 5.4. geven een overzicht van de aktiviteiten van de groeven en de graverijen in 1987.

Voor de graverijen en groeven van baksteenaarde wordt een afzonderlijke telling gehouden, waarvan de uitslagen door het Nationaal Instituut voor de Statistiek in de statistiek van de kleinijverheid gepubliceerd worden.

Aan de hand van tabel 5.1. kan het verloop van de aktiviteit van de groeven en de graverijen in de jaren 1938, 1981, 1986 en 1987 worden gevolgd.

TABLEAU 5.1. Activité des minières et des carrières

TABEL 5.1. Aktiviteit van de groeven en graverijen

| | 1938 | 1981 | 1986 | 1987 |
|---|---|---|---|---|
| Sièges en activité - In bedrijf zijnde zetels | | | | |
| Souterrains - Ondergrondse | 142 | 1 | 3 | 3 |
| A ciel ouvert - In open lucht | 776 | 397 | 516 | 509 |
| Industries connexes - Aanverwante bedrijfstakken | - | 50 | 26 | 21 |
| Exploitations de terrils - Ontginning van steenbergen van kolenmijnen | - | 29 | 40 | 38 |
| Total - Totaal | | 477 | 585 | 565 |
| Nombre d'ouvriers (1) - Aantal arbeiders (1) | | | | |
| Carrières et minières souterraines - Ondergrondse groeven en graverijen : | | | | |
| fond - ondergrond | 704 | 30 | 14 | 17 |
| surface - bovengrond | 655 | 43 | 6 | 22 |
| Total - Totaal | 1.359 | 73 | 20 | 39 |
| Carrières et mnières à ciel ouvert (2) - Groeven en graverijen in open lucht (2) | 24.976 | 5.492 | 4.527 | 4.429 |
| Industries connexes et exploitations de terrils- Aanverwante bedrijfstakken en ontginning van steenbergen | - | 1.186 | 1.619 | 1.171 |
| Total général - Algemeen totaal | 26.335 | 6.751 | 6.166 | 5.639 |
| Valeur de la production (en millions de francs de l'époque) - Waarde van de produktie (in miljoenen toenmalige franken) | 508 | 19.185 | 22.702 | 27.409 |
| Nombre total d'heures/ouvriers (surveillance et chef-mineurs inclus en 1000 h) - Totaal aantal arbeidsuren opzichters en ploegmeesters inbegrepen, in 1000 h) | - | 10.368 | 7.478 | 7.266 |

(1) Inscrits au 31.12
(2) A l'exclusion des carrières et minières de terres à briques.

(1) Ingeschreven op 31.12
(2) Groeven en graverijen van baksteenaarde niet meegerekend.

Il résulte de ce tableau que le nombre de sièges d'exploitation a diminué en 1987 de 20 unités par rapport à l'année 1986 alors que la valeur de la production a diminué de 527 millions.

Uit de tabel blijkt dat het aantal bedrijfszetels in 1987 gedaald is tegenover 1986 (- 20), de waarde van de geleverde produkten is gedaald tegenover 1986 (- 527 miljoen F).

Le tableau 5.2. donne la production et les livraisons des produits extraits ou fabriqués.

In tabel 5.2. zijn de voortgebrachte en de geleverde produkten aangeduid.

TABLEAU 5.2. Production et livraisons en 1987.

TABEL 5.2. Produktie en leveringen in 1987

| NATURE DES PRODUITS | UNITE / EENHEID | Quantités de produits extraits ou fabriqués pour compte propre et pour tiers<br>Hoeveelheden van produkt. gewonnen of vervaardigd voor eigen rekening of voor derden | Produits livrés en Belgique et à l'étranger<br>In België en in het buitenland geleverde produkten<br>Quantité<br>Hoeveelheid | Valeur hors TVA (en 1000 F)<br>Waarde zonder BTW (in 1000 F) | AARD VAN DE PRODUKTEN |
|---|---|---|---|---|---|
| Porphyre : | | | | | Porfier : |
| concassés, moellons, mosaïques, pavés y compris les pavés asphaltés | t | 3.366.811 | 3.119.913 | 889.697 | puin, breuksteen, mozaïek, straatstenen, ook straatstenen in asfalt. |
| Petit granit : | | | | | Hardsteen : |
| Pierre non transformée | m3 | 4.094 | 4.064 | 47.098 | niet-bewerkte steen, |
| scié | m3 | 20.166 | 19.835 | 509.967 | gezaagd |
| façonné | m3 | 13.302 | 13.476 | 541.763 | bewerkt |
| sous-produits | m3 | 406.248 | 421.866 | 302.193 | bijprodukten |
| Marbre : | | | | | Marmer : |
| bloc équarris | m3 | 340 | 277 | 13.594 | vierkante blokken |
| tranches brutes ramenées à 20 mm | m2 | 9.200 | 13.531 | 19.394 | ruwe platen van 20 mm |
| tranches transformées et polies | m2 | 232.313 | 251.020 | 493.673 | bewerkte en gepolijste platen |
| Grès : | | | | | Zandsteen : |
| moellons bruts et concassés | t | 2.067.837 | 16.823.163 | 347.194 | ruwe breuksteen en puin |
| pavés, mosaïques | t | 291 | 331 | 797 | straatstenen, mozaïek |
| divers taillés | t | 10.983 | 10.907 | 59.886 | diverse gehouwenprodukten |
| Sable : | | | | | Zand : |
| pour métallurgie | t | 589.309 | 589.375 | 260.635 | voor metaalnijverheid |
| pour verrerie | t | 1.691.116 | 1.695.278 | 482.065 | voor glasnijverheid |
| pour construction | t | 7.386.283 | 6.161.095 | 711.026 | voor bouwnijverheid |
| divers | t | 2.107.563 | 2.072.520 | 450.311 | diverse |
| Quartz et quartzite | t | 299.102 | 245.805 | 49.446 | kwarts en kwartsiet |
| Argile : | | | | | Klei : |
| kaolin | t | 191.307 | 156.894 | 37.698 | kaolien (porseleinaarde). |
| Ardoises et schiste ardoisier | t | 5.071 | 5.308 | 29.567 | leien en leisteen |
| Produits de dragage : | | | | | Baggerprodukten : |
| graviers roulés, galets et graviers concassés | t | 5.899.152 | 5.767.072 | 1.107.025 | rolkeien, gebroken keien en grind |
| sable | t | 1.026.747 | 989.354 | 96.515 | zand |
| Produits des carrières de gravier | t | 3.610.393 | 3.556.699 | 436.484 | Produkten uit grindgroeven |
| Calcaire : | | | | | Kalksteen : |
| cru et castine | t | 2.103.549 | 945.585 | 197.572 | onbewerkt en vloeispaat |
| moellons et concassés | t | 18.915.624 | 15.455.321 | 2.804.174 | breuksteen en puin |
| calcaire broyé | t | 1.838.162 | 1.102.489 | 546.481 | vermorzelde kalksteen |
| divers taillés et déchets | t | 1.296.439 | 1.191.270 | 406.525 | diverse gehouwen steen en afval |
| Chaux : | | | | | Kalk : |
| vive | t | 1.576.529 | 1.588.581 | 3.603.596 | ongebluste |
| hydratée et cendrée | t | 139.832 | 139.729 | 337.505 | askalk en kalkhydraat |
| carbonates naturels | t | 4.501.539 | 448.223 | 305.245 | natuurcarbonaten |

TABLEAU 5.2.(suite). Production et livraisons en 1987

TABEL 5.2. (vervolg). Produktie en leveringen in 1987.

| NATURE DES PRODUITS | UNITE / EENHEID | Quantités de produits extraits ou fabriqués pour compte propre et pour tiers / Hoeveelheden van produkt. gewonnen of vervaardigd voor eigen rekening of voor derden | Produits livrés en Belgique et à l'étranger / In België en in het buitenland geleverde produkten | | AARD VAN DE PRODUKTEN |
|---|---|---|---|---|---|
| | | | Quantité / Hoeveelheid | Valeur hors TVA (en 1000 F) / Waarde zonder BTW (in 1000 F) | |
| Dolomie : | | | | | Dolomiet : |
| Crue | t | 4 038 632 | 2 059 380 | 525 349 | ruwe |
| Tarmacadam et produits enrobés | t | - | - | - | Tarmacadam en produkten in teer |
| Récupération de terrils : | | | | | Uit Steenbergen van kolenmijnen gewonnen produkten : |
| schistes combustibles | t | 2 344 370 | 1 241 125 | 1 398 471 | brandbare leisteen |
| schistes rouges | t | 714 517 | 714 407 | 70 804 | rode leisteen |
| Divers et déchets | - | - | - | 4 577 663 | Diverse en afval |
| Valeur totale | - | - | - | 23 135 220 | Totale waarde |

Les minières, les carrières et les industries connexes - à l'exclusion des minières et carrières de terre à briques et des briqueteries et tuileries qui en dépendent - ont effectué en 1987 des ventes d'une valeur globale de 23 milliards de francs.

De graverijen, de groeven en de aanverwante bedrijfstakken - zonder de graverijen en groeven van baksteenaarde en de steenbakkerijen en pannenfabrieken die ervan afhangen - hebben in 1987 voor 23 miljard frank produkten verkocht.

TABLEAU 5.3. Dépenses de personnel en 1987

TABEL 5.3. Personeelsuitgaven in 1987

| Dépenses | Montant (en 1000 F) / Bedrag (1000 F) | Uitgaven |
|---|---|---|
| Appointements bruts payés au personnel assujetti à la sécurité sociale pour employés | 1 350 573 | Brutobezoldiging van het aan de maatschappelijke zekerheid voor bedienden onderworpen personeel |
| Salaires bruts payés au personnel assujetti à la sécurité sociale pour ouvriers | 2 747 487 | Brutolonen van het aan de maatschappelijke zekerheid voor arbeiders onderworpen personeel |
| Cotisation à la sécurité sociale à charge des employeurs pour : | | Werkgeversbijdragen voor de maatschappelijke zekerheid voor het : |
| - le personnel assujetti à la sécurité sociale pour employés. | 454 555 | - aan de maatschappelijke zekerheid voor bedienden onderworpen personeel |
| - le personnel assujetti à la sécurité sociale pour ouvriers | 1 290 134 | - aan de maatschappelijke zekerheid voor arbeiders onderworpen personeel |
| Primes d'assurace contre les accidents de travail | 130 434 | Verzekeringspremies tegen arbeidsongevallen |
| Autres dépenses de personnel | 484 888 | Andere personeelsuitgaven |
| TOTAL | 6 458 071 | TOTAAL |

TABLEAU 5.4. Consommation en 1987

TABEL 5.4. Verbruik in 1987

| | Unité<br>Eenheid | Quantité<br>Hoeveelheid | |
|---|---|---|---|
| A. Combustibles et électricité | | | A. Brandstoffen en elektriciteit |
| Houille | t | 7 507 | Steenkool |
| Agglomérés de houille | t | 9 | Steenkoolagglomeraten |
| Coke | t | 110 740 | Cokes |
| Essence | hl | 9 727 | Benzine |
| Huiles combustibles | hl | 523 434 | Stookolie |
| Gaz de houille, gaz naturel | 1 000 m3 | 154 302 | Steenkoolgas, aardgas |
| Electricité achetée ou reçue par cession | 1 000 kwh | 378 988 | Gekochte of gekregen elektriciteit |
| B. Matières premières | | | B. Grondstoffen |
| Pierre à plâtre | t | - | Pleistersteen |
| Marbre | m3 | 7 689 | Marmer |
| Petit granit | m3 | 5 752 | Hardsteen |
| Pierres calcaires | t | 1 142 308 | Kalksteen |
| Bitume, goudron et autres liants | t | 40 711 | Bitumen, teer en andere bindmiddelen |
| Laitier | t | - | Slakken |
| Moellons, concassés, déchets (grès, porphyre, marbre, petit granit) | t | - | Breuksteen, puin, afval (zandsteen, porfier, marmer, hardsteen). |
| Graviers divers | t | - | Allerhande grint |
| Sable | t | - | Zand |
| Ciment | t | 20 399 | Cement |
| Plâtre | t | 326 939 | Pleisterkalk |
| Chaux | t | 21 729 | Kalk |
| Métaux | t | 337 | Metalen |
| C. Autres matières | | | C. Andere stoffen |
| Explosifs : | | | Springstoffen : |
| . poudre noire | t | 202 | . buskruit |
| . explosifs brisants | t | 1 740 | . brisante springstoffen |
| . autres | t | 2 827 | . andere |
| Détonateurs | pièces/stuks | 120 238 | Slagpijpjes |
| Inflammateurs électriques | pièces/stuks | 18 706 | Elektrische onstekers |
| Mèches et cordeaux détonants | m | 1 537 826 | Lonten en slagkoord |
| Lames de scies | Pièces/stuks | 12 403 | Zaagbladen |
| Lames et disques diamantés | Pièces/stuks | 1 942 | Bladen en schijven met diamant |

## CHAPITRE II

## LA FABRICATION DU COKE ET DES AGGLOMERES DE HOUILLE

### A. FABRICATION DU COKE EN 1988

Classement

Depuis 1967, les cokeries sont réparties en deux groupes, les cokeries métallurgiques d'une part, dépendant d'usines sidérurgiques et les cokeries minières et indépendantes, d'autre part.

Fin 1980, il ne restait plus qu'une seule cokerie indépendante en activité. Par conséquent, l'Administration des Mines limite la publication des renseignements au niveau du Royaume afin de ne pas divulguer de renseignements individuels.

Les données relatives aux sous-produits entrent dans le cadre de la statistique des industries chimiques, établie par l'Institut National de Statistique. Le lecteur, que ces aspects de la production des cokeries intéresse, est prié de se reporter aux publications de cet Institut.

Production, écoulement, stocks

Le tableau 6.1. rappelle quelques données rétrospectives sur la production de coke en Belgique de 1938 à 1988 en distinguant le "coke métallurgique" ou "gros coke" de la production totale.

## HOOFDSTUK II

## BEREIDING VAN COKES EN STEENKOOLAGGLOMERATEN

### A. BEREIDING VAN COKES IN 1988

Indeling

Sedert 1967 worden de cokesfabrieken in twee groepen verdeeld : de cokesfabrieken van staalbedrijven enerzijds en de cokesfabrieken van mijnen en de zelfstandige, anderzijds.

Einde 1980 was er maar één zelfstandige cokesfabriek in bedrijf. Daarom publiceert de Administratie van het Mijnwezen nog enkel gegevens over heel het Rijk om geen individuele inlichtingen aan het licht te brengen.

De inlichtingen over de bijprodukten zijn opgenomen in de statistiek van de scheikundige nijverheid, welke door het N.I.S. uitgegeven wordt. De lezer die in deze voortbrengselen van de cokesfabrieken belang stelt, wordt naar de publikaties van genoemd Instituut verwezen.

Produktie, afzet, voorraden

In tabel 6.1. worden enkele retrospectieve gegevens aangaande de in België van 1938 tot 1988 voortgebrachte cokes opnieuw opgehaald, waarbij onderscheid gemaakt wordt tussen de "hoogovencokes" zo geheten "dikke cokes", en de totale produktie.

TABLEAU 6.1. Production des cokeries belges (en tonnes)

| ANNEES / JAREN | COKE METALLURGIQUE ("gros coke" seulement) HOOGOVENCOKES ("dikke cokes" alleen) | COKE TOTAL (y compris "petit coke - grésil - cendrées et déchets") ALLE COKES ("kleine en gebroken cokes, cokesgruis en - afval" inbegrepen (1) | ANNEES / JAREN | COKE METALLURGIQUE ("gros coke" uniquement) HOOGOVENS ("dikke cokes" alleen) | COKE TOTAL (y compris "petit coke - grésil - cendrées et déchets) ALLE COKES ("kleine en gebroken cokes, cokesgruis en - afval" inbegrepen) (1) |
|---|---|---|---|---|---|
| 1938 | - | 4.398.520 | 1975 | 4.912.110 | 5.738.808 |
| 1950 | 3.564.058 | 4.598.060 | 1980 | 5.466.205 | 6.063.881 |
| 1955 | 5.346.533 | 6.597.979 | 1985 | 5.485.192 | 5.963.729 |
| 1960 | 6.027.670 | 7.525.113 | 1986 | 4.732.367 | 5.130.229 |
| 1965 | 5.693.387 | 7.334.155 | 1987 | 4.834.016 | 5.226.278 |
| 1970 | 5.751.087 | 7.123.011 | 1988 | 5.094 264 | 5.548.384 |

(1) Y compris la production de coke pour tiers .

(1) De cokesproduktie voor derden inbegrepen.

L'enfournement correspondant à la production de 1987 était de 6 778 078 tonnes de houille et celle de 1988 de 7 243 841 tonnes.

Aan de produktie van 1987 beantwoordde een kolendoorzet van 6 778 078 ton en van 7 243 841 ton voor 1988.

Le tableau 6.2. indique de façon plus détaillée la provenance des houilles reçues en 1987 et 1988.

In tabel 6.2. is de herkomst van de in 1987 en 1988 ontvangen kolen in detail aangeduid.

TABLEAU 6.2. Réceptions de houilles par pays d'origine

TABEL 6.2. Ontvangen kolen, volgens land herkomst

1000 tonnes

1000 ton

| PAYS DE PROVENANCE | 1987 | 1988 | LAND VAN HERKOMST |
|---|---|---|---|
| Belgique | 2 058 088 | 436 833 | België |
| Allemagne occidentale | 715 689 | 956 177 | West-Duitsland |
| U.S.A. | 3 382 614 | 4 294 190 | V.S.A. |
| Pologne | - | 504 444 | Polen |
| Divers | 621 687 | 1 052 194 | Allerlei |
| TOTAL | 6 778 078 | 7 243 841 | TOTAAL |

Le lecteur trouvera au chapitre du marché charbonnier quelques informations complémentaires relatives à l'écoulement du coke, dont la sidérurgie est de loin le consommateur le plus important.

In het hoofdstuk over de kolenmarkt zal de lezer nog enkele inlichtingen aantreffen over de afzet van cokes, waarvan de ijzer- en staalnijverheid verreweg de grootste afnemer is.

## B. FABRICATION DES AGGLOMERES DE HOUILLE EN 1988

Depuis fin 1980, il ne reste plus que deux usines d'agglomérés en activité. Pour cette raison, le lecteur ne trouvera ici que les chiffres de production : 19 624 t en 1987 et 10 329 t en 1988.

L'écoulement sur le marché intérieur, les importations et les exportations d'agglomérés sont indiqués respectivement aux tableaux 1.8., 1.9. et 1.10.

## B. BEREIDING VAN STEENKOOLAGGLOMERATEN IN 1988

Sinds einde 1980 zijn er maar twee steenkoolagglomeratenfabrieken meer in bedrijf ; daarom wordt hier nog enkel de produktie opgegeven ; deze was in 1987 : 19 624 ton en in 1988 : 10 329 ton.

De afzet op de binnenlandse markt, de invoer en de uitvoer van steenkoolagglomeraten zijn onderscheidenlijk te vinden in de tabellen 1.8., 1.9. en 1.10.

## CHAPITRE III

## LE PLATEAU CONTINENTAL EN 1988

L'octroi des concessions de recherche et d'exploitation des ressources minérales et autres ressources non vivantes sur le plateau continental est réglé par la loi du 13 juin 1969 et l'arrêté royal du 7 octobre 1974. Ces concessions sont soumises, en outre, aux dispositions de l'arrêté royal du 16 mai 1977 portant des mesures de protection de la navigation, de la pêche maritime, de l'environnement et d'autres intérêts essentiels lors de l'exploration et de l'exploitation des ressources minérales et autres ressources non vivantes du lit de la mer et du sous-sol dans la mer territoriale et sur le plateau continental.

Contrairement aux concessions minières sur le territoire national, qui sont octroyées à perpétuité, les concessions sur le plateau continental sont accordées pour une durée déterminée, de 30 ans au maximum, en indiquant la profondeur admise ainsi que le périmètre à l'intérieur duquel les travaux d'exploration ou d'exploitation seront effectués. Les conditions d'exploitation de chaque concession déterminent également l'activité annuelle minimum requise ainsi que les cas éventuels de retrait ou de renonciation à la concession.

La première concession pour l'exploitation de sable sur le plateau continental de la Belgique a été donnée le 14 juin 1976. Fin 1988, 6 concessions étaient en activité.

Le tableau ci-dessous donne l'évolution de l'exploitation de sable sur le plateau continental au cours de ces dernières années.

| | en $m^3$ |
|---|---|
| | in $m^3$ |
| 1977 | 223 715 |
| 1978 | 245 624 |
| 1979 | 364 866 |
| 1980 | 442 183 |
| 1981 | 477 368 |
| 1982 | 380 035 |
| 1983 | 577 406 |
| 1984 | 538 574 |
| 1985 | 501 639 |
| 1986 | 496 197 |
| 1987 | 651 790 |
| 1988 | 579 249 |

## HOOFDSTUK III

## CONTINENTAAL PLAT IN 1988

Het verlenen van concessies voor het exploreren en exploiteren van de minerale en andere niet-levende rijkdommen op het continentaal plat is geregeld door de wet van 13 juni 1969 en het koninklijk besluit van 7 oktober 1974. Deze concessies zijn bovendien onderworpen aan de bepalingen van het koninklijk besluit van 16 mei 1977 tot bescherming van de scheepvaart, de zeevisserij, het milieu en andere wezenlijke belangen bij de explorate en exploitate van minerale en andere niet-levende rijkdommen van de zeebedding en de ondergrond in de territoriale zee en op het continentaal plat.

In tegenstelling tot mijnbouwconcessies op het Belgisch grondgebied, die eeuwigdurend zijn, worden de concessies op het continentaal plat slechts verleend voor een bepaalde duur, die maximum dertig jaar bedraagt, met nauwkeurige omschrijving van de toegelaten diepte en de omtrek binnen welke de exploratie- en exploitatiewerken dienen uitgevoerd te worden. In de exploitatievoorwaarden van iedere concessie wordt ook de vereiste minimumactiviteit aangegeven, evenals de gevallen waarin de concessie kan ingetrokken of waarin aan de concessie kan verzaakt worden.

De eerste concessie voor de exploitatie van zand op het Belgisch continentaal plat werd op 14 juni 1976 verleend. Einde 1988 waren er 6 concessies in bedrijf.

Het verloop van de zandwinning op het Belgisch continentaal plat tijdens de jongste jaren is in onderstaande tabel aangeduid.

| en $m^3$ | 1988 | in $m^3$ |
|---|---|---|
| 1er trimestre | 109 578 | 1ste kwartaal |
| 2ème trimestre | 153 415 | 2de kwartaal |
| 3ème trimestre | 156 696 | 3de kwartaal |
| 4ème trimestre | 159 560 | 4de kwartaal |
| ANNEE | 579 249 | JAAR |

INSTITUTION POUR LE DEVELOPPEMENT
DE LA GAZEIFICATION SOUTERRAINE

INSTELLING VOOR DE ONTWIKKELING
VAN DE ONDERGRONDSE VERGASSING *

# EXPERIENCE BELGO-ALLEMANDE

# DE GAZEIFICATION IN-SITU

## RESUME DU RAPPORT FINAL

Direction du Projet

V. CHANDELLE, Directeur
T.K. LI, Directeur Adjoint

Conseillers

P. LEDENT
J. PATIGNY

Membres du Groupe de Projet

H. HENQUET
K. KOWOL
G. MASSON
M. MOSTADE

* La version néerlandaise de ce rapport sera publiée dans le prochain numéro.
De Nederlandse versie van dit verslag zal in het volgende nummer verschijnen.

## RESUME

### Expérience belgo-allemande de gazéification souterraine du charbon

L'objectif fondamental du projet était de démontrer que dans une couche de charbon à 860 m de profondeur, il était possible :

- d'établir, par rétrocombustion, une première liaison en couche entre deux sondages verticaux;
- de gazéifier ensuite cette couche par un mélange d'eau et de vapeur.

Après avoir tenté à plusieurs reprises de créer un chenal par rétrocombustion, on a étudié un nouveau concept basé essentiellement sur l'utilisation de la technique des sondages directionnels déviés.

On a donc procédé à un forage horizontal dans la couche après avoir effectué une déviation contrôlée, à faible rayon de courbure, à partir d'un puits : la liaison avec le second puits a été réalisée par sidetrack.

La phase de gazéification proprement dite s'est déroulée d'octobre 86 à avril 87 et le bilan matières de cette période indique que 350 tonnes de charbon ont été affectées dont 150 tonnes entièrement converties. Cette phase a été caractérisée par l'emploi de pressions élevées, par l'utilisation d'un agent gazéifiant composé d'oxygène et d'eau mousseuse ainsi que par la production d'un gaz à haute teneur en méthane. La qualité de ce gaz était excellente mais les débits obtenus sont restés modestes.

Dans l'ensemble, l'expérience en site de Thulin a mis en évidence un nouveau principe suivant lequel la gazéification souterraine à grande profondeur apparaît possible.

## TABLE DES MATIERES


| | Page |
|---|---|
| 1. INTRODUCTION | |
| 1.1. Organisation du projet | 3 |
| 1.2. Objectifs | 3 |
| 1.2.1. Objectifs principaux | 3 |
| 1.2.2. Objectifs secondaires | 4 |
| 1.2.3. Nouvelle conception | 4 |
| 1.2. Résumé des diverses phases d'exécution | 5 |
| 2. LE SITE EXPERIMENTAL | |
| 2.1. Choix du site | 6 |
| 2.2. Description géologique | 6 |
| 2.3. Propriétés du charbon | 7 |
| 2.4. Evaluation globale du site | 8 |
| 3. ACCES AU GISEMENT | |
| 3.1. Implantation des puits | 9 |
| 3.2. Equipement et revêtement des puits | 9 |
| 3.3. Techniques de nettoyage et de remise en état des puits | 10 |
| 4. INSTALLATIONS DE SURFACE | |
| 4.1. Généralités | 12 |
| 4.2. Air comprimé | 12 |
| 4.3. Eau-vapeur | 12 |
| 4.4. Installations cryogéniques | 13 |
| 4.5. Propane | 13 |
| 4.6. Traitement des gaz | 13 |
| 4.7. Appareillages d'analyse et de mesure | 14 |
| 4.8. Tuyauteries | 15 |
| 5. ETUDE DE LA PERMEABILITE | |
| 5.1. Données géologiques | 16 |
| 5.2. Pression préexistant dans le gisement | 17 |
| 5.3. Injection et communication à l'eau | 17 |
| 5.4. Variation de la perméabilité en fonction de la pression | 17 |
| 5.5. Injections d'azote | 18 |
| 5.6. Essais ultérieurs | 19 |
| 5.7. Conclusions | 19 |

6. ESSAIS DE RETROCOMBUSTION

6.1. Objectifs 20

6.2. Equipement des puits 20

6.3. Première série d'essais 21

6.4. Travaux de remise en état 22

6.5. Deuxième série d'essais 22

6.6. Conclusions 23

7. SONDAGES DIRIGES

7.1. Conception 25

7.2. Puits d'injection I - Drainhole 25

7.2.1. Travaux préparatoires 25
7.2.2. Travaux de forage proprement dits 26
7.2.3. Liner flexible 27

7.3. Puits de production et sidetrack 28

7.3.1. Travaux préparatoires 28
7.3.2. Opérations de forage 28
7.3.3. Réalisation de la liaison finale 29
7.3.4. Finition et équipement 29

7.4. Conclusions 30

8. ESSAIS DE GAZEIFICATION

8.1. Tentative d'appliquer la méthode CRIP 31

8.1.1. Conception de l'essai 31
8.1.2. Insertion du faisceau de contrôle 31
8.1.3. Coiled tubing 32
8.1.4. Tentative d'élimination de l'obstruction 32

8.2. Expérience de gazéification 33

8.2.1. Equipement des puits 33
8.2.2. Allumage 34
8.2.3. Calendrier des essais de gazéification 34
8.2.4. Résultats 36
8.2.5. Conclusions 39

8.3. Ultimes essais de communication 41

8.3.1. Communication à l'azote 41
8.3.2. Enlèvement des équipements et tests de "blow off" 41
8.3.3. Tests de communication à l'eau 42

9. CORROSION DES EQUIPEMENTS DE PUITS

9.1. Corrosion au cours des essais de rétrocombustion 43

9.2. Corrosion au cours de la phase de gazéification 44

9.3. Conclusions 45

10. EVALUATION GLOBALE ET PERSPECTIVES 46

# 1. INTRODUCTION

## 1.1. ORGANISATION DU PROJET

L'expérience de Thulin a été menée dans le cadre de l'accord signé en octobre 1976, entre les gouvernements de la Belgique et de la R.F.A. Ultérieurement, le projet a obtenu l'appui financier des Communautés Européennes de telle sorte que les coûts ont été répartis de la façon suivante :

40 % à charge des Communautés Européennes
29,4 % à charge de la République Fédérale d'Allemagne
30,6 % à charge du Ministère Belge des Affaires Economiques

En outre, la Belgique supporte seule les frais de la T.V.A. prélevée par l'Etat belge, ainsi que les coûts administratifs et de traduction propres à l'I.D.G.S.

Pour assurer l'exécution du projet dans le cadre de la législation du pays hôte, la Belgique a créé une institution dénommée "Institution pour le Développement de la Gazéification Souterraine" (en abrégé I.D.G.S.) : un arrêté royal du 28 octobre 1980 lui a accordé la personnalité civile.

Un Comité de Direction, composé de 3 membres allemands et de 3 membres belges, prend les décisions fondamentales qui concernent le projet; la gestion journalière et les décisions techniques sont assurées par la "Direction du Projet" qui se compose du Directeur, du Directeur-adjoint et de deux à quatre membres qui font partie du "Management Group".

Un Comité Scientifique et Technique qui comporte en son sein des représentants des principaux secteurs scientifiques concernés joue un rôle consultatif.

Le projet belgo-allemand de Thulin est arrivé à son terme le 31 mars 1988.

## 1.2. OBJECTIFS

En 1978, les objectifs ont été définis de la façon suivante :

### 1.2.1. Objectifs principaux

1. Démontrer la faisabilité de l'opération de linking, c'est-à-dire l'établissement d'une liaison en couche entre 2 sondages verticaux (y compris la technique de la rétrocombustion).

2. Démontrer la possibilité de gazéifier une première couche en utilisant un mélange d'air et de vapeur d'eau

   a) sous pression constante

   b) sous pression variable.

   Déterminer le volume de charbon gazéifié.

3. Démontrer la possibilité d'approfondissement ultérieur des sondages.

4. Démontrer la possibilité de pratiquer un "linking" dans une seconde couche.

5. Démontrer la possibilité de gazéifier une seconde couche.

1.2.2. Objectifs secondaires

1. Expérimenter et éventuellement adapter des méthodes qui régissent le processus de gazéification et qui concernent les paramètres mesurables tels que les débits, pressions, températures, compositions du gaz et pouvoirs calorifiques.

2. Expérimenter et éventuellement adapter des méthodes physiques propres à permettre une évaluation du volume du réacteur et de l'influence de la gazéification sur les terrains de surface.

3. Etudier les problèmes d'environnement liés à la gazéification in situ.

4. Démontrer la possibilité de pratiquer un captage de méthane sur les formations détendues par la gazéification.

La conception de l'essai in situ, définie en 1978, prévoit 3 phases :

1ère phase

Réalisation d'un chenal par rétrocombustion dans un gisement de charbon à 900 m de profondeur. Gazéification du charbon concerné avec un mélange d'air et de vapeur d'eau, à des pressions élevées (jusque 45 bar).

2ème phase

Réalisation d'un autre chenal par rétrocombustion dans le même gisement et gazéification du charbon concerné avec un mélange d'oxygène et de vapeur d'eau à des pressions élevées (jusque 45 bar).

3ème phase

Approfondissement des sondages existants en vue d'atteindre une couche de charbon située à ± 100 m plus bas (profondeur ± 1000 m) et réalisation d'un test de gazéification sur base des résultats des deux premières phases.

1.2.3. Nouvelle conception

Après avoir tenté, à plusieurs reprises, de créeer un chenal par rétrocombustion, on a défini en 1984 une nouvelle conception pour assurer la poursuite du projet. Elle se caractérise par :

- l'utilisation de la technique des sondages directionnels déviés en vue de réaliser des sondages subhorizontaux dans la couche même;
- le recours éventuel à la méthode CRIP (déplacement contrôlé du point d'injection);
- l'utilisation d'oxygène et d'eau mousseuse en tant qu'agent gazéifiant.

Ces objectifs requièrent l'installation d'équipements sophistiqués dans les puits, l'adaptation des installations de surface ainsi que la mise en oeuvre de procédures de décision adaptées à la situation complexe.

1.3. RESUME DES DIVERSES PHASES D'EXECUTION

1978 : Réalisation d'un sondage (puits) exploratoire à Thulin (Thulin I) par la firme FORAKY (pour le compte de l'INIEX).

1979 : Définition du projet et signature des contrats pour l'exécution de trois puits supplémentaires (par les firmes SAARBERG INTERPLAN et THYSSEN SCHACHTBAU) et pour l'engineering des installations de surface (COPPEE RUST).

1980 : Achèvement des puits II, III et IV et interprétation de la géologie.

1980-82 : Montage des installations de surface.

Février 81 - janvier 82 : Tests de perméabilité.

Février 82 - septembre 84 : Essais de combustion à contre-courant interrompus par des travaux de réfection dans les puits.

Novembre 84 - mars 86 : Etude, préparation et exécution d'une déviation horizontale (drainhole) à partir du puits I (7/10/85) et d'un sidetrack à partir du puits II. Connexion définitive par pression hydraulique (4/2/86).

Mars 86 - septembre 86 : Obstruction au pied du puits d'injection (30/3/84). Equipement du puits II (avril 86). Mise en place d'un coiled tubing dans le puits I (août 86).

Octobre 86 - avril 87 : Test de gazéification (du puits I vers le puits II)

Mai 87 - octobre 87 : Ultimes essais de communication et enlèvement des équipements de puits.

## 2. LE SITE EXPERIMENTAL

### 2.1. CHOIX DU SITE

La commune de Thulin se trouve 16 km à l'ouest de Mons, à proximité de la frontière française. L'autoroute Paris-Liège-Aix la Chapelle (E19-E42) passe à 2 km au nord du site. Il s'agit d'une région peu accidentée de la vallée de la Haine qui se trouve 25 à 30 m au-dessus du niveau de la mer (figure 1).

Les principales raisons qui militent en faveur de cette localisation sont les suivantes :

- les plans des anciens chantiers des Charbonnages d'Hensies Pommeroeul (qui se situaient à 2 km à l'ouest) et les coupes stratigraphiques de quatre anciens sondages de reconnaissance foncés dans un rayon de 2 km autour du site, permettent de penser à priori que l'on est en présence d'un gisement relativement régulier;

- les exploitations minières antérieures sont à l'arrêt et sises à une distance suffisante pour ne pas influer sur le site de gazéification;

- la couverture moindre des morts-terrains limite les coûts de forage; par ailleurs, le milieu agricole est par essence moins sensible aux affaissements miniers ou aux pollutions éventuelles;

- les terrains de surface peuvent être acquis sans problèmes et il existe de bonnes possibilités d'accès pour les matières premières et l'énergie.

### 2.2. DESCRIPTION GEOLOGIQUE

A Thulin, on recoupe schématiquement de haut en bas (tableau I) :

- jusqu'à 65 m : des terrains de couverture d'âge quaternaire, tertiaire et crétacé

- jusqu'à 735 m : des massifs allochtones charriés

  . massif de Boussu : calcaire Viséen, marnes du Namurien
  . massif du Borinage : Westfalien A et C
  . massifs intermédiaires : idem

- de 735 ou 760 m de profondeur : massif autochtone de Comble Nord (Westfalien B et C)

Le massif de Comble Nord présente une structure assez régulière avec une pente de 25° pied sud. Localement et spécialement au sud du site, des plissements ou des charriages peuvent affecter la structure d'ensemble (figures 2, 3 et 4).

Les formations carbonifères du massif de Comble Nord comportent essentiellement des schistes et des grès; elles sont relativement sèches et étanches; l'ancien siège voisin Louis-Lambert avait un volume d'exhaure très faible.

Le doublet de couches Léopold-Charles qui fait l'objet de l'essai de gazéification se trouve dans le Westfalien B à peu près 150 m au-dessus du niveau marin de Quaregnon. La couche Jacqmain qui a également été retenue, se situe quelque 100 m plus bas.

Toute la zone a été soumise à une poussée orientée du sud vers le nord comme le démontre la présence de plans de charriage dans les puits foncés.

## 2.3. PROPRIETES DU CHARBON

Le doublet Léopold-Charles a été recoupé par le premier puits foncé sur le site (Thulin I) à environ 860 m de profondeur : il présente une ouverture de 6,85 m (puissance de charbon : 4,15 m).

Une telle puissance est assez exceptionnelle en Belgique. Les veines de charbon sont cependant séparées par des intercalations stériles. Les variations latérales sont également importantes et la puissance de charbon dans les puits voisins (distants de 35 m l'un de l'autre) est beaucoup plus faible (à savoir, 4,7, 2,1 et 1,4 m). On suppose que seule une puissance de charbon variant entre 2 et 3,5 m a été affectée par la gazéification.

La couche Jacqmain se situe 100 m plus bas et sa puissance n'atteint que 1,22 m.

La pente moyenne est voisine de 30°. Le charbon qui tient en moyenne 12,7 % de matières volatiles n'est pas gonflant, pas agglutinant et sa teneur en soufre est faible (0,8 %).

Ses principales caractéristiques physico-chimiques sont résumées dans le tableau ci-dessous :

| Analyse immédiate | | Analyse élémentaire | | Composition en macéraux | |
|---|---|---|---|---|---|
| | % | | % | | % |
| Cendres | 9,25 | Carbone total | 83 | Vitrinite | 58,3 |
| Matières volatiles | 12,2 | C (carbonates) | 0,21 | Exinite | - |
| | | H | 3,85 | Inertinite | 35 |
| | | O | 1,95 | Mineraux | 6,7 |
| | | N | 1,17 | | |
| | | S (total) | 0,78 | | |

Reflexion : 1,92

Pouvoir calorifique supérieur : 32.052 kJ/kg

Indice de gonflement : 0,5

Température de fusion des cendres : 1450-1580°C

Comportement à la pyrolyse (Saarbergwerke - RWTH) (figures 5, 6 et 7) :

| Emission de : | Début | Maximum | Fin | Quantité totale |
|---|---|---|---|---|
| $CH_4$ | 425°C | 550°C | > 1000°C | 45-69 l/kg |
| $H_2$ | 400°C | 820°C | > 1000°C | 309-342 l/kg |
| Total | 350°C | 500-550°C | > 900°C | |

Ces volumes dégazés sont proportionnellement importants si on les compare à ceux émis par des charbons sarrois à haute teneur en matières volatiles.

Le coefficient de vitesse de la réaction de Boudouard se situe dans les limites habituelles pour des charbons présentant des teneurs similaires en matières volatiles (0,14 à 0,95 cm3/g.s à 1000°C).

Les températures d'inflammation (pour une granulométrie comprise entre 0,1 et 0,3 mm et une vitesse d'échauffement de 5°/min) se situent au voisinage de 245°C à une pression atmosphérique et entre 170°C et 216°C pour une pression d'air de 100 bar.

## 2.4. EVALUATION GLOBALE DU SITE

L'étude géologique complétée avec les données provenant des 4 puits d'accès au gisement (voir chapitre 3) permet de dégager les éléments suivants en faveur du site de Thulin :

a) Caractéristiques du charbon convenables (faible teneur en cendres, faible teneur en soufre et faible indice de gonflement).

b) Perméabilité réduite des roches encaissantes et en particulier des schistes du toit.

c) Pente des couches convenable et régulière. Pas de dérangements tectoniques importants ni d'intrusions magmatiques.

d) Profondeur voisine de 800 m. Morts-terrains étanches. Gisement relativement sec.

e) Présence d'une autre couche de charbon plus profonde pouvant être prise en considération dans le cadre d'un essai ultérieur.

f) Présence d'un certain nombre de sondages de reconnaissance et d'anciennes exploitations minières qui ne sont néanmoins pas trop proches du site.

g) Situation de surface, favorable aux points de vue accès, infrastructure et environnement.

Les facteurs défavorables résultent essentiellement des conditions de gisement et, en particulier, des nombreux petits dérangements tectoniques qui affectent la puissance et la structure de la couche. De ce fait, la corrélation entre les laies de charbon reste incertaine, même sur une distance de quelques dizaines de mètres. Ceci explique d'ailleurs que deux des quatre puits de reconnaissance n'aient pu faire partie du programme expérimental.

## 3. ACCES AU GISEMENT

### 3.1. IMPLANTATION DES PUITS

Un premier puits (dénommé Thulin I) a été foncé entre les mois de janvier et de juin 1978, sous la responsabilité propre de l'INIEX, dans un but purement exploratoire. La couche Léopold-Charles y est recoupée à 861,50 m de profondeur et la couche Jacqmain à 965,65 m.

La profondeur finale atteinte est de 1158,45 m. On note une déviation générale du puits vers le nord-ouest; la couche Léopold est recoupée à 70 m environ de la projection verticale de l'orifice du puits.

Entre les mois de décembre 79 et juin 80, on a foncé trois nouveaux puits (Thulin II, III et IV) de façon a réaliser un schéma d'implantation en étoile avec intervalles de 35 ± 5 m entre le puits central II et des trois puits périphériques (I, III et IV).

L'objectif est double :

- être en mesure de réaliser des tests de communication, aussi bien avec des distances entre puits de 35 m que de 60 m;
- sélectionner les directions préférentielles de perméabilité (la disposition en étoile permet de les repérer à 30° près) (figure 8).

Le respect des écartements entre puits au niveau de la couche a entraîné des travaux de correction de trajectoire lors du fonçage des trois derniers puits : ces corrections effectuées à l'aide d'un moteur fond de trou tiennent évidemment compte de la trajectoire du puits I. La multiplication des mesures de contrôle (avec instruments magnétiques et gyroscopiques) pendant et après le fonçage, confirment que la précision des recoupes en couche est supérieure à la tolérance de 5 m imposée (figure 9).

### 3.2. EQUIPEMENT ET REVETEMENT DES PUITS

Le caractère instable des terrains proches de la surface (présence de tourbières) a contrarié, au départ, la bonne marche des forages. Il est rapidement apparu indispensable de foncer des pieux Franki et d'y installer une plateforme métallique permettant l'érection des rigs de forage en toute sécurité.

Les diamètres de forage et des casings de revêtement ainsi que les ciments utilisés évoluent de la manière suivante :

jusqu'à 65 m : tricône de 17 1/2". Casing de 13 1/8" (ciment Portland).

jusqu'à ± 400 m : tricône de 12 1/4". Casing de 9 5/8" (ciment de la classe G + 40 % $SiO_2$ résistant à 250°C).

jusqu'à ± 880 m : tricône de 8 1/2". Casing de 7" (ciment fondu Lafarge résistant à 1200°C)

Les boues de forage utilisées sont composées d'un mélange de bentonite et d'antisol (CMC) et leur densité est de 1,2. On a enregistré d'importantes pertes de boues lors de la recoupe des calcaires et des marnes dans le massif de Boussu (de 90 à 170 m et de 310 à 390 m de profondeur).

On a pu maîtriser partiellement ces fuites grâce à l'addition de copeaux de mica, de cellophane et de sciure de bois ou encore par des injections de ciment et finalement par la mise en place du casing 9 5/8".

Dans les puits I à IV, la couche Léopold Charles a été recoupée à une profondeur moyenne de 865 m (I), 861 m (II), 867 m (III) et 838 m (IV).
Dans le puits IV (situé le plus au nord) la couche est recoupée plus haut en raison de la pente et, en outre, elle est partiellement laminée.

Le puits I a été carotté entre 500 et 1160 m de profondeur : les autres puits ne l'ont été que 20 à 30 m au-dessus et en dessous de la couche.

Les casings débouchent tous en surface. Ils sont cimentés sur toute leur longueur (ciment réfractaire pour les tronçons inférieurs). Dans les puits I et IV, le casing de 7" se termine juste au toit de la couche. Dans les puits II et III, ce casing a été mis en place 30 à 45 m plus bas; ensuite, on a pratiqué une "fenêtre", par découpage d'une section de casing à hauteur de la couche. Les sections les plus basses des puits I et IV sont complètement cimentées.

Lors des opérations de cimentation, on enregistre des pertes notables de ciment auxquelles on tente de remédier par les mesures suivantes :

- doublement du volume de laitier théoriquement nécessaire
- obstruction préalable de fissures grâce à une circulation de boues lourdes à la baryte (densité 2)
- fixation de "paniers" de cimentation à différentes profondeurs de façon à fractionner la pression de la colonne de ciment.

Cette dernière mesure s'est révélée la plus efficace mais, dans certains cas, le niveau de cimentation s'est établi encore trop bas (par ex. à 130 m de profondeur pour le casing 9 5/8" et à 500 m de profondeur pour le casing 7" dans le puits II, à 129 m pour le casing 7" dans le puits III).

Au cours des opérations de forage, on enregistre constamment la vitesse de forage et la teneur en méthane des boues de forage. Associées à toutes les autres mesures possibles dans les puits (avant ou après la pose des casings) et aux carottages latéraux dans la couche, ces informations permettent de se faire une idée précise de la lithologie et de la structure géologique des couches traversées au tricône.

### 3.3. TECHNIQUES DE NETTOYAGE ET DE REMISE EN ETAT DES PUITS

Après achèvement des travaux de fonçage des puits I, II, III et IV et avant le début des tests de perméabilité, on a, au cours de l'année 1980, procédé à l'achat d'une sondeuse légère de seconde main (type Diamant Boart 451), d'une tour appropriée et d'une ligne de tubings ADBGM. Cet achat se justifie en prévision des diverses interventions à effectuer sur les puits.

Au fur et à mesure de l'avancement des travaux, on est amené à acquérir de nouveaux trains de tubings (type BDB et 1,66" API). On met également au point différents outils d'intervention et de repêchage.

Tout ce matériel est principalement utilisé pour :

- la mise en place et le retrait des équipements légers de puits
- la prise d'empreintes au fond des puits
- la réalisation de travaux de repêchage assez simples
- le nettoyage de puits par circulation d'eau ou soufflage d'air (circulation d'eau ou d'air entre les tubings et l'espace annulaire)
- la vidange des puits.

La capacité limitée de notre installation nous a évidemment obligés à faire appel, de temps à autre, à des firmes extérieures de service, lorsqu'il est nécessaire d'effectuer d'importants travaux de remise en état et d'intervention, de mettre en place ou de retirer des équipements lourds.

C'est ainsi qu'à plusieurs reprises on doit :

- retirer ou repêcher des éléments de tubings victimes de phénomènes de corrosion
- procéder au curage complet des pieds de puits (expulsion d'éboulis de charbon ou de stériles, de tronçons de tubings ...)
- remplacer les liners de protection situés à hauteur de la couche.

Ces opérations seront mentionnées dans le cadre des phases expérimentales correspondantes.

Bornons-nous à relever ici qu'en 1980 et 1984, on a effectué des opérations de diagraphies (logging) en vue de vérifier la qualité de la cimentation derrière le casing et de mesurer l'épaisseur résiduelle du métal, après corrosion. On a ainsi détecté une perte d'épaisseur de 2,5 mm dans les 15 derniers mètres du puits I et de 3,8 mm entre les cotes - 740 m et - 85 m dans le puits II.

## 4. INSTALLATIONS DE SURFACE

### 4.1. GENERALITES

C'est la firme COPPEE RUST qui a effectué l'engineering de détail des installations de surface sur base des grands principes définis dans le courant de l'année 1979.

L'érection des bâtiments et le montage des installations ont lieu au cours de la période 1980-1982 : le site occupé présente une forme trapézoïdale d'une longueur approximative de 310 m et d'une largeur variant entre 95 et 130 m (figure 10).

### 4.2. AIR COMPRIME

Basse pression : compresseur 10 bar - 24 Nm3/h.

Moyenne pression : compresseur centrifuge Ingersoll Rand, 5 étages (1 turbo compresseur à 3 étages + 1 turbo surpresseur à 2 étages) - 12.000 Nm3/h - 45 bar - 2,6 MW - refroidissement à l'eau (ce compresseur est prévu pour la phase de gazéification proprement dite mais n'a en fait pas été utilisé dans ce but).

Haute pression : 2 compresseurs piston à 5 étages (Ateliers François) donnant chacun 350 Nm3/h à 300 bar. En raison de diverses défectuosités, on n'a pas pu conserver les performances prévues et ces compresseurs ont fait l'objet de modifications : on a conservé les quatre premiers étages et une pression de sortie de 120 bar. Les 2 compresseurs ont été associés à 2 surpresseurs à membrane CORBLIN. A l'issue de différents travaux d'adaptation, on a pu atteindre les performances annoncées, à savoir 350 Nm3/h à 300 bar par unité.

### 4.3. EAU - VAPEUR

L'alimentation en eau du chantier est assurée par des pompes immergées dans des puits d'eau. Trois pompes et un réservoir tampon alimentent le réseau d'eau de surface (utilisé également comme réseau de protection contre l'incendie) avec un débit maximum de 80 m3/h.

Deux pompes à eau haute pression (300 bar) sont en mesure d'injecter chacune 1,8 m3/h d'eau dans le réseau des puits de gazéification. Une pompe doseuse spéciale permet d'ajouter à l'eau injectée un agent moussant au rythme de 2,5 l/h (1 %); le dispositif peut donc produire l'eau mousseuse au pied du puits d'injection.

On trouve encore en surface une chaudière à vapeur d'une capacité de 1 t/h (6 bar, fonctionnement au propane) et une autre chaudière à vapeur de 8 t/h (45 bar, fonctionnement au propane ou utilisation du gaz produit). Ces chaudières sont alimentées par une installation de déminéralisation de 15 m3/h et 3 réservoirs tampons de 40 m3. La vapeur sert essentiellement au chauffage des bâtiments et à l'évaporation de l'oxygène, du $CO_2$ et de l'azote liquides.

Les eaux résiduaires (à l'exception de celles provenant des puits de gazéification) sont rassemblées dans un réservoir collecteur de 30 m3. On effectue des contrôles en continu du pH et de la teneur en NaCl et le cas échéant, on ajoute un certain volume d'eau de dilution avant leur évacuation vers l'extérieur.

Les eaux utilisées pour les travaux de forage décantent dans un bassin prévu à cet effet. Les boues déposées sont évacuées dans des décharges spéciales. Les eaux qui accompagnent le gaz produit contiennent des phénols et des crésols. Elles sont transportées en cokerie et traitées avec les eaux résiduaires de celle-ci.

## 4.4. INSTALLATIONS CRYOGENIQUES ($N_2$, $O_2$, $CO_2$)

Initialement, l'azote est prélevé à basse pression à partir d'un réservoir d'azote liquide de 6330 l et il est comprimé par des compresseurs d'air jusqu'à la pression choisie.

A partir de 1983, la capacité de stockage est portée à 21.000 l (13.500 Nm3). L'azote peut donc être utilisé de deux façons :

- soit, prélevé sous une pression de 13 bar en tête du réservoir de stockage et, après réchauffage à la température ambiante, utilisé à basse pression;
- soit, porté sous forme liquide à une pression de 280 bar par des pompes cryogéniques (270 ou 400 Nm3/h) pour être ensuite vaporisé sous pression (500 Nm3/h).

Pour l'azote liquide, on a loué une installation analogue. Après les dernières transformations, cette installation comporte deux réservoirs de stockage (20.000 l + 7.500 l ≈ 23.400 Nm3) avec pompes immergées et réchauffeur vapeur (1000 Nm3/h à 200 bar). Une pompe auxiliaire permet de fournir 500 Nm3/h à 300 bar.

L'installation pour la fourniture de $CO_2$ est également en location. Elle comporte un réservoir à $CO_2$ liquide (16 bar, - 25°C), deux pompes cryogéniques en série et, entre elles, un réservoir sphérique de 2,5 m3 (100 bar). Le $CO_2$ liquide est disponible sous une pression de 280 bar avec un débit maximal de 200 l/h. Ultérieurement, cette installation a vu sa capacité de stockage portée à 11 tonnes et son débit à 2600 kg/h, mais elle n'a plus été utilisée sous cette forme.

## 4.5. PROPANE

On utilise le propane pour alimenter les chaudières à vapeur, pour assurer la combustion du gaz produit et, dans le gazogène, pour faciliter l'allumage du charbon. On a aménagé une zone de stockage bien dégagée pour le propane liquide et ses évaporateurs, suffisamment à l'écart du site expérimental proprement dit.

## 4.6. TRAITEMENT DES GAZ

Un séparateur destiné à assurer la reprise des condensats est monté à la tête du puits de récupération. Ce séparateur est conçu pour fonctionner à une pression de 45 bar. Cependant, dans certaines circonstances, les pressions de récupération peuvent atteindre 175 bar et on a donc installé entre le puits et le séparateur trois vannes de détente en parallèle.

Des dépoussièreurs à multicyclones sont disposés sur la conduite de gaz produit pour ramener la teneur en solides de 7 à 1 g/Nm3 et la granulométrie maximale de 2 mm à 8 µ. Ces dispositifs sont situés à l'amont de tous les appareillages de mesure et d'analyse et doivent donc résister à une pression de 45 bar. Leur vidange est assurée par l'intermédiaire de sas.

Avant d'être libérés à l'atmosphère, les gaz sont brûlés de manière non polluante grâce à une flamme d'appui au propane, soit dans une torchère (pour les petits débits), soit dans un incinérateur de 20 m de haut et 1,80 m de diamètre (pour les gros débits). En outre, on a la possibilité de brûler le gaz dans la grosse chaudière à vapeur.

## 4.7. APPAREILLAGES D'ANALYSE ET DE MESURE

On ne peut évidemment mesurer les températures dans le gazogène. On doit donc se borner à suspendre des thermocouples dans les différents puits de gazéification. Ces thermocouples sont groupés sous forme de faisceaux, solidarisés au train de tubings jusqu'aux dispositifs d'allumage ou encore quelques mètres à l'amont de ceux-ci.

Les pressions d'injection et de récupération sont mesurées en tête de puits. Néanmoins, on relève séparément la pression qui règne dans les tubings et dans les différents espaces annulaires entre tubings et casings. Moyennant une correction calculée en fonction du poids spécifique du fluide dans le puits, on peut ainsi calculer la pression effective qui règne au pied du puits.

Les mesures de débit sont réalisées en continu en relevant les pertes de charge dues à des orifices calibrés (conversion des mesures par ordinateur).

L'analyse des gaz s'effectue en continu en utilisant à la fois des chromatographes en phase gazeuse et des appareils spécifiques pour l'hydrogène (conductibilité thermique), l'oxygène (thermomagnétisme), le méthane, le CO, le $CO_2$ (absorption infra-rouge).

L'analyse des condensats fait appel aux photomètres à filtres, aux pH-mètres digitaux, aux conductivimètres (toutes les 4 heures, détermination de la concentration en ions $Cl^-$, $SO_4^{--}$, $Fe^{2+}$, $Fz^{3+}$, $Ni^{++}$, $NH_4^+$, $CN^-$, $Zn^{2+}$ et $S^{2-}$ et de l'index des phénols.

On a également fait effectuer deux analyses spectroscopiques d'échantillons de goudrons (phase initiale et terminale de la gazéification).

L'Institut Pierre & Marie Curie à Paris a procédé à des analyses isotopiques ($^{13}C$, $^{18}O$, $^{2}H$) sur des échantillons de gaz prélevés à intervalles réguliers. Ces analyses permettent d'étudier les équilibres et la cinématique des réactions.

Enfin des essais de traceurs sont menés essentiellement en vue d'évaluer les durées de séjour des différents constituants dans le réacteur. Dans ce cadre, on a successivement eu recours à l'hélium, au Xenon 133 radioactif et à l'eau lourde.

Tous les paramètres mesurés sont stockés, enregistrés et transformés en continu sur ordinateur de façon à y apporter les corrections nécessaires "on line" et à disposer en permanence d'un état du bilan matières.

## 4.8. TUYAUTERIES

Compte tenu des conditions opératoires changeantes et difficilement prévisibles, on s'est ménagé la possibilité d'utiliser tous les puits aussi bien comme puits d'injection que comme puits de production : ceci implique l'amenée de tous les fluides aux différentes têtes de puits.

Par la force des choses, cette exigence conduit à un réseau de tuyauteries assez complexe. Pour faciliter les permutations, on a fait un large usage des tuyauteries flexibles. Seules les conduites principales (6" et 1,66" pour les puits d'injection, 8" et 1,66" pour le gaz produit) sont assemblées de façon rigide. La figure 11 schématise le flow sheet final d'alimentation des puits I et II.

Mentionnons encore quelques points particuliers :

- l'épaisseur de toutes les tuyauteries en acier destinées au transport du gaz produit est systématiquement augmentée de 1 mm par rapport aux prescriptions DIN habituelles;
- la même démarche est suivie pour les tuyaux flexibles : on a systématiquement porté son choix sur une qualité supérieure à celle préconisée par le constructeur, compte tenu des températures et pressions d'utilisation. En outre, ces flexibles sont remplacés plus tôt que prévu;
- la vitesse d'écoulement de l'oxygène est limitée à 9 m/sec. et les conduites destinées au transport de ce fluide sont uniquement en inox ou en cuivre;
- les conduites dans lesquelles la pression des gaz dépasse 15 bar sont systématiquement pourvues de soupapes de sécurité et de disques de rupture. Les conduites principales d'alimentation ou de départ (vers où à partir des puits) sont équipées de vannes d'arrêt télécommandées. Ces différentes mesures permettent de respecter les prescriptions existantes;
- les conduites qui véhiculent des gaz chauds et humides sont systématiquement calorifugées; dans de nombreux cas, elles sont réchauffées par un traçage vapeur de façon à prévenir les condensations;
- aux alentours des puits et des brides de connexion, on définit des zones de sécurité où le matériel électrique est soit antidéflagrant, soit de sécurité intrinsèque. Par ailleurs, on y effectue des contrôles périodiques de la teneur en CO.

## 5. ETUDE DE LA PERMEABILITE

### 5.1. DONNEES GEOLOGIQUES

Les indications de la géologie régionale et l'analyse des sondages confirment que l'ensemble de la zone a été soumis à des poussées dirigées du sud vers le nord. Si le site de Thulin lui-même n'est pas traversé par d'importants dérangements tectoniques, on y observe cependant un grand nombre de petites surfaces de charriage qui recoupent le massif sous un angle de pente légèrement inférieur à celui de la stratification et qui suivent, de préférence, les bancs schisteux tendres ainsi que les couches de charbon. Ces couches de charbon peuvent localement subir de fortes déformations ou encore être entièrement laminées.De ce fait, la composition des couches n'est pas constante et la corrélation entre laies de charbon est difficile à établir. C'est ainsi que dans le puits IV, la couche est pratiquement disparue (figure 12).

En vue de prédéterminer la direction préférentielle de la perméabilité, on a étudié sur les carottes de forage la géométrie des clivages et de la structure tectonique du charbon.

On peut déduire de cette étude les conclusions suivantes :

- du fait de déformations tectoniques, le charbon a été désagrégé par processus de cisaillement en lamelles minces dont l'épaisseur est de l'ordre du millimètre;
- le charbon dans les lamelles est souvent écrasé sous forme de mylonite (poudre) de charbon;
- les surfaces de cisaillement sont extrêmement lisses et étanches : elles sont très peu rugueuses si on les compare aux surfaces des clivages;
- la direction et la pente de la majorité des surfaces de cisaillement sont similaires à la direction et à la pente de la stratification (ESE-ONO, ou sud);
- quelques surfaces de cisaillement à direction identique ont un pendage nord;
- dans le puits IV, on observe des situations complexes en matière de direction et de pendage des surfaces de cisaillement; en outre, on ne relève aucun indice de failles à fort pendage (appartenant à une tectonique plus récente).

En conclusion, on peut constater que :

- en cas de désagrégation, les surfaces de cisaillement constituent les voies de migration préférées pour les fluides injectés;
- compte tenu de la pression lithostatique, la ligne d'intersection est-ouest des surfaces de cisaillement à pendage sud et nord représente la direction préférentielle de la perméabilité;
- le charbon se détache facilement du front sous forme de petits morceaux (de l'ordre de quelques cm).

Ces conclusions se confirment au cours de l'expérience de gazéification : les carottes sont cependant trop friables que pour permettre une mesure directe de la perméabilité, mais, dans des gisements analogues, on a mesuré des valeurs de 0,003 à 1,37 md. La perméabilité des roches encaissantes et des intercalaires est nettement plus faible et oscille entre 0,00006 et 0,008 md.

## 5.2. PRESSION PREEXISTANT DANS LE GISEMENT

Au cours de la période qui s'étend de l'achèvement des travaux de forage (juin 80) jusqu'au 16 février 81, on a observé l'évolution du niveau de l'eau dans les quatre puits initialement noyés.

Dans le puits III, le niveau d'eau décline rapidement pour se stabiliser à - 69,6 m. Dans les autres puits, l'évolution est beaucoup plus lente et la pression d'équilibre ne peut être évaluée que par extrapolation logarithmique des mesures. La pression absolue dans les quatre puits (ramenée au niveau de la couche) s'établit entre 79,2 et 81,6 bar, ce qui correspond à 95 % de la pression hydrostatique maximale à la même profondeur.

## 5.3. INJECTION ET COMMUNICATION A L'EAU

On a évalué la perméabilité initiale de la couche de charbon en réalisant pendant une période de 7 jours une injection d'eau par les 4 puits. La pression d'injection s'est stabilisée entre 36 et 38 bar en surface (Water Acceptance Test). Après 3,5 jours d'injection, le débit d'injection s'est stabilisé à une valeur de 84 l/heure. Ensuite, on ferme les puits pendant 14 jours et on observe la courbe de décroissance de la pression en tête de puits (Fall Off Test).

Ces mesures permettent de déterminer pour les puits I, II et IV une perméabilité apparente comprise entre 0,006 et 0,09 md. Pour le puits III, la valeur de la perméabilité est environ 50 fois plus élevée et ceci peut être attribué à la présence d'une formation particulièrement perméable sise plus bas que la couche et recoupée par le puits. Après cimentation de la partie inférieure de ce puits (jusqu'à 882 m) on obtient des chiffres de perméabilité comparables à ceux des autres puits.

## 5.4. VARIATION DE LA PERMEABILITE EN FONCTION DE LA PRESSION

Entre le 10 mars et le 18 mai 1981, on a injecté de l'eau sous pression via le puits central (II) en direction des puits périphériques. La diminution de la pression de récupération (obtenue en faisant descendre le niveau de l'eau dans les puits périphériques exutoires) n'exerce qu'une faible influence sur le débit. Par contre, l'accroissement de la pression d'injection augmente spectaculairement, non seulement le débit mais aussi la perméabilité.

Quand la pression d'injection (ramenée au niveau de la couche) augmente de 124 à 221 bar, la valeur de la perméabilité triple et, entre 221 et 260 bar, cette valeur devient 40 à 50 fois plus importante. Il semble qu'il existe une pression "seuil" ou encore pression de fracking dont la valeur est voisine de la pression lithostatique dans le gisement (pression de fracking minimale) (figure 14).

En deça de cette pression seuil, la perméabilité est une fonction linéaire de la pression d'injection et, au delà, une fonction à la 3ème puissance. Dans les puits exutoires, l'effet d'un accroissement de la pression d'injection devient perceptible après une période variant entre 3 et 28 heures.

Au total, on récupère environ 10 % du débit injecté : le solde se disperse probablement dans la couche et dans toutes les directions. On observe une direction privilégiée d'écoulement du puits II vers le puits III en conformité avec la structure géologique (temps de réponse).

Les essais d'écoulement d'eau et les variations de pression inhérentes ont provoqué dans les puits I et II un effritement des parois à hauteur de la couche (fluage de charbon) et la formation de bouchons de fines particules dans la partie inférieure des puits. Il a fallu procéder au curage de ces puits et à la pose de crépines (liners) à hauteur de la couche (21/9 au 10/10/81).

## 5.5. INJECTIONS D'AZOTE

Entre le 21 novembre et le 1er décembre 82, on mène des essais similaires (Gas Acceptance Test + Fall Off Test) avec de l'azote et de l'air sous pression élevée (215 à 230 bar) (figure 15).

Il existe une assez bonne corrélation entre les résultats déduits des deux méthodes (0,2 à 1,2 md); cependant, les résultats obtenus avec les gaz sont moins dépendants de la pression qu'avec les liquides, pour la même gamme de pressions. Des considérations théoriques permettent d'expliquer cette différence de comportement.

Des tests de communication d'un puits vers l'autre, impliquant des injections de 250 à 320 Nm3/h à une pression de l'ordre de 200 bar ont fourni des taux de récupération de 1 à 10 %. On n'observe pas de symétrie d'écoulement entre puits voisins mais, selon la position des puits, une partie plus ou moins importante du débit peut se disperser dans le gisement vierge.

La direction I-II ou II-I semble plus avantageuse que les autres.

En règle générale, au début de chaque essai, on observe une période transitoire de quelques heures au cours de laquelle le gaz remplit les pores de charbon.

Entre le 4 et le 6 janvier 82, on procède à un essai de communication à l'air (débit injecté 260 Nm3/h) du puits I vers le puits II sous une pression moyenne de 208 bar; les injections d'air du puits I sont interrompues toutes les 8 heures pour injecter 300 l d'eau en vue de limiter les risques d'auto-inflammation de charbon. Le débit récupéré a oscillé entre 25 et 65 Nm3/h (taux de récupération : 12 à 24 %). On peut supposer que l'amélioration du taux de récupération est due aux injections d'eau qui colmatent progressivement les fissures du charbon dans les directions dépourvues d'exutoire.

## 5.6. ESSAIS ULTERIEURS

Pendant toute la durée de l'expérience, l'évolution de la perméabilité est restée un souci majeur pour les chercheurs.

A l'issue de la première série d'essais de rétrocombustion, on procède de nouveau à des tests en utilisant un mélange spécial d'azote et d'air appauvri en $O_2$ (novembre 82).

On injecte dans le puits I des débits compris entre 230 et 415 Nm3/h sous une pression de 250 bar et on récupère au puits II de 13 à 69 Nm3/h (soit 6 à 17 % du taux de récupération). Ces chiffres restent comparables à ceux obtenus au début de l'année 1982.

A l'issue de l'expérience de gazéification, au mois de mai 87, on effectue des tests de communication à l'azote. Des débits de l'ordre de 310 Nm3/h sont injectés par le puits I sous une pression de 250 bar. Le débit de gaz récupéré (à savoir 100 Nm3/h d'azote et 30 Nm3/h de $CO_2$) correspond à un taux de récupération de 32 %. Il faut cependant reconnaître qu'entretemps les circonstances ont fondamentalement changé (forage d'un chenal de liaison qui s'est colmaté ultérieurement, cokéfaction d'une partie de la couche ...).

## 5.7. CONCLUSIONS

- Sur base des mesures réalisées sur le site, on peut déterminer la pression des fluides préexistant dans la couche à Thulin (eau + méthane); celle-ci est d'environ 82 bar et représente 95 % de la pression hydrostatique maximale. Par contre, la contrainte minimale de fracking (provoquant l'ouverture des fissures par l'eau) se situe aux alentours de 200 bar, ce qui est équivalent, en ordre de grandeur, à la pression lithostatique.

- Dans le cas de pressions d'injection faibles, la perméabilité à l'eau est plus réduite que la perméabilité au gaz. Cependant, lorsqu'on atteint, avec l'eau, la pression dite de "fracking", la perméabilité augmente alors beaucoup plus rapidement (sa croissance est fonction de la 3ème puissance de la surpression).

- La perméabilité varie en fonction de la direction mais la direction optimale n'est pas identique pour l'air (OSO-ENE, perpendiculaire en plans de charriage) et pour l'eau après fracking (NNO-SSE).

- Le taux de récupération dépend de l'orientation et du sens d'écoulement. Il peut être affecté par la présence d'eau colmatant les fissures du charbon dans les directions où il n'existe pas d'exutoire.

## 6. ESSAIS DE RETROCOMBUSTION

### 6.1. OBJECTIFS

Le but de cette opération consiste à créer, entre deux puits, par combustion dans la couche, un chenal perméable à partir duquel la gazéification proprement dite pourra se développer.

A cet effet, le charbon est mis à feu dans le puits de récupération (puits II) par l'intermédiaire d'une résistance électrique ou d'un brûleur. Simultanément, on injecte de l'air sous pression élevée dans le puits d'injection (puits I). L'air filtrant en direction du puits II doit alimenter le processus de combustion. Par suite de la perméabilité réduite, la vitesse d'écoulement du fluide est faible; de ce fait, on escompte que la combustion va se déplacer vers l'amont et, qu'une fois le chenal amorcé, le débit de gaz suivra la voie la moins résistante et allongera dès lors le chenal en question. C'est à tout le moins ce que l'on constate lors d'essais effectuées en laboratoire ou à faible profondeur sous une pression de quelques bars.

### 6.2. EQUIPEMENT DES PUITS

Le casing 7" est évidemment interrompu à hauteur de la couche de charbon. Cette zone est protégée par un tube perforé de 5 1/2" (appelé liner). Des liners de ce type sont par essence soumis à de fortes actions corrosives et doivent faire l'objet, au fil du temps, de fréquents remplacements (figure 16).

En outre, les puits I, II et III sont équipés sur toute leur longueur d'un train de tubings de 45 mm de diamètre extérieur : le placement de dispositifs de centrage sur ce train permet d'assurer un bon positionnement de cette ligne dans le puits. Un des principaux rôles de ce train de tubings est d'assurer l'évacuation des venues d'eau par air lifting à partir du fonds des puits.

Les lignes de tubings subissent de fortes corrosions. C'est ainsi que, en avril 83, dans le puits I, on a remplacé cette ligne par un nouveau train en inox (pour le tronçon inférieur) et en acier au carbone (ADBGM et ADB) (pour la partie supérieure). Dans le puits II, en février 82 déjà, les tubings atteints par la corrosion sont remplacés par une ligne en acier de 2" de diamètre et, en septembre 83, par une colonne 1,66" API qui elle-même doit être renouvelée à quatre reprises (novembre 83, janvier 84, avril et mai 84) en raison de ruptures dues à des phénomènes de corrosion fissurante sous tension.

Pour pouvoir amorcer la rétrocombustion, la ligne de tubings du puits II est pourvue à sa partie inférieure d'un allumeur électrique de 35 kW (figure 17) mis hors service à deux reprises : la première fois, en raison d'un court-circuit (février 82) et la seconde fois, par suite d'un défaut d'isolement (mai 82). En septembre 83, on substitue à ce dispositif une "torche" (figure 18) composée d'anneaux en céramique poreuse disposés autour du tubing; un tube macaroni alimente cette torche en combustible et le répartit sur toute la périphérie annulaire. Le tubing proprement dit se prolonge vers le bas, au delà du brûleur, de façon à exhaurer l'eau à un niveau inférieur. Le combustible (fuel, méthane ou propane) est mis à feu par injection de TEB (triéthylborane liquide qui s'inflamme spontanément en présence d'air) fourni par un autre tube macaroni.

En plus des tubes macaroni, le tubing porte également trois thermocouples destinés à mesurer la température au-dessus et en dessous de la torche.

## 6.3. PREMIERE SERIE D'ESSAIS

La première tentative de mise à feu (comportant une vidange de l'eau et un allumage au puits II sous une pression de 189 bar) est interrompue par un court-circuit, vraisemblablement au niveau d'une connexion entre câbles d'alimentation de l'allumeur (février 82).

Le 1er avril 82, on a procédé à une nouvelle tentative. L'air réchauffé à 115°C par l'allumeur électrique disposé 28 m au-dessus de la couche est injecté sous une pression de 200 bar dans la couche (débit injecté 260 Nm3/h). L'allumage est caractérisé par une forte diminution de la perméabilité. On ne peut maintenir la combustion en raison du faible débit d'air qui filtre à partir du puits I. Néanmoins, à l'issue de trois essais, le feu peut être réactivé par injection d'air dans le puits II.

Le premier essai de rétrocombustion démarre le 11 mai 1982 : la pression dans le puits I s'établit à ce moment à 220 bar et celle du puits II est ramenée à 55 bar : le débit injecté est de 483 Nm3/h et le débit récupéré de 100 Nm3/h. Cependant, la teneur en $CO_2$ du gaz sortant diminue régulièrement (de 14 % à 3 %). L'essai se termine le 15 mai par une auto-inflammation du charbon au puits I.

L'auto-inflammation du charbon au voisinage du puits d'injection présente deux inconvénient majeurs : elle réduit considérablement l'injectabilité de la veine et consomme l'oxygène de l'air, ce qui le rend impropre à alimenter un foyer de rétrocombustion aux alentours du puits II.

On tente de pallier ces difficultés par divers moyens :

- on met sous eau le pied du puits I : cette opération a été répétée plusieurs fois
- on inverse à plusieurs reprises le sens d'écoulement de l'air entre puits
- on procède à de brusques alternances de mise en pression et de décompression en vue de disloquer la zone de charbon affectée.

Après 6 semaines (le 2 juillet), la perméabilité s'est suffisamment améliorée pour permettre une reprise des essais dans des conditions normales (du puits I vers le puits II : 300 Nm3/h injectés sous une pression qui régresse progressivement de 260 à 230 bar).

Au cours des trois mois suivants (juillet-septembre 82), les résultats s'améliorent temporairement (réactivation peu stable des foyers de combustion au voisinage du puits II; débit sortant jusqu'à 60 Nm3/h d'un gaz tenant 14 % d'$O_2$ et 8 % de $CO_2$) pour se dégrader ultérieurement : les foyers autour du puits II ne s'étendent pas.

Pendant une période de deux semaines (jusqu'au 14/10), on inverse à nouveau le sens d'écoulement (cette fois, du puits II vers le puits I) mais sans succès (le débit se réduit encore) et l'essai est interrompu.

## 6.4. TRAVAUX DE REMISE EN ETAT

Le réacteur souterrain est tout d'abord mis sous eau en vue de le refroidir et d'en améliorer la perméabilité. On exécute ensuite de nouveaux tests de communication (5.5).

Le train de tubings du puits II, affecté par la corrosion, est remplacé par une nouvelle ligne en acier inoxydable, de plus petit diamètre, destinée à permettre l'évacuation de l'eau même dans le cas d'un faible débit de gaz. Pour maintenir le niveau d'eau le plus bas possible, on descend cette nouvelle ligne à une profondeur maximale. L'allumeur électrique est remplacé par une torche d'allumage à fuel (6.1).

En vue de réduire les risques d'auto-inflammation au puits I, on décide d'abaisser la teneur en oxygène de l'air injecté et de refroidir le pied du puits par un apport de $CO_2$ liquide (120 kg de $CO_2$ et 500 Nm3/h d'air).

On procède également au remplacement des liners et à l'élimination d'un important volume d'éboulis qui envahissent le pied du puits II. Ces mesures améliorent la liaison entre puits (processus de filtration via la couche Léopold et le sillon supérieur de la couche Charles).

## 6.5. DEUXIEME SERIE D'ESSAIS

De juillet à novembre 83, on procède à l'assèchement et au refroidissement de la couche par des opérations d'air-lifting dans les puits et par des injections de $CO_2$ et de $N_2$ dans la couche.

Une première tentative de mise à feu de la torche (9 septembre) est interrompue par une auto-inflammation dans le puits I et par une rupture de tubing dans le puits II.

Au cours des premiers jours du mois de décembre, tout en maintenant un apport de $N_2$ et de $CO_2$, on injecte également un peu de propane en vue de favoriser la propagation de la combustion.

La nouvelle mise à feu de la torche au puits II s'effectue au TEB le 5 décembre 83 et 270 Nm3/h d'air sont injectés dans le puits I. 34 h plus tard, on enregistre une nouvelle auto-inflammation dans le puits I. On arrête alors l'injection de propane. Après quelques jours, les foyers s'éteignent spontanément aux 2 puits.

Le 20 décembre 83, on procède à une troisième opération d'allumage au puits II : celle-ci s'effectue en injectant l'air sous une pression variant de 130 à 220 bar, dans l'espace annulaire compris entre la ligne de tubings et le casing. On réussit cette fois à fournir au charbon présent au pied du puits II des quantités de chaleur suffisantes pour y maintenir une combustion stable. On récupère des volumes de gaz avec des teneurs en $CO_2$ de 15 à 19 % et des teneurs en $O_2$ de 4 à 12 %.

Mais, une fois de plus, la ligne de tubings est mise hors service sous les effets de la corrosion (26/12/83) et le 16 janvier 84, l'expérience est de nouveau interrompue. Au cours de cette période, on doit éliminer des volumes d'eau relativement importants (30 l/h).

Le puits II est dégagé jusqu'au niveau de la couche et on y met en place une nouvelle ligne de tubings (sans brûleur).

A partir du 3/2/84, on reprend l'injection au puits I (250 Nm3/h d'air avec 10 % de $CO_2$ sous une pression de 250 bar et à partir du 15/2/84, 600 Nm3/h d'air sous une pression de 270 bar). On récupère dans ces conditions à peu près 140 Nm3/h d'un gaz tenant 11 % $O_2$ et 17 % de $CO_2$. Cette composition parait résulter de l'existence de foyers de combustion à co-courant dispersés dans des fissures autour du puits d'injection.

Pour favoriser la naissance de nouveaux foyers autour du puits II, on décide d'y relever la pression partielle d'oxygène en y portant la contrepression à 100 bar. On procède également à des adjonctions de propane à l'air d'injection tout en réduisant la teneur de $CO_2$ mais l'effet de ces mesures est peu sensible.

Le 19 mars 83, on constate un accroissement de la teneur en $CO_2$ (20 %) et une diminution de la teneur en $O_2$ (5 %) dans le gaz produit : ces conditions caractérisent la naissance d'un foyer de combustion aux alentours du puits II. Mais, le 22 mars, l'expérience est à nouveau interrompue par une rupture de tubing. Lors des opérations de nettoyage, on constate que le puits ne peut être dégagé que jusqu'à 862,3 m de profondeur, c'est-à-dire 2 m au-dessus de la couche.

Le 14 avril, on reprend l'injection dans des conditions analogues (600 Nm3/h d'air avec 10 % de $CO_2$ dans le puits I, contrepression de 100 bar au puits II avec taux de récupération de 25 %).

Du 19 au 30 avril, on enregistre un accroissement de la température mesurée au pied du puits II (400-500°C), la disparition de l'oxygène dans le gaz et l'apparition d'un gaz combustible : 2...4 % $CH_4$, 6...8 % CO, 4...5 % $H_2$, d'un pouvoir calorifique compris entre 2000 et 2500 kJ/Nm3. Ces conditions témoignent clairement d'une inflammation spontanée et du développement d'un gazogène aux alentours du puits II. Ce gazogène est vraisemblablement alimenté par une filtration d'air dans le sillon supérieur ou un by-pass dans le toit de la couche. Aucune indication ne permet cependant de penser qu'il y a création d'un chenal.

Une réduction de la contrepression (de 100 à 50 bar) donne de mauvais résultats. Le colmatage du train de tubings suscite également des difficultés.

Au cours de la nuit du 30 avril au 1er mai, on enregistre de nouveau une rupture du tubing, et le 7 mai, l'essai est définitivement arrêté. Toutes les tentatives de repêchage ou d'élimination totale par fraisage des tubings restés au fond du puits se soldent par des échecs. Le puits n'est désormais accessible que jusqu'à 851 m de profondeur, soit 15 m au-dessus de la couche.

## 6.6. CONCLUSIONS

Un processus d'exhaure efficace est indispendable pour assurer l'évacuation de l'eau qui s'accumule au fond du puits. Dans cette optique, l'extrémité du train de tubings doit se trouver à un niveau suffisant sous la couche. Ceci n'a pas toujours été possible au cours des essais, en raison de la présence d'éboulis et de débris de tubings qu'on n'est pas parvenu à éliminer intégralement. Dans ces conditions, l'eau excédentaire éteint évidemment les foyers. En outre, la présence d'eau liquide favorise les phénomènes de corrosion rapide et les ruptures de tubings.

Le charbon vierge in situ est peu réactif : les réactions d'oxydation ne peuvent se développer que dans les zones détendues autour des puits (zones de fluage du charbon).

L'auto-inflammation de charbon plus ou moins désagrégé aux alentours du puits d'injection réduit sensiblement la perméabilité et la concentration en oxygène de l'agent gazéifiant est trop faible lorsqu'il atteint le puits de production. Cependant, en accroissant la pression d'injection, on refoule le feu dans les fissures ce qui empêche le développement d'un foyer de combustion régulier et provoque finalement une extinction "spontanée" du feu.

L'allumage du charbon au puits de production par conductibilité thermique à travers le liner est un procédé peu efficace. Cependant, en faisant fonctionner la torche sous une pression élevée, on parvient à injecter des fumées chaudes dans le charbon et, dès lors, à y développer un foyer actif.

L'objectif initialement visé, à savoir la création d'un chenal à contre-courant qui permet d'obtenir une "connexion" entre puits à faible profondeur, apparaît irréalisable à grande profondeur. L'existence d'une pression lithostatique élevée a pour conséquence de refermer les fissures, ce qui entraîne une diffusion du gaz dans un grand nombre de très petits pores (de quelques microns). Ces conditions s'opposent à l'amorçage de toute voie préférentielle à partir de laquelle un chenal pourrait se créer.

Toutes ces raisons nous poussent donc à envisager une méthode de liaison tout à fait différente.

## 7. SONDAGES DIRIGES

### 7.1. CONCEPT

Compte tenu de la difficulté, voire de l'impossibilité d'établir une liaison entre puits par rétrocombustion, on s'est tourné vers la technique des sondages déviés qui a connu au cours des dernières années un développement important dans l'industrie pétrolière. Pour des raisons économiques, on décide de réaliser une déviation en partant d'un des deux puits existants. Par ailleurs, les dimensions limitées du site ne permettent pas de recourir à la technique des puits déviés à grand rayon de courbure (150 m).

On a donc choisi l'option suivante : réaliser une déviation à faible rayon (12 m) au départ du puits I et la poursuivre par un drainhole horizontal dans la couche en direction du puits II.

Ce choix présente, entre autres, les avantages suivants :

- les puits conservent des fonctions identiques à celles remplies au cours des expériences précédentes
- si, au départ du puits I, on manque l'objectif (puits II), on peut encore se tirer d'affaire en poursuivant le drainhole en direction du puits III.

Dans des conditions très favorables, on pourrait même réaliser une liaison directe puits I -> puits III (60 m).

Compte tenu des limites de précision (± 20°) concernant l'azimut de la déviation horizontale (drainhole), on ne peut guère tabler sur une recoupe possible du puits II, ni même de la zone affectée par la combustion autour de ce puits. C'est pourquoi on prévoit qu'après achèvement du drainhole et détermination précise de sa localisation par rapport au puits I, on effectuera au départ du puits II une déviation subverticale (sidetrack) qui devra aboutir - grâce à l'utilisation d'un moteur fond de trou - dans le voisinage immédiat du drainhole.

Le linking final peut se réaliser soit par combustion soit en recourant à une pression hydraulique.

### 7.2. PUITS D'INJECTION I - DRAINHOLE

#### 7.2.1. Travaux préparatoires

Pour être en mesure de préparer le point de départ (KOP) de la déviation latérale, 10 m au-dessus de la couche (c'est-à-dire à 854 m de profondeur), il faut tout d'abord nettoyer et reconditionner le puits I jusqu'à la cote 870 m et éliminer par fraisage le tronçon inférieur du casing (entre 854 m et 862 m). Ensuite, il est nécessaire d'aléser à 11" de diamètre la zone comprise entre 854 m et 870 m et de la cimenter sous pression de façon à pratiquer finalement dans ce "pilier" de ciment de 280 mm de diamètre, un cylindre "sain" de 6 1/8" (155 mm). L'ensemble de ces opérations débute en juin 85 : leur réalisation ne va pas sans peine. La présence de débris métalliques ne permet pas l'effacement complet des bras de l'outil d'alésage (utilisé pour augmenter le diamètre en dessous du casing 7") qui dès lors ne peut être remonté qu'aux prix de grosses difficultés.

Par ailleurs, les travaux de cimentation doivent être répétés à 5 reprises avant d'aboutir à un "pilier" de ciment de qualité satisfaisante. Les travaux préparatoires s'achèvent le 27 août 85.

On procède alors, une nouvelle fois, à la mesure de la trajectoire du puits I; il s'agit d'une mesure très précise effectuée au gyroscope (13/9/85). On trouve une différence de 9 m au niveau de 854 m, point de départ prévu de la déviation par rapport aux mesures antérieures de 1978.

7.2.2. Travaux de forage proprement dits

On est dès lors en mesure de s'attaquer au forage du drainhole proprement dit.

A la cote 854 m, dans la nouvelle section de 6 1/8", il faut d'abord procéder à la pose et à l'orientation d'un whipstock à l'aplomb d'un dispositif d'étanchéité (packer) bloqué par dilatation. Pour des raisons diverses (profil irrégulier de la nouvelle section, erreur de mesure, imperfections dans la rectilinéarité du whipstock, mauvais fonctionnement du packer), on ne peut correctement poser l'ensemble qu'à la cinquième tentative (figure 19).

L'amorçage de la déviation (sur quelques décimètres) s'effectue avec des outils de coupe conventionnels qui entament latéralement le pilier de ciment, par l'effet de guidage du sifflet.

Pour le fonçage du tronçon courbe du drainhole (rayon 12,5 m), on recourt à des tiges de forage articulées ("drive pipe" flexibles dans toutes les directions) qui tournent à l'intérieur d'une tige de guidage fixe, flexible dans une seule direction laquelle progresse suivant l'orientation déterminée dans le forage (curved drill guide). Entre le tube de guidage et le taillant de forage, on dispose un raccord coudé (bent-sub) qui maintient le rayon de courbure imposé (figure 20).

On fore lentement (2 à 3 h par mètre) avec un taillant de 6" (poussée sur l'outil : 1 tonne - vitesse de rotation 50 tours/min.). Après 30 cm d'avancement (ultérieurement, tous les mètres), on procède à des opérations répétées de retrait et de réinsertion de la garniture sur quelques mètres de façon à adapter la tige de guidage à la trajectoire imposée.

Après 10 mètres, le forage recoupe la couche de charbon (figure 21). L'ensemble de la garniture de forage est remonté après forage de 12 m, de 16,5 m et de 19,9 m (c'est-à-dire au terme du tronçon en courbe). Ce retrait est imposé par la nécessité de contrôler azimut et pente de la trajectoire au moyen d'un dispositif magnétique "multishot" et de tiges flexibles en aluminium. Ces mesures ont montré que si le rayon de courbure est correct, l'azimut, par contre, dévie de 20° vers le sud. Les tentatives de correction (modification du bent-sub derrière le taillant) restent infructueuses. Par contre, on doit faire face à des difficultés : éboulements dans la partie forée (on doit forer à nouveau certains tronçons), venues de gaz (azote provenant d'injections antérieures) qui entraînent une dégradation de la qualité de la boue (la densité doit être relevée de 1,07 à 1,3).

Pour la réalisation du tronçon horizontal du drainhole, on intercale derrière l'outil de coupe un "stabilisateur" fixe d'un diamètre légèrement inférieur à celui du taillant (maintien de l'azimut). On rencontre de nouveau des difficultés dues aux éboulements de charbon et au blocage du stabilisateur.

On augmente la densité de la boue jusqu'à une valeur de 1,7, le taillant à molettes est remplacé par un dragbit (trépan à lames) et on fore certains tronçons sans stabilisateur. On procède encore à quatre reprises à des mesures d'orientation.

Après avoir foré une longueur totale de 40 m (dont 31 m dans le charbon), on observe dans les cuttings la présence de particules de calcite et de schistes au voisinage d'un dérangement tectonique probable. Les travaux de forage sont donc arrêtés (le 6 octobre 85).

A cet endroit, le drainhole se situe à peu près à 16 m du puits II (c'est-à-dire à environ 11 m de la cible, ce qui correspond aux prévisions) (figure 22).

7.2.3. Liner flexible

Le 7 octobre, immédiatement après achèvement du forage, on procède à la mise en place d'un liner flexible dans le drainhole. Compte tenu du caractère friable du charbon, cette mesure est jugée à priori indispensable et les expériences acquises lors des travaux confirment amplement ce point de vue.

Avant sa réalisation définitive, le liner flexible fait l'objet d'études fondamentales et est soumis à des tests spéciaux. Les conditions suivantes doivent être remplies :

- le tube doit être suffisamment résistant et les découpes suffisamment étanches pour être en mesure de résister aux pression de terrains et prévenir toute intrusion de fines ou d'eau à l'intérieur;
- il doit être suffisamment flexible pour être inséré dans une courbe dotée d'un rayon de 12,5 m;
- il doit pouvoir transmettre des couples de torsions (introduction avec rotation);
- le tube doit pouvoir être détruit par combustion sous pression élevée (éventuellement à l'oxygène) de façon à permettre une rétraction du point d'injection de l'agent gazéifiant en fonction de l'avancement du processus de gazéification souterraine.

On a procédé à des expériences fondamentales sur trois types de liners. On a construit sur le site un banc d'essai (chenal en courbe bétonné) représentant le drainhole et on y a simulé les procédures d'insertion du liner dans le sondage ainsi que l'introduction d'un faisceau de thermocouples et de tubes de faible diamètre dans le liner lui-même.

La composition définitive du liner flexible se présente comme suit (figure 23) :

- un patin de guidage conique (avec orifices longitudinaux en vue de faciliter la circulation de la boue);
- 10 éléments de 4 m de longueur de liners flexibles à découpes : ces éléments sont composés de tronçon de ± 50 cm de longueur avec découpes articulées en "puzzle". Ils sont munis d'une garniture interne en caoutchouc. Extérieurement, on les dote de "protecteurs" métalliques qui visent à éviter l'intrusion de charbon dans les découpes (figure 24);

- le liner flexible est prolongé vers l'amont par un tronçon de 62,50 m de tubings rigides de 5" (dans la partie verticale du puits);
- ce tubing est fixé dans le casing 7", 65 m au-dessus de la couche, à l'aide d'un "liner hanger" qui solidarise donc le liner flexible et son extension au casing 7". La partie supérieure du liner hanger est dotée d'un P.B.R. (polished bore receptacle) : son rôle principal est d'assurer une liaison étanche entre le receptacle et le train de tubing de 5" qui le prolonge jusqu'à la tête de puits (figure 25).

Grâce à ces précautions, le placement du liner flexible (à l'aide des tiges de forage) et son ancrage dans le casing via le liner hanger se déroulent sans incidents (7/10/85) en l'espace de 2 heures. Le jour suivant, on raccorde le train de tubings de 5" qui assure la jonction entre la tête de puits et le P.B.R.

## 7.3. PUITS DE PRODUCTION ET SIDETRACK

### 7.3.1. Travaux préparatoires

Comme les rayons de courbure dans le puits II sont importants, on peut donc y utiliser des outils conventionnels pour réaliser la déviation. On souhaite ici recouper la couche à un endroit déterminé, soit à environ 16 m au sud de la recoupe originelle du puits II et aussi près que possible du drainhole foré à partir du puits I. Pour ces raisons, on utilise un moteur "fond de trou" type Navidrill Mach 4 (diamètre extérieur 4 1/2") avec tricônes de 6" ou 6 1/8" (figure 26).

On a calculé à l'ordinateur la trajectoire idéale du sondage dévié de manière à atteindre la cible avec un rayon de courbure minimal (et donc de forer en se rapprochant davantage de la verticale et en poussant plus au sud que la trajectoire initiale). La trajectoire réelle est mesurée au cours des opérations de forage et pendant les interruptions grâce à des systèmes magnétiques et gyroscopiques.

Le travail commence le 11/12/85 par la cimentation complète de la partie inférieure du puits II, le fraisage du casing 7" entre 654 et 686 m, l'alésage à 8" ou 8 1/2" de la section ainsi libérée et sa nouvelle cimentation (niveau supérieur du ciment à 656 m).

### 7.3.2. Opérations de forage

Pour imprimer une déviation de trajectoire à partir du bouchon de ciment, le Navidrill est équipé d'un raccord coudé (bent-sub) de 1,5°. Après 12 m d'avancement, on enregistre des blocages répétés, ce qui nous conduit à recourir à une garniture de forage classique (tricône et système rotary) de façon à éliminer d'éventuels copeaux métalliques subsistant du casing 7". Hélas, cette "garniture" suit la trace cimentée de l'ancien puits, ce qui nous oblige à réaliser une nouvelle opération de cimentation.

Au cours de la seconde tentative, on fore lentement avec le moteur "fond de trou" et après 14 m, on réussit à quitter la zone cimentée voisine du puits initial. Cependant, à la cote 791 m, on réalise que la dérive vers le nord est trop importante. On décide donc de recimenter les 120 derniers mètres de trajectoire et de reprendre le forage à 672 m, d'abord lentement, plus rapidement ensuite, afin de s'éloigner suffisamment des trajectoires précédentes (on refore ainsi 215 m en 14 jours).

On enregistre une usure importante sur les outils (due à la présence de grès ainsi qu'à une vitesse de rotation trop importante pour les tricônes). Les 33 derniers mètres sont forés de façon conventionnelle (système rotary) (figure 27).

On recoupe la couche Léopold Charles entre 866 m et 871 m (le 1/2/86).

7.3.3. Réalisation de la liaison finale

La mesure d'anomalies magnétiques dans le sidetrack jointe à d'autres observations nous permet d'estimer que la recoupe de la couche s'est effectuée à 2 ou 3 m du drainhole (soit à environ 4 à 8 m du sabot de guidage du liner flexible).

Au cours du forage du sidetrack, on maintient une pression de 50 à 60 bar en surface (soit 140 bar avant recoupe de la couche) et le débit de "fuite" est de 0,5 l/heure. Ce débit atteint 1,5 l/heure au moment de la recoupe de la couche. En portant la pression d'eau du puits I à 175 bar (soit 259 bar au fond), on établit la communication qui se matérialise par une éruption de boues de forage au puits II. Par la suite, on maintient une circulation d'eau (117 l/h) à partir du puits I, avec une perte de charge qui devient rapidement négligeable.

A l'issue de ce "percement", on récupère en surface, par l'action d'un taillant de 6" descendu au puits II, environ 50 kg de fines de charbon entre les niveaux 860 et 862 m. Les parois de cette communication paraissent cependant conserver une certaine stabilité.

7.3.4. Finition et équipement

A partir du 15 février 86, on procède à l'élargissement de la partie déviée du puits II (sidetrack) en utilisant un outil aléseur qui porte le diamètre de ce tronçon de 6" à 8 1/2". On y installe ensuite un casing de 5 1/2". Pour la cimentation de ce casing, on recourt à des techniques classiques mais dont la mise en oeuvre est assez complexe; en effet, d'une part, on ne veut pas cimenter la couche recoupée et, d'autre part, on souhaite réaliser entre les cotes 610 m et 654 m une cimentation étanche entre le casing 7" et le casing 5 1/2".

Il faut donc injecter un volume bien déterminé de ciment entre une ombrelle de cimentation (cement basket) à 861 m et le niveau de 610 m. En raison du diamètre irrégulier de la zone alésée, cet objectif n'est pas atteint et on bloque par excès de cimentation l'extrémité inférieure des tiges de forage auxquelles le casing de 5 1/2" est toujours suspendu. Cependant, diverses opérations de "back off" et de surforage permettent de remédier à cette situation.

A la base du casing 5 1/2", un liner perforé avec joint d'expansion télescopique isole la couche de charbon par rapport au forage (figure 28).

Le puits est définitivement prêt le 5 mars 86.

## 7.4. CONCLUSIONS

Le fonçage des puits verticaux et du sidetrack directionnel a été réalisé sur base des techniques conventionnelles de forage. Cependant, le coût de ces travaux a atteint un niveau élevé, principalement pour les raisons suivantes :

- exigences importantes concernant la précision de la cible à atteindre
- pendages très variables des formations recoupées
- présence de nombreux dérangements pratiquement parallèles à la stratification.

Des travaux de nettoyage et de remise en état des puits, d'une ampleur et d'une fréquence exceptionnelle, ont perturbé le déroulement normal du projet. Il a fallu procéder à de nombreuses reprises à des opérations de mise en place et de retrait d'équipements de puits en raison du grand nombre d'expériences successives, de la destruction des équipements et des écoulements fréquents de charbon et de stériles dans le fond des puits, consécutifs à ces destructions.

Dans la perspective de futures expériences de gazéification souterraine, même si l'on limite le nombre d'essais successifs et si l'on utilise des équipements dont la durée de vie est améliorée, on ne pourra malgré tout éviter des travaux de mise en place et de retrait d'équipements ainsi que des opérations de nettoyage et de reconditionnement dont la fréquence et l'ampleur dépassent nettement celle d'autres procédés de forage (pétrole, gaz naturel, géothermie).

Il faudrait donc pouvoir disposer constamment sur place d'une unité d'intervention assez puissante, équipée de tiges de forage, d'outils de coupe et de repêchage appropriés ainsi que d'autres accessoires, ce qui permettrait de limiter à des cas exceptionnels le recours à des firmes extérieures de service. Dans cette optique, il est avantageux de prévoir une normalisation de l'équipement des puits, en limitant par exemple les types et les dimensions des tubages.

Pour les prochaines expériences in situ, il y a lieu de réfléchir sérieusement aux possibilités de mise en place et de retrait des équipements de puits sans devoir réduire la pression de service dans ces puits (par exemple, en utilisant des sas).

Le recours à la technique de forage horizontal dévié en couche à Thulin peut être considéré comme une réussite et marque un progrès important, tant dans le développement de ce type de procédé que dans son application au domaine de la gazéification souterraine.

Il faut également mentionner un développement intéressant de cette technique, intervenu tout récemment aux U.S.A. Un sondage dévié suivant un rayon de courbure moyen (environ 150 m) permet de combiner les avantages des faibles et des grands rayons de courbure. Dans le cas des expériences de gazéification à faible profondeur, on recourt également avec succès à la technique des sondages déviés horizontaux en couche.

## 8. ESSAIS DE GAZEIFICATION

### 8.1. TENTATIVE D'APPLIQUER LA METHODE CRIP

#### 8.1.1. Conception de l'essai

Sur base d'expériences antérieures et de modèles théoriques, on peut prévoir qu'un gazogène souterrain situé entre deux puits fixes (un d'injection et un de récupération) dégénère assez rapidement. En effet, les conditions cinématiques de contact entre l'agent gazéifiant et le charbon évoluent dans un sens défavorable. Pour remédier à cet inconvénient, on a imaginé une méthode dite "méthode CRIP" (rétraction contrôlée du point d'injection) : avec ce système, le volume de charbon en contact avec l'agent gazéifiant est périodiquement "rafraîchi" grâce à un déplacement (plus exactement une rétraction) du point d'injection. C'est pour cette raison que le revêtement flexible du drainhole est conçu de façon à permettre une destruction locale volontaire à l'aide d'un brûleur qui peut se déplacer à l'intérieur du liner.

Le brûleur est disposé à l'extrémité d'un faisceau de contrôle qui comporte les 3 tubes d'alimentation nécessaires (6/8 mm diamètre) et 24 thermocouples. Ce brûleur est mis à feu par l'injection de silane; celui-ci, tout comme le T.E.B., s'enflamme spontanément au contact de l'air (et déjà, en présence de 7 % d'oxygène sous une pression de 14 bar). Vis-à-vis du T.E.B., il présente cependant l'avantage d'être gazeux (le T.E.B. est utilisé quant à lui sous forme liquide). Pour cette raison, le silane atteint le pied du puits plus rapidement et son échauffement éventuel ne donne lieu à aucune incrustation dans la torche d'alimentation; on peut donc se dispenser du rinçage de la tuyauterie et l'opération d'allumage dure 3 minutes au lieu d'une demi-heure.

#### 8.1.2. Insertion du faisceau de contrôle

Dans la partie verticale du puits, les thermocouples et les tubes sont solidarisés à la ligne de tubings 1,66" (42 mm) par l'intermédiaire de colliers de serrage. Dans le tronçon en courbe de la partie déviée, le faisceau (qui ne dispose plus par définition de tubings de support) doit présenter une rigidité suffisante (40 mm de diamètre) pour permettre son avancement par poussée. L'opération est facilitée par la présence de dispositifs de centrage à roulettes.

Lors de la première insertion, on intègre un "détecteur d'obstacles" à l'extrémité du faisceau (il s'agit d'une soupape qui peut interrompre l'écoulement d'un circuit d'eau).

La descente du faisceau dans la partie verticale du puits I (tubing 5") se déroule sans difficultés mais on enregistre un blocage au point de raccordement entre le tubing de 5" et le liner flexible (4"). Différents essais effectués avec des gabarits de mesure et des prises d'empreintes indiquent que le blocage est provoqué par une déformation du tuyau en caoutchouc se trouvant à l'intérieur du premier élément du liner flexible. L'ouverture résiduelle de ce flexible n'est plus que de 18 à 25 mm à ce niveau.

La déformation du tuyau en caoutchouc peut s'expliquer par l'introduction temporaire ou permanente de fluides et de charbon en provenance du gisement qui pénètrent dans l'espace compris entre le tube métallique et le tuyau en caoutchouc par les manchettes de protection et les découpes en puzzle.

Le temps qui s'est écoulé depuis la mise en place du liner flexible (début octobre 85) et la chute brutale de pression (de 259 à 97 bar) qui s'est produite au moment où la communication s'est établie entre les deux puits peuvent se trouver à l'origine de cet écrasement. On peut donc supposer que le tuyau interne en caoutchouc est déformé plus ou moins sur toute la longueur du drainhole.

### 8.1.3. Coiled tubing

L'analyse des différentes options susceptibles de résoudre le problème de l'obstruction ainsi que l'étude de solutions alternatives ont permis de dégager un nouveau concept, basé sur l'utilisation d'un tubage métallique flexible encore appelé "coiled tubing" (figure 29).

Ce tubage (diam. ext. : 38,1 mm - diam. int. : 33,3 mm) existe en acier légèrement allié HSR 80 à limite élastique élevée. Il est fabriqué d'un seul tenant (sans connexion) sur des milliers de mètres. Le coiled tubing peut être enroulé sur tambour, utilisé dans des puits sous pression de 300 bar et déroulé dans un puits profond (charge de rupture : 14,6 tonnes, poids au mètre : 2 kg/m).

Entre le tambour d'enroulement et la tête de puits, le coiled tubing conserve un rayon de courbure convenable (via un col de cygne) et, au-dessus de la tête de puits, il est entraîné par deux chaînes sans fin dont la rotation provoque le déplacement du coiled tubing.

Le brûleur (42 mm de diamètre) est fixé à l'extrémité du tubing. Le faisceau de contrôle (comportant deux lignes d'alimentation et trois thermocouples) est disposé dans le tubing; pour pouvoir insérer le faisceau grâce à son poids propre, on suspend préalablement le coiled tubing dans un puits profond (en Allemagne, dans notre cas).

L'objectif visé peut se résumer en trois points :

- utiliser d'abord le brûleur disposé à l'extrémité du coiled tubing pour éliminer l'obstruction par combustion
- faire avancer ensuite le coiled tubing jusqu'à l'extrémité du liner flexible
- procéder enfin à l'allumage du charbon en un certain nombre de points, par des rétractions successives du tubing et des destructions progressives du liner flexible.

### 8.1.4. Tentative d'élimination de l'obstruction

A la fin du mois d'août 86, le brûleur solidaire du tubing est descendu 2 m au-dessus de l'obstruction et mis en fonctionnement. Les fumées (débit de 100 à 150 Nm3/h diluées à l'azote) sont récupérées au puits I via l'espace annulaire compris entre le tubing de 5" et le coiled tubing.

A plusieurs reprises, le brûleur est déplacé (vers le haut, vers le bas) mais après 6 h de fonctionnement, on enregistre sa destruction ainsi que celle des 3 derniers mètres de tubing : cette destruction est due à des phénomènes de corrosion.

Le tronçon résiduel de coiled tubing est remonté en surface. En "auscultant" le fond du puits I, entre autres par la prise d'empreintes, on constate une nouvelle obstruction à 846,6 m de profondeur, soit 5 m au-dessus du "kick off point". Tout indique que le tubing de 5" s'est déformé vers l'intérieur, vraisemblablement en raison d'un phénomène de surchauffe. L'ouverture résiduelle du tubing 5" n'atteint que 27 mm et est insuffisante pour laisser passer le coiled tubing.

Il faut donc renoncer au concept CRIP. Le coiled tubing muni à son extrémité d'un nouveau brûleur télescopique en acier inoxydable est descendu au-dessus du point d'obstruction (figure 30).

## 8.2. EXPERIENCE DE GAZEIFICATION

### 8.2.1. Equipement des puits

L'équipement du puits d'injection (I) est dorénavant le suivant :

- un casing de 7" en acier au carbone P110 jusqu'à 854 m de profondeur

- un tubing de 5" en acier au carbone L80 jusqu'à 852 m de profondeur; ce tubing est déformé au niveau de 848 m (voir plus haut) et il est prolongé vers le bas par un liner flexible de 4", lui-même obstrué dans sa partie initiale par suite d'une déformation du tuyau en caoutchouc interne

- un coiled tubing jusqu'au niveau de 847 m à l'intérieur duquel on trouve deux tubes macaroni de 8 mm de diamètre (en acier inoxydable type 316) et trois thermocouples de 4,5 mm de diamètre (en Inconel 625). L'extrémité du coiled tubing est munie d'un brûleur à gaz.

Dans le puits de production, on trouve (figure 31) :

- un casing de 7" en acier P110 jusqu'à 655 m de profondeur

- un casing de 5 1/2" dans le sidetrack
  - en acier L80 de 610 à 673,5 m
  - en Incoloy 800 H de 673,5 m à 854,9 m
  - en Inconel 625 de 854,9 m à 877 m

A l'intérieur de ces casings, on suspend :

- une ligne de tubings 5"
  - en acier L80 jusqu'à 444,4 m
  - en acier L80-MWCR (acier au chrome) jusqu'à 591,5 m
  - en acier L80 VC 13 (acier au chrome) jusqu'à 700,6 m

- un second train de tubings de 1,66" (en acier au carbone N80 jusqu'à 566,5 m et en Inconel jusqu'à 870,5 m), muni d'un brûleur, de 2 tubes macaroni de 8 mm de diamètre (Inconel 625) et de 9 thermocouples type K (Inconel 625).

On prend certaines précautions pour s'opposer aux effets de la corrosion (manchons d'accouplement filetés étanches type VAM et pose d'une couche de revêtement protectrice).

Pour assurer l'injection des agents gazéifiants dans le puits I, on utilise le coiled tubing, les tubes macaronis et, au delà, le liner flexible dans la partie déviée. Pour être en mesure de refroidir la partie inférieure du puits, on dispose de la possibilité d'injecter de l'eau ou de l'azote via les tubes macaroni. En fait, le brûleur est utilisé pour émulsionner l'eau et l'agent moussant et, dès lors, amener l'eau mousseuse à proximité de la zone de réaction.

Le coiled tubing qui n'a donc pu être inséré dans le puits jusqu'à la profondeur initialement prévue comporte à l'origine en surface une "boucle" de 40 m de longueur, disposée au voisinage de la tête de puits. Cette boucle a été éliminée ultérieurement (mars 87).

Le gaz produit est récupéré via le tubing de 1,66" du puits II. Pour des raisons de sécurité et pour prévenir la corrosion, on injecte constamment un petit débit d'azote dans tous les espaces annulaires du puits ainsi que dans les tubes macaroni non utilisés.

8.2.2. Allumage

C'est le 2 octobre 86 que débutent les opérations d'auto-inflammation. Les brûleurs des deux puits sont donc tenus en réserve au cas où l'auto-inflammation ne se produirait pas assez rapidement.

On injecte donc dans le puits I, sous une pression variant entre 100 et 150 bar, un mélange d'$O_2$ et d'azote (30 à 50 % $O_2$). Le débit injecté varie entre 30 et 100 Nm3/h. Le 14 octobre, on enregistre les premiers signes d'auto-inflammation (montée de température au puits I, composition du gaz récupéré au puits II).

Au début du mois de novembre, la réaction se propage jusqu'aux alentours du puits II.

8.2.3. Calendrier des essais de gazéification

Le déroulement de l'expérience est résumé par le tableau et les diagrammes ci-joints. Elle peut se diviser en 18 périodes qui sont commentées ci-dessous (figures 32, 33 et 34) (tableau II) :

a) Périodes 1 - 2 - 3a (2/10 au 5/11/86) (air + $O_2$)

Après avoir réalisé l'auto-inflammation autour du puits I, on s'efforce de propager la zone de réaction vers le puits II. La pression d'injection est graduellement relevée jusqu'à 200 bar, le débit atteint 330 Nm3/h tandis que la teneur en oxygène du mélange est ramenée à 21 % (teneur de l'air). La perméabilité diminue parce que les voies d'écoulement se colmatent par suite des échauffements et de la production de goudrons. Le débit récupéré n'est que de 56 Nm3/h (avec une contrepression de 144 bar) et le taux de récupération n'atteint que 23 %. Dans le gaz récupéré, la teneur en oxygène diminue au bénéfice de la concentration en $CO_2$ tandis que le $CH_4$ apparaît (jusqu'à 9 %) : la pyrolyse se développe aux alentours du puits II.

b) Périodes 3b - 4 (5/11 au 2/12/86) (air + $O_2$) (figure 35)

Dans le but d'étendre la zone de réaction et d'améliorer la perméabilité, on continue à injecter de l'air sous 200 bar de pression. L'oxygène disparaît du gaz. On atteint des teneurs en $CH_4$ de 10 à 14 %. Le débit récupéré s'élève à 170 Nm3/h (100-120 bar) et la puissance thermique à 210-230 kW. Au terme de cette période, le débit injecté est réduit mais on procède à des enrichissements en oxygène et en eau.

c) Périodes 5 à 11 (2/12/86 au 11/3/87) ($O_2$ + $H_2O$)

Dans le but de gazéifier le semi-coke qui s'est formé au cours des périodes précédentes et d'améliorer la qualité du gaz, on passe à l'injection d'un mélange d'oxygène (70 à 100 Nm3/h sous 200 bar) et d'eau : grâce au brûleur, cette eau est conditionnée sous forme de mousse au pied du puits I de façon à minimiser les pertes par condensation ou vaporisation incontrôlée.

Côté gaz produit (débit de 50 à 125 Nm3/h sous une contrepression entre 40 et 147 bar), on note une disparition progressive de l'azote. Les concentrations en $CO_2$ varient entre 30 et 45 %, en méthane, entre 11 et 25 % et on voit apparaître les constituants typiques de gazéification ($H_2$ + CO) (jusqu'à 8 %). La puissance thermique varie entre 160 et 330 kW et le pouvoir calorifique inférieur du gaz entre 6.000 et 11.000 kJ/Nm3 (dû principalement à la teneur en méthane) (figures 36 a + b, 37 a + b, 38 a + b, 38 a + b).

Ce régime a cependant été interrompu une première fois (31/12 au 9/1) en injectant simultanément, dans les deux puits, de l'air sous pression élevée (220 bar) en vue de créer par combustion des cavités dans la couche de charbon.

Une seconde fois (12/1 au 28/1), on injecte de l'air (au rythme de 300 à 350 Nm3/h) à l'occasion d'une réparation effectuée sur l'installation cryogénique d'oxygène et en raison de problèmes climatiques (fortes gelées).

Enfin, au cours d'une troisième interruption (18/2 au 11/3), on injecte un volume important d'azote pour pouvoir procéder à une transformation de l'installation d'oxygène : on vise à augmenter sa pression de service pour la porter à 300 bar de façon à être en mesure d'accroître le débit injecté en dépit de la faible perméabilité du système. Simultanément, on en profite pour éliminer la "boucle" de 40 m de coiled tubing présente près de la tête de puits (figure 40).

d) Périodes 12 et 13 (11/3 au 7/4/87) ($O_2$ + $H_2O$)

Le régime antérieur est rétabli en injectant de l'air progressivement enrichi en oxygène et de l'eau. Grâce aux modifications apportées à l'installation, on assure un débit d'oxygène de 270 Nm3/h (à 273 bar). Dans ces conditions, le gaz produit comporte 38 à 55 % de $CO_2$, 16 à 18 % de $CH_4$, 8,5 % de CO et 8,7 % de $H_2$. La puissance thermique atteint 420 kW en moyenne et on observe même une pointe à 808 kW. Le pouvoir calorifique du gaz oscille entre 6000 et 9000 kJ/Wm3.

Il est vraisemblable que l'oxygène by-passant par le toit de la couche a allumé un second gazogène dans le voisinage du puits de récupération : le fonctionnement de ce second réacteur dépend de la contrepression dans le puits II. On n'est pas parvenu à mettre en lumière l'effet de la quantité d'eau mousseuse injectée ni celui de la contrepression.

Il est intéressant de noter que l'amélioration de la qualité du gaz produit et l'accroissement de son débit (figure 41) observés entre le 25 mars et le 27 mars (8 heures) sont la conséquence directe d'un phénomène naturel qui s'est produit pour un débit injecté parfaitement constant. Par contre, la diminution de débit produit constatée après 8 heures le 27 mars est une conséquence de la fermeture des vannes en tête de puits, pour des raisons de sécurité. Le régime stable est rétabli en fin de journée du 27 mars.

e) Périodes 14 à 18 (7/4 au 8/5/87)

L'expérience est interrompue par un blocage du coiled tubing. On peut rétablir un passage suffisant en procédant à des injections d'air et d'eau. Néanmoins, on ne retrouve pas les conditions de fonctionnement antérieures : comme dans beaucoup d'autres essais, on observe une dégénérescence progressive du gazogène souterrain et l'oxygène réapparaît en quantité croissante au puits de récupération. L'installation de distribution d'oxygène amène quelques nouvelles interruptions. On parvient cependant à effectuer encore un essai de traceur en injectant avec l'oxygène une certaine quantité d'eau lourde. Les variations de la teneur en deutérium dans l'hydrogène et le méthane du gaz produit permettent de penser que l'eau injectée participe effectivement aux réactions et que le méthane n'est pas uniquement un produit de la pyrolyse mais également un produit de synthèse.

A partir du 30 avril, on enregistre des mélanges de gaz au fond du puits II qui sont potentiellement explosifs et on décide d'injecter dans le réacteur de forts débits d'azote afin d'assurer son extinction.

8.2.4. Résultats

a) Bilans matières

Pour établir le bilan d'un processus de gazéification souterraine, on se base normalement sur l'équivalence des masses d'oxygène, d'azote, de carbone et d'hydrogène qui, d'une part, sont introduites dans le système via le charbon utilisé et les agents gazéifiants et, d'autre part, qui sont récupérées via les gaz produits ou subsistant dans le coke résiduel. Mais, lorsqu'on utilise l'oxygène comme agent gazéifiant, l'équation qui exprime la conservation de l'azote manque.

En outre, sur base du bilan hydrogène, on ne peut pas déterminer isolément les quantités d'eau entrantes et sortantes mais uniquement le bilan entre l'eau consommée par la réaction du gaz à l'air et l'eau produite par la combustion de l'hydrogène. Dans le cas de Thulin, on a levé cette incertitude en supposant que l'eau réactionnelle est nulle. Le bilan global est donné à la figure 42.

b) Consommation de charbon

Sur ces bases, on calcule que 344 tonnes de charbon sont affectées par la gazéification : 160 tonnes sont complètement gazéifiées et 184 tonnes subsistant à l'état de coke résiduel.

On ne peut que faire des conjectures sur la géométrie et le volume de la zone gazéifiée. Si l'on suppose que cette zone est symétrique et que l'ouverture de charbon ayant réagi atteint 1,5 m à 2 m, on peut alors, de part et d'autre du drainhole, dessiner une ellipse dont les axes ont respectivement 20 m et 10 m (figure 43).

c) Taux de récupération

En se basant sur le bilan de l'oxygène (avec un bilan de l'eau nul), on s'aperçoit que le taux de récupération, depuis le début de l'essai jusqu'en février 87 (terme de la première série d'essais à l'oxygène) passe lentement de 40 à 80 % pour retomber ensuite à 60 %. On constate également que la récupération est meilleure lorsqu'on travaille avec de l'oxygène pur (plus petits débits volumétriques) qu'avec de l'air normal ou enrichi (grand ballast d'azote).

d) Perméabilité

Pouvoir injecter des débits importants à une pression acceptable : tel est l'obstacle majeur auquel les chercheurs se sont heurtés. La perméabilité apparente (exprimée en unités arbitraires) est passée de 3 avant le début de l'expérience (en dépit d'une obstruction du tuyau en caoutchouc) à 0,5 après l'allumage. Elle remonte ensuite à 1,5 (10/11/86) après la période d'extension du gazogène (injection d'air) pour diminuer progressivement jusqu'au terme de l'essai (0,3) (figure 44 a + b).

L'auto-inflammation au voisinage du puits I provoque un accroissement de la résistance à l'écoulement (gonflement du charbon et dépôt de goudrons dans les fissures). Cette résistance diminue au moment du développement d'une zone de réaction et de la formation de semi-coke autour du puits II.

Lorsqu'on accroît la différence entre la pression d'injection et la pression de récupération, on enregistre alors une perte de charge importante aux alentours du puits de production et - en conséquence - une réduction de la perméabilité apparente. Cet effet est dû à la convergence des lignes d'écoulement dans le charbon et au gradient de pression qui en résulte. Le fait de porter la pression d'injection à un niveau supérieur à la pression de fracking (soit ± 200 bar) entraîne une ouverture des fissures du charbon au voisinage du puits d'injection et une brusque augmentation du débit de dispersion dans le gisement environnant.

L'I.D.G.S. a consacré des études fondamentales à ces problèmes d'écoulement. Elles conduisent à définir un indice d'injectabilité (ou encore perméabilité apparente du réacteur) de la forme :

$$I.P. = \frac{100\ Q}{P^2_I - P^2_{II}} = A\ e^{-\ 0,0072\ (P_I - P_{II})}$$

(Q en Nm3/u)

(P en bar)

où A est fonction du type de fluide (agent gazéifiant avec ou sans eau, gaz récupéré, débit de dispersion dans la couche environnante).

On a en outre étudié les conditions d'écoulement grâce à des tests de traçage : il en ressort que les conditions régnant au moment de l'essai de gazéification ne diffèrent guère de la situation au cours des essais de linking en 1984, exception faite de la période comprise entre le "linking final" (percement) (4/2/86) et l'auto-inflammation du 14/10/86 (figure 45) (tableau III).

e) Réactions chimiques

Le bilan matières ne permet pas de déterminer la séquence exacte et l'importance relative des différentes réactions possibles : comme il n'est pas possible d'exécuter des observations instantanées dans les différents points du réacteur on ne dispose donc que des résultats globaux.

1. Les réactions classiques de gazéification :

   $C + CO_2 \overset{->}{<-} 2\ CO$ (gaz à l'air)

   $C + H_2O \overset{->}{<-} CO + H_2$ (gaz à l'eau)

   ne jouent qu'un rôle secondaire. En effet, du fait des pressions élevées, les équilibres se déplacent vers la gauche. A deux reprises cependant, on a enregistré un fonctionnement réel en gazogène :

   - la première fois, au terme des essais de rétrocombustion (18/4 au 25/4/84) : l'expérience n'a pu se poursuivre en raison d'un bris de tubing et de la mise sous eau du fond du puits;
   - une seconde fois, vers la fin de l'expérience de gazéification (21 au 31/3/87), avec fort accroissement des températures au puits de récupération.

2. La rétropyrolyse (ou crackage oxydant) joue un rôle essentiel. C'est vraisemblablement par son action qu'un volume important de semi-coke s'est formé au voisinage du puits II. Lorsque l'agent gazéifiant oxydant filtre (avec des débits qui, exprimés en Nm3/m2, restent faibles) à travers le charbon vierge et atteint la limite du coke, l'oxygène sert alors à brûler une partie des matières volatilees ou encore à saturer une partie des radicaux libres de la structure du charbon et à porter la température d'ensemble au voisinage de 550°C. Cette température suffit à provoquer l'élimination des matières volatiles restantes qui s'écoulent vers le puits de production à travers le gâteau de coke. La chaleur dégagée à cette occasion est relativement constante (rapportée au Nm3 d'oxygène) et la progression à contre-courant du front de conversion dépend de la quantité d'oxygène. Cette interprétation cadre avec la grande quantité de coke du bilan matières et permet d'expliquer l'évolution des phénomènes d'écoulement (figure 46).

3. La grande quantité de $CH_4$ contenue dans le gaz produit constitue un résultat remarquable. La pyrolyse seule ne peut expliquer cette présence.

   Les réactions de méthanation, telles , par exemple :

   $C + 2\ H_2 \rightarrow CH_4 + 75.000\ kJ$

   $CO + 3\ H_2 \rightarrow CH_4 + H_2O + 206.000\ kJ$

   $2\ CO + 2\ H_2 \rightarrow CH_4 + CO_2 + 248.000\ kJ$

   sont exothermiques et favorisées par l'existence des hautes pressions.

   Dans les réacteurs classiques, elle ne jouent pratiquement aucun rôle parce que la pression est peu élevée et le temps de séjour très faible. Par contre, dans le gazogène souterrain, les pressions sont voisines de 200 bar, les températures comprises entre 600 et 800°C et les temps de séjour sont très importants. Ces circonstances sont toutes favorables à la synthèse du méthane. Les variations de la composition isotopique du méthane produit, après injection d'eau lourde (28-30/4/87) semblent confirmer la réalité de cette synthèse (figure 47).

4. Nous l'avons dit plus haut : le bilan matières ne permet pas de distinguer clairement l'apport de chaque réaction. D'ailleurs, en pratique, il n'est pas très important de savoir si les hydrocarbures sont d'abord séparés du charbon puis partiellement craqués ou bien si le méthane provient d'une synthèse qui serait postérieure à une gazéification complète du combustible.

   Globalement, les équations suivantes rendent compte en première approximation des résultats acquis à Thulin :

   $17\ C + 14\ H_2O + 4\ O_2 = 11\ CO_2 + 6\ CH_4 + 2\ H_2$ (période 5c)

   ou encore

   $7\ C + 5\ H_2O + 2\ O_2 = 4\ CO_2 + 2\ CH_4 + CO + H_2$ (période 13a)

   Si l'on suppose que, compte tenu des temps de séjour importants et des faibles vitesses d'écoulement, on atteint à peu près les équilibres chimiques, on peut alors en déduire les températures de réaction correspondant aux réactions du gaz à l'air, du gaz à l'eau et de méthanation, en partant des concentrations des constituants $CO_2$, $CO$, $H_2$ et $CH_4$ dans le gaz. On aboutit à des valeurs relativement modérées (550-750°C). Les températures pour les différentes réactions ne diffèrent pas trop fortement mais on obtient une meilleure concordance si l'on admet que, la pyrolyse d'une part, et les réactions de gazéification, de l'autre, se produisent à des températures différentes et donc à des endroits différents.

Ceci permet de conclure que la zone de pyrolyse est localisée à la périphérie du gâteau de coke et que les réactions ultérieures se réalisent dans ce gâteau et au voisinage du puits II. Compte tenu de la pression élevée, on ne peut exclure la possibilité que les réactions de gazéification rétrogradent :

$2\ CO \rightarrow CO_2 + C$

$CO + H_2 \rightarrow H_2O + C$

avec dépôt de "carbon black" dans les fissures et diminution de la perméabilité. Cette rétrogradation est favorisée par le refroidissement lent du gaz.

8.2.5. Conclusions

a) Les expériences effectuées dans le passé et l'étude des modèles théoriques indiquent que la gazéification le long d'un front de taille ou d'un chenal est une opération thermiquement instable dans laquelle la surface de contact affectée est insuffisante. En outre, à grande profondeur, la stabilité du chenal ne peut pas être assurée. Les procédés par filtration restent les seuls praticables.

b) Compte tenu de la faible perméabilité, des pertes de charge dans les puits profonds et des problèmes de filtration d'eau, l'agent gazéifiant doit être injecté sous pression élevée et être débarassé de tout "ballast" inerte. Ceci justifie le choix de l'oxygène. Si l'on veut introduire efficacement de l'eau dans le réacteur, il faut adjoindre à l'oxygène, non pas de la vapeur, mais bien de l'eau mousseuse.

c) A grande profondeur, il est très difficile de réaliser un chenal de linking par rétrocombustion. Par contre, la rétropyrolyse peut prendre spontanément une extension importante. Dès lors, moyennant une consommation d'oxygène modérée, on peut récupérer dans les charbons gras ou flambants une partie importante du contenu calorifique des matières volatiles et, pour tous les types de charbon, préparer une grande quantité de semi-coke en vue d'une gazéification ultérieure.

d) Les hautes pressions et les temps de séjour importants qui caractérisent un gazogène souterrain rendent possible la synthèse directe du méthane. Cette opération présente les avantages suivants :

- elle se produit à température relativement basse et donc, avec des pertes calorifiques moins élevées vers les terrains encaissants;
- elle est moins dépendante de la cinématique chimique, des conditions d'écoulement et de la géométrie du réacteur que les réactions de gaz à l'air et de gaz à l'eau;
- elle fournit, après séparation des constituants inertes, un gaz à pouvoir calorifique élevé.

e) La gazéification du coke résiduel suppose la circulation de débits importants et une répartition uniforme de l'agent gazéifiant. Le semi-coke doit donc être suffisamment perméable et il ne peut exister de voie d'écoulement préférentiel dans le gâteau. Pour éviter les pertes de charge importantes autour des chenaux de récupération, il faut mettre au point des dispositifs de récolte de gaz (puits de production et chenaux collecteurs) dont la transmissivité soit suffisamment importante pour qu'ils ne constituent pas un élément limitatif du débit.

## 8.3. ULTIMES ESSAIS DE COMMUNICATION

### 8.3.1. Communication à l'azote

Au cours du mois de mai 87, on procède au "rinçage" du réacteur avec de l'azote, alternativement du puits I vers le puits II et vice versa pour l'éteindre et le refroidir.

Les résistances à l'écoulement restent de même ordre de grandeur qu'auparavant mais elles sont manifestement assymétriques.

### 8.3.2. Enlèvement des équipements et tests de "blow off"

Les mois de juin et juillet 87 sont consacrés d'abord au retrait des équipements légers des puits I et II (le coiled tubing du puits I, le tubing 1,66" du puits II). On récupère ensuite les équipements lourds (particulièrement les tubings 5").

Avant de procéder au démantèlement complet des puits, on effectue quelques opérations de soufflage (blow off) pour tenter de récupérer des particules solides provenant du gazogène.

En effet, au cours de l'expérience de gazéification proprement dite, l'installation de captage spécialement prévue n'a pas été en mesure de jouer son rôle en raison des débits de gaz trop faibles.

Pour obtenir quelques échantillons, on utilise dès lors deux méthodes :

- soit faire circuler un débit d'air de 350 Nm3/h sous une pression de 45 bar entre le tubing et l'espace annulaire et décomprimer brutalement à l'exutoire : en procédant de la sorte, on parvient à récupérer quelque 10 kg de particules du puits II;
- soit porter la pression du tubing et de l'annulaire à 100 bar et décomprimer brutalement : ce faisant, dans le puits I, on recueille environ 300 g de solides via l'annulaire compris entre un train de tubing 1,66" et le casing 7".

En outre, en octobre 87, lors d'essais de communication à l'eau, on a récupéré par filtrage des particules d'une granulométrie pouvant atteindre 5 mm.

Ces échantillons contiennent du charbon, du coke, des stériles ainsi que des scories vitrifiées. L'analyse minéralogique permet de définir une large gamme de températures à laquelle ils ont été soumis (500 à 1600°C).

### 8.3.3. Tests de communication à l'eau

Entre le 25/8 et le 20/10/87 (après déséquipement des puits), on effectue plusieurs essais de communication à l'eau entre les puits I et II (en alternant le sens d'écoulement). Cet essai est complété par quelques mesures de "fall off" dans le puits III.

## 9. CORROSION DES EQUIPEMENTS DE PUITS

### 9.1. CORROSION AU COURS DES ESSAIS DE RETROCOMBUSTION

Le tubing initial du puits I en acier au carbone, d'un diamètre de 45/55 mm, qui a servi à l'injection d'air, d'azote, d'eau et également à l'exhaure de l'eau, est corrodé (en mars 83, les 15 mètres inférieurs ont disparus). Il est remplacé par un nouveau train dont les 90 m inférieurs sont en acier inoxydable 14401.

Cette nouvelle ligne reste en service jusqu'au terme des essais de rétrocombustion mais lorsqu'en septembre 84 on procède à son extraction, on constate que les tubes en acier inoxydable sont également détruits. En fait, les 13 mètres inférieurs (y compris le liner perforé) ne peuvent être remontés.

Dans le puits II, les conditions sont encore beaucoup plus rigoureuses : température : moins de 400°C à 1200°C, mélange de $CO_2$, $H_2S$ et $SO_2$, alternativement en conditions sèches ou humides. En 1982 déjà, la ligne de tubings de 2" qui supporte le brûleur doit être ramenée en surface. En effet, les 15 mètres inférieurs sont fortement corrodés. Comme les parties en inox du brûleur n'ont subi que peu de dégâts, on équipe la section inférieure du train (une centaine de mètres) avec des tubings en acier inoxydable (successivement type 316 L, 14541 et Incoloy 800 H). Cette disposition ne permet cependant pas d'éviter entre septembre 83 et avril 84 quatre ruptures de tubing - certaines après quelques jours de fonctionnement - qui viennent interrompre les essais. Il semble que, si l'acier inoxydable résiste bien à l'oxydation, il est par contre très sensible à la corrosion sous tension particulièrement en présence d'ions $Cl^-$.

Dans le puits III, par contre, qui n'a jamais servi à récupérer un débit gazeux, la ligne de tubings en acier au carbone est restée en bon état entre 1981 et 1984.

Ces circonstances nous ont amenés à effectuer une étude fondamentale sur plus de 40 types d'acier. En voici les principales conclusions :

Pour être en mesure de résister à la corrosion humide, l'acier inoxydable doit contenir plus de 6 % de Mo et 40 % de Ni : en outre, la somme (Cr + 3 Mo) doit être supérieure à 36 % et l'acier doit être insensible à l'action du $H_2S$.

Pour pouvoir résister à la corrosion à haute température (max. 540°C) la teneur en Cr doit dépasser 20 % et le métal ne peut être fragilisé par précipitation de phases intermétalliques.

Sur ces bases, on recommande d'utiliser l'Inconel 625 en milieu humide et à très hautes températures (conditions de la partie inférieure du puits II) et l'Incoloy 800 H pour les équipements soumis uniquement à des gaz corrosifs secs ou à de l'eau pure.

En outre, les connexions filetées (type VAM ou TDS) doivent assurer une étanchéité par contact métal sur métal : de plus, il faut créer une barrière isolante aux courants galvaniques entre les tubes fabriqués en différents aciers.

Malheureusement, ces tubings spéciaux ne sont pas souvent de stock et la réalisation du filetage de ce type de matériau nécessite des précautions particulières.

## 9.2. CORROSION AU COURS DE LA PHASE DE GAZEIFICATION

Les conditions de service dans les deux puits sont plus rigoureuses qu'à l'occasion des essais de rétrocombustion.

Le coiled tubing du puits I (en acier au carbone HSR 80) est détruit par corrosion, à 3 m de son extrémité, après quelques heures de fonctionnement du brûleur destiné à éliminer le tuyau en caoutchouc par combustion. Cependant, en tant que tube d'injection pour l'oxygène ou l'air, il a bien résisté d'octobre 86 à juin 87 et la perte d'épaisseur de la paroi n'a atteint que 0,4 mm à 750 m et 1,2 mm à 830 m de profondeur. Le brûleur en acier austénitique (1.4541) ne présente aucune perte d'épaisseur sensible.

Lors de son extraction du puits, on constate que le coiled tubing est complètement aplati, vraisemblablement à la suite d'une explosion dans l'espace annulaire entre le coiled tubing et le tubing 5".

Le tubing de 5" en acier, également récupéré en juin 87, a perdu de 0,3 mm d'épaisseur (à 780 m) à 5 mm (à 843 m) et son extrémité est fortement déformée. Les 3 mètres inférieurs (juste avant le liner flexible) ont disparu (par corrosion).

Dans le puits II, en dépit des conditions très sévères (température de 850°C au fond, eau agressive, composition de gaz variable, alternances de pression), l'équipement a résisté jusqu'à la fin de l'expérience.

Les parties inférieures des tubings de 1,66" (depuis 568 m), de 4" (depuis 700 m) et du casing 5 1/2" (depuis 673 m) sont réalisés en acier inoxydable (Inconel 625 ou Incoloy 800 H). Les tronçons supérieurs sont en acier au carbone ou en acier au chrome et protégés par une couche d'éthylsilicate de zinc ou de résine epoxy.

Au cours de la remontée de cet équipement (puits II), le tubing de 1,66" s'est cassé au niveau 568 m (raccord entre l'acier au carbone et l'inoxydable). Ultérieurement, on réussit à récupérer les deux tubings (1,66" et 4") à l'exception des derniers 40 mètres.

La couche protectrice a disparu en beaucoup d'endroits, ce qui permet le développement de points de rouille.

La partie en acier du tubing 1,66" est généralement corrodée et a perdu à 566 m 50 % de son épaisseur. Le tronçon en Inconel 625 est légèrement corrodé sur sa paroi interne et - dans la partie la plus basse - également sur sa paroi externe.

Les tubings de 4" et 5" présentent également des traces de corrosion, principalement sur leur paroi interne.

Les tubes en acier au carbone ou en acier au chrome (jusque 700 m) ont perdu 0,5 mm de leur épaisseur initiale. Les tubes en Incoloy 800 H n'ont pratiquement pas perdu d'épaisseur, mais à 832 m, ils présentent un début de fissuration intercristalline.

Lors du retrait des tubings, on a prélevé tous les 100 mètres un échantillon d'acier de 50 cm de long qui sera soumis à des examens métallurgiques.

## 9.3. CONCLUSIONS

Il est clair que la gazéification souterraine à grande profondeur soulève des problèmes importants de corrosion. L'utilisation d'Inconel 625 qui est un alliage cher, apporte une solution provisoire mais elle peut présenter certains inconvénients en raison de l'affinité du nickel pour le soufre présent dans le gaz. Il faudrait peut-être étudier les possibilités d'utilisation des alliages au cobalt ou des matériaux composites.

## 10. EVALUATION GLOBALE ET PERSPECTIVES

Les conclusions propres aux différents chapitres du rapport sont regroupées ci-dessous sous forme d'un certain nombre de constatations et de recommandations qui constituent une évaluation globale du projet.

1. Si le caractère perturbé du gisement de Thulin a incontestablement entraîné des pertes de temps et des augmentations de coût pour le projet, il ne s'oppose pas en principe à la transposition des résultats expérimentaux à d'autres sites.

   La faible teneur en matières volatiles du charbon et les contraintes supplémentaires d'origine tectonique imposées au gisement de Thulin du fait de sa position dans le bassin houiller du sud de la Belgique sont en fait des caractéristiques que l'on peut retrouver dans beaucoup de gisements houillers surtout lorsqu'ils se situent à grande profondeur.

2. La perméabilité "in situ" et la transmissivité des couches de charbon peuvent être mesurées par des essais dénommés conventionnellement "Acceptance tests", "Pressure fall off tests" et tests de communication. A Thulin, tous ces essais ont été menés avec de l'eau et avec de l'azote. Compte tenu du fait que l'eau semble en mesure de colmater certaines voies d'écoulement, on recommande qu'à l'avenir des essais de ce type soient effectués uniquement au moyen de gaz inertes.

3. Le procédé de rétrocombustion ne semble pas approprié à la réalisation de chenaux de liaison entre puits à grande profondeur. Néanmoins, les processus de combustion du charbon peuvent se révéler intéressants pour assurer la réalisation des derniers mètres d'une communication.

4. Toutes les expériences de rétrocombustion effectuées à Thulin ont apporté un supplément de connaissances et d'informations en ce qui concerne la méthode d'allumage, les phénomènes d'auto-inflammation du charbon, de dispersion des foyers de combustion, etc.

5. La technique des forages déviés directionnels a été appliquée avec succès à Thulin en dépit de conditions locales peu favorables. Mais il n'est pas douteux que le rapide développement actuel de cette technique et en particulier de celle du forage dévié à rayon moyen est éminemment favorable à la gazéification souterraine.

6. Les forages de grande longueur assurent l'accès aux gisements profonds; du fait de leur polyvalence (moyens de découpe du gisement, transport de l'agent gazéifiant et du gaz produit, élimination de l'eau, logement des dispositifs d'allumage et de mesure) ce sont les "composants" qui restent les plus exposés aux pannes. Cette remarque est tout particulièrement valable pour la partie des sondages située au voisinage des couches à gazéifier et les principaux risques sont connexes aux problèmes de corrosion du matériel. Notre projet nous a amenés à développer et à tester des équipements de puits tout à fait spécifiques dans le cadre de la gazéification souterraine (il s'agit par exemple, des allumeurs, des conduites d'alimentation et des dispositifs de mesure (faisceau de contrôle), du liner flexible, du choix des différents alliages spéciaux, de la mise en oeuvre du coiled tubing, etc.).

Par comparaison avec le degré de perfectionnement atteint par les équipements de puits pétroliers ou de puits à gaz, on peut dire que nos développements en sont encore à leurs débuts.

A notre avis, la possibilité technique d'introduire ou d'extraire sous pression du matériel dans les puits (c'est-à-dire sans devoir ni ouvrir ni décomprimer le puits) constitue un facteur décisif pour les développements ultérieurs de la gazéification souterraine.

En effet, cette technique doit permettre - sans interruption du processus de gazéification - l'introduction successive d'équipements de puits relativement simples, adaptés à un but particulier (par ex. allumage, mesure, évacuation de l'eau, injection, production); similairement, on pourra contrôler l'état des équipements utilisés après une certaine durée d'utilisation et ces équipement pourront, le cas échéant, être remplacés en cours d'expérience.

7. Les fortes pressions de terrain rencontrées à grande profondeur exercent une influence décisive sur le déroulement et l'extension du processus de gazéification. L'évolution de la géométrie du réacteur est, dans une large mesure, tributaire des effets directs et indirects des pressions de terrain. Le rétrécissement des chemins d'écoulement tend à faire évoluer le processus de gazéification souterraine vers un procédé par filtration.

   A l'avenir, il faudra tenir compte de ce fait dans le dimensionnement du canevas des puits. Au stade actuel, il paraît avantageux de prévoir des injections ponctuelles (par des puits de faible diamètre) d'agents gazéifiants tandis que la récupération du gaz produit devrait s'effectuer par des "drains" de grand diamètre et de grande longueur, disposés en couche.

8. L'expérience de gazéification réalisée à Thulin est caractérisée par l'application de hautes pressions, par l'utilisation d'agents gazéifiants constitués d'oxygène et d'eau sous forme de mousse et par la production d'un gaz à haute teneur en méthane.

   La qualité de gaz produit est remarquable et peut avantageusement se comparer à celle enregistrée dans le cas des meilleurs résultats de gazogènes Lurgi en surface. Il reste bien sûr à démontrer qu'à l'avenir un tel gaz peut être produit aussi en débits importants.

9. Pour la gazéification souterraine à grande profondeur, les possibilités d'observer le procédé autrement qu'à travers les puits d'injection et de production sont très limitées. Nous recommandons, pour cette raison, l'exécution de sondages d'"autopsie" du réacteur après achèvement de la gazéification. On pourra ainsi rassembler un maximum d'informations sur l'extension du gazogène, le degré de gazéification de la couche, l'influence de l'opération sur les épontes, etc.

10. Au total, l'expérience de Thulin a mis en évidence un nouveau principe suivant lequel la gazéification souterraine à grande profondeur apparaît possible.

Tableau I

Aperçu des formations stratigraphiques recoupées par les sondages à Thulin

| Etage stratigraphique | Profondeur en m | | | |
|---|---|---|---|---|
| | Thulin 1/78 | Thulin 2/79 | Thulin 3/80 | Thulin 4/80 |
| Couverture cénozoïque et Mésozoïque | 63 | 65 | 66,5 | 58,8 |
| Massif de Boussu | | | | |
| Calcaires du Viséen | 302 | 301 | 334 | 278 |
| Marnes du Namurien | 375 | 373 | 380 | 324 |
| Massif du Borinage | 655 | 632 | 629 - 655 | 620 |
| Massifs intermédiaires | 735 | 740 | 760 | 740 |
| Massif du Comble Nord | 1.158,45 (profondeur finale) | 893 (profondeur finale) | 915 (profondeur finale) | 900,4 (profondeur finale) |

# Tableau II

| Period | ① | ② | ③ a | ③ b | ③ c | ③ d | ④ a | ④ b | ⑤ a | ⑤ b | ⑤ c | ⑥ | ⑦ | ⑧ a | ⑧ b | ⑨ | ⑩ | ⑫ | ⑬ a | ⑬ b | ⑭ | ⑮ | ⑯ | ⑰ | ⑱ |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **Gasification agents :** | | | | | | | | | | | | Inject in both wells | | | | | | | | | | | | | |
| $O_2$ ($m^3_N/h$) | 9 | 30 | 66 | 70 | 99 | 89 | 49 | 56 | 66 | 38 | 55 | (59) | 58 | 62 | 73 | 63 | 0 | 204 | 210 | 127 | 33 | 184 | 91 | 193 | 0 |
| $N_2$ ($m^3_N/h$) | 22 | 62 | 251 | 262 | 372 | 335 | 110 | 78 | 13 | 12 | 14 | (256) | 14 | 247 | 287 | 8 | 28 | 313 | 59 | 25 | 146 | 38 | 345 | 44 | 310 |
| $H_2O$ (ℓ/h) | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 15 | 36 | 22 | 26 | (10) | 29 | 0 | 0 | 21 | 0 | 25 | 105 | 68 | 40 | 92 | 0 | 99 | 0 |
| **Pressure :** | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| well I (bar) | 106 | 146 | 193 | 193 | 200 | 202 | 179 | 177 | 186 | 194 | 193 | 221 | 192 | 217 | 234 | 199 | 163 | 189 | 273 | 283 | 253 | 258 | 248 | 262 | 249 |
| well II (bar) | 104 | 101 | 144 | 129 | 101 | 127 | 123 | 100 | 100 | 147 | 43 | 218 | 109 | 100 | 41 | 40 | 40 | 41 | 41 | 100 | 97 | 40 | 40 | 41 | 45 |
| **Reactor outlet** | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| - flows (dry gas) | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| $H_2$ ($m^3_N/h$) | 0 | 2.73 | 1.69 | 4.97 | 6.67 | 1.14 | 2.10 | 3.12 | 5.20 | 4.31 | 7.53 | - | 2.74 | 2.85 | 3.23 | 2.24 | 2.20 | 4.39 | 15.5 | 5.45 | 5.26 | 3.55 | 6.99 | 5.12 | 1.40 |
| $O_2$ ($m^3_N/h$) | 8.48 | 2.29 | 6.12 | 4.50 | 2.95 | 2.02 | 0.49 | 0.71 | 0.07 | 0 | 0 | - | 0.46 | 0 | 0 | 0 | 0 | 3.96 | 3.2 | 0.30 | 0 | 0.93 | 5.79 | 10.45 | 3.39 |
| CO ($m^3_N/h$) | 0 | 1.23 | 0.59 | 2.36 | 3.17 | 1.55 | 0.59 | 0.91 | 0.83 | 0.22 | 1.05 | - | 0.05 | 0.27 | 0.40 | 0.19 | 0.03 | 2.35 | 15.4 | 2.44 | 0.37 | 3.67 | 3.58 | 4.40 | 0.43 |
| $CO_2$ ($m^3_N/h$) | 0 | 10.82 | 8.93 | 29.28 | 37.97 | 35.04 | 34.31 | 45.76 | 43.77 | 21.08 | 54.23 | - | 41.32 | 45.93 | 39.76 | 45.68 | 24.76 | 44.95 | 68.0 | 71.22 | 55.72 | 48.08 | 39.83 | 58.31 | 28.50 |
| $CH_4$ ($m^3_N/h$) | 0 | 6.14 | 5.09 | 18.30 | 20.45 | 11.10 | 13.42 | 18.90 | 23.30 | 14.29 | 30.59 | - | 14.45 | 4.59 | 9.39 | 15.68 | 15.01 | 11.83 | 32.3 | 20.51 | 29.12 | 8.74 | 5.75 | 3.71 | 4.10 |
| $N_2$ ($m^3_N/h$) | 22.02 | 13.80 | 33.66 | 110.59 | 151.29 | 132.36 | 82.59 | 62.98 | 23.27 | 8.61 | 22.78 | - | 67.65 | 134.86 | 178.14 | 28.44 | 35.11 | 122.43 | 44.0 | 30.43 | 22.79 | 28.54 | 82.46 | 46.67 | 98.86 |
| Total | 30.50 | 37.01 | 56.08 | 170.00 | 222.50 | 183.21 | 133.50 | 132.38 | 96.44 | 48.51 | 116.18 | - | 126.67 | 188.50 | 230.92 | 92.23 | 77.11 | 189.91 | 178.4 | 130.35 | 113.26 | 93.51 | 144 | 128.66 | 136.68 |
| - $H_2O$ (ℓ/h) | 2 | 5 | 4 | 24 | 21 | 12 | 10 | 7 | 48 | 24 | 51 | - | 38 | 38 | 30 | 36 | 25 | 14 | 39 | 45 | 68 | 61 | 42 | 43 | 36 |
| - composition (dry gas) | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| $H_2$ (%) | 0 | 7.4 | 3.0 | 2.9 | 3.0 | 0.6 | 1.6 | 2.4 | 5.4 | 8.9 | 6.5 | - | 2.2 | 1.5 | 1.4 | 2.4 | 2.9 | 2.3 | 8.7 | 4.2 | 4.6 | 3.8 | 4.9 | 4.0 | 1.0 |
| $O_2$ (%) | 27.8 | 6.2 | 10.9 | 2.6 | 1.3 | 1.1 | 0.4 | 0.5 | 0.1 | 0 | 0 | - | 0.4 | 0 | 0 | 0 | 0 | 2.1 | 1.8 | 0.2 | 0 | 1.0 | 4.0 | 8.1 | 2.5 |
| CO (%) | 0 | 3.3 | 1.1 | 1.4 | 1.4 | 0.8 | 0.4 | 0.7 | 0.9 | 0.5 | 0.9 | - | 0 | 0.1 | 0.2 | 0.2 | 0 | 1.2 | 8.5 | 1.9 | 0.3 | 3.9 | 2.5 | 3.4 | 0.3 |
| $CO_2$ (%) | 0 | 29.2 | 15.9 | 17.2 | 17.1 | 19.1 | 25.7 | 34.6 | 45.4 | 43.5 | 46.7 | - | 32.6 | 24.4 | 17.2 | 49.5 | 32.1 | 23.7 | 38.2 | 54.6 | 49.2 | 51.4 | 27.4 | 45.3 | 20.9 |
| $CH_4$ (%) | 0 | 16.6 | 9.1 | 10.8 | 9.2 | 6.1 | 10.1 | 14.3 | 24.2 | 29.5 | 26.3 | - | 11.4 | 2.4 | 4.1 | 17.0 | 19.5 | 6.2 | 18.2 | 15.7 | 25.7 | 9.3 | 4.0 | 2.9 | 3.0 |
| $N_2$ (%) | 72.2 | 37.3 | 60 | 65.1 | 68 | 72.3 | 61.8 | 47.5 | 24 | 17.6 | 19.6 | - | 53.4 | 71.6 | 77.1 | 30.9 | 45.5 | 64.5 | 24.0 | 23.4 | 20.2 | 30.6 | 57.2 | 36.3 | 72.3 |
| Low heating value ($kJ/m^3_N$) | 0 | 7168 | 3726 | 4363 | 3802 | 2353 | 3848 | 5476 | 9378 | 11.606 | 10249 | - | 4329 | 1034 | 1645 | 6385 | 7310 | 2625 | 8553 | 6326 | 9755 | 4237 | 2278 | 1901 | 1227 |
| Thermal power (MW) | 0 | 0.07 | 0.06 | 0.21 | 0.23 | 0.12 | 0.14 | 0.20 | 0.25 | 0.16 | 0.33 | - | 0.15 | 0.05 | 0.11 | 0.16 | 0.16 | 0.14 | 0.42 | 0.23 | 0.31 | 0.11 | 0.09 | 0.07 | 0.05 |
| Coal consumption (kg/day) | 0 | 288 | 216 | 816 | 960 | 696 | 720 | 1008 | 1080 | 600 | 1368 | - | 840 | 696 | 720 | 914 | 624 | 862 | 1781 | 1385 | 1334 | 858 | 700 | 450 | 270 |
| Coal affected (kg/day) | 0 | 768 | 600 | 2112 | 2424 | 1176 | 1464 | 2088 | 2640 | 1680 | 3504 | - | 1776 | 1176 | 2160 | 1705 | 1630 | 1421 | 4065 | 2362 | 3227 | 1085 | 994 | 639 | 488 |
| Recovery rate (%) | 0 | 47.1 | 23.0 | 49.4 | 44.3 | 45.6 | 70.7 | 70.8 | 66.1 | 52.6 | 31.1 | - | 41.4 | 73.9 | 49.0 | 72.7 | - | 22.6 | 40.4 | 54.1 | 13.7 | 27.7 | 52.7 | 39.6 | - |
| Gasification efficiency (%) | | 56 | 59 | 56 | 54 | 40 | 45 | 45 | 52 | 57 | 53 | - | 41 | 18 | 32 | 41 | 55 | 37 | 53 | 38 | 51 | 30 | 31 | 35 | 40 |

Tableau III

| N° | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Date | 1.10.86 | 3.11.86 | 7.11.86 | 18.11.86 | 26.11.86 | 11.12.86 |
| Injection | 10 h 10 | 17 h 40 | 13 h 04 | 11 h 43 | 12 h 25 | 11 h 30 |
| $Q_{reactor}(m^3/h)$ | 2.250 | 0.873 | 1.283 | 0.960 | 1.050 | 0.662 |
| $\bar{t}_{reactor}$ | 2 min 10 s | 5 h 41 min | 6 h 55 min | 15 h 11 min | 21 h 49 min | 26 h 45 min |
| $\sigma$ (dispersion) | 0.0946 | 0.76 | 0.79 | 0.76 | 0.92 | 0.92 |
| $V_{reactor}$ $(m^3)$ | 0.081 | 4.962 | 8.874 | 14.579 | 22.908 | 17.709 |

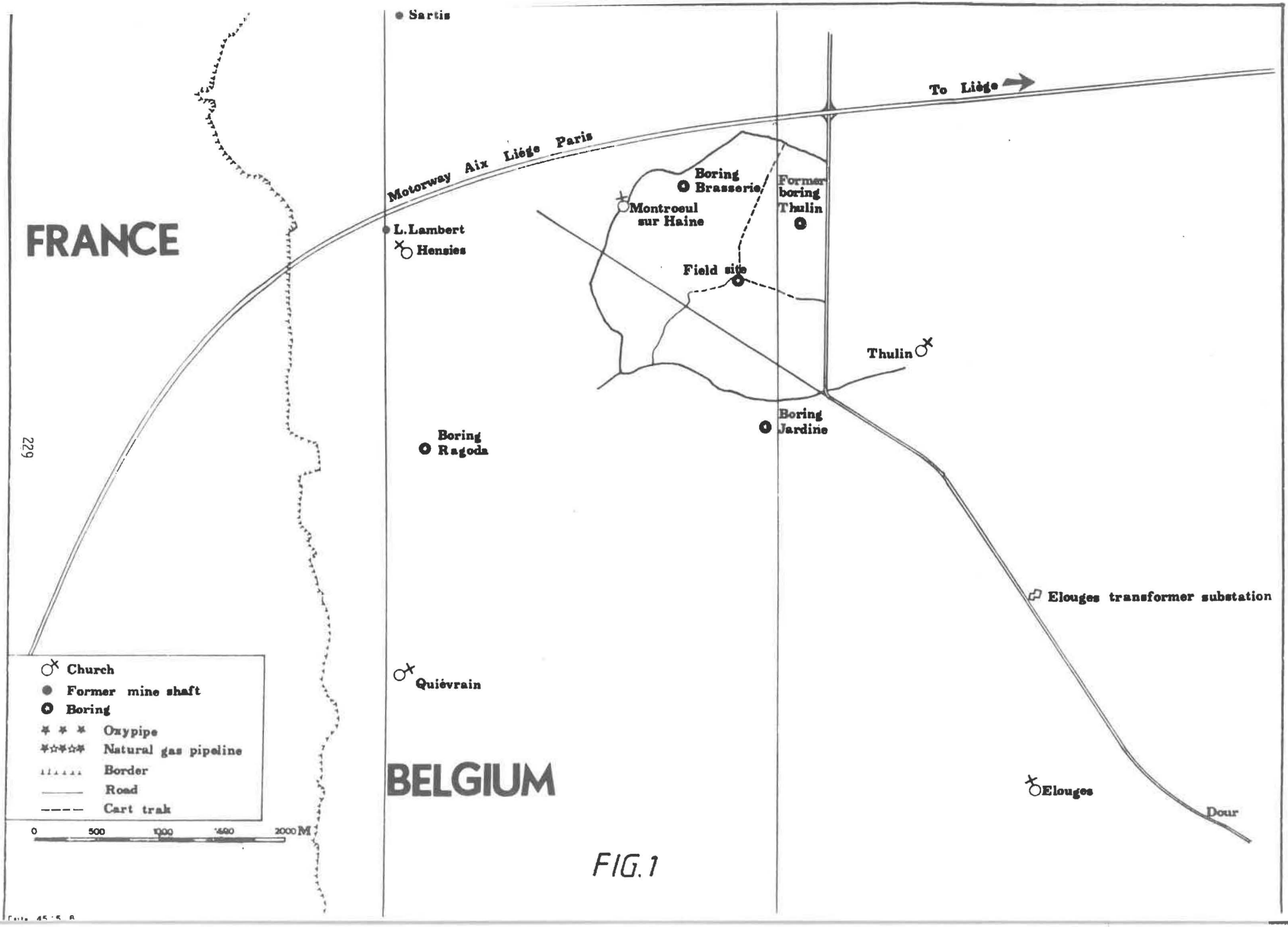

Sartis
To Liège
Motorway Aix Liège Paris
FRANCE
Boring Brasserie
Former boring Thulin
Montroeul sur Haine
L. Lambert
Hensies
Field site
Thulin
Boring Jardine
Boring Ragoda
Elouges transformer substation
Church
Former mine shaft
Boring
Oxypipe
Natural gas pipeline
Border
Road
Cart trak
0 500 1000 1500 2000 M
Quiévrain
BELGIUM
Elouges
Dour
229

FIG. 1

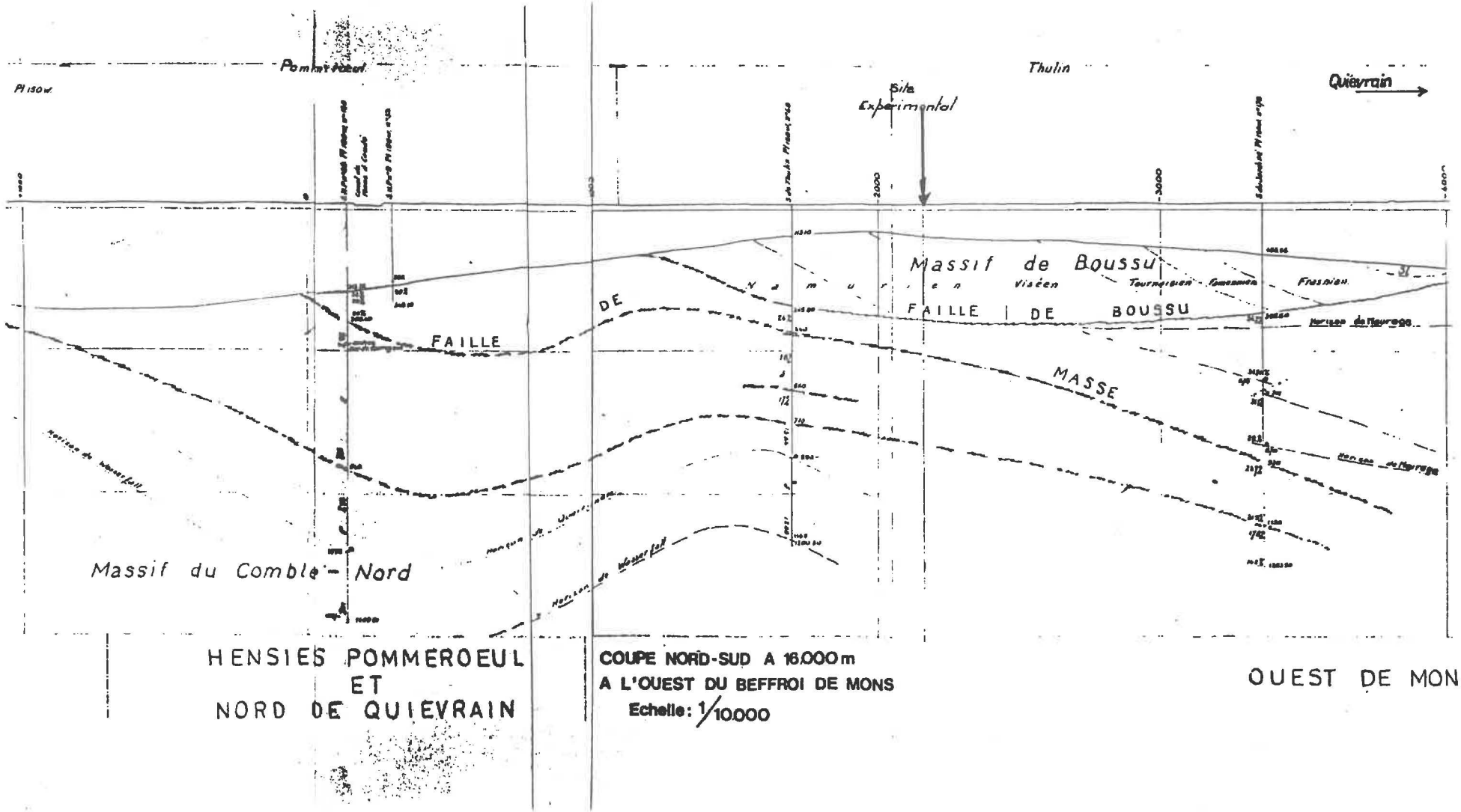
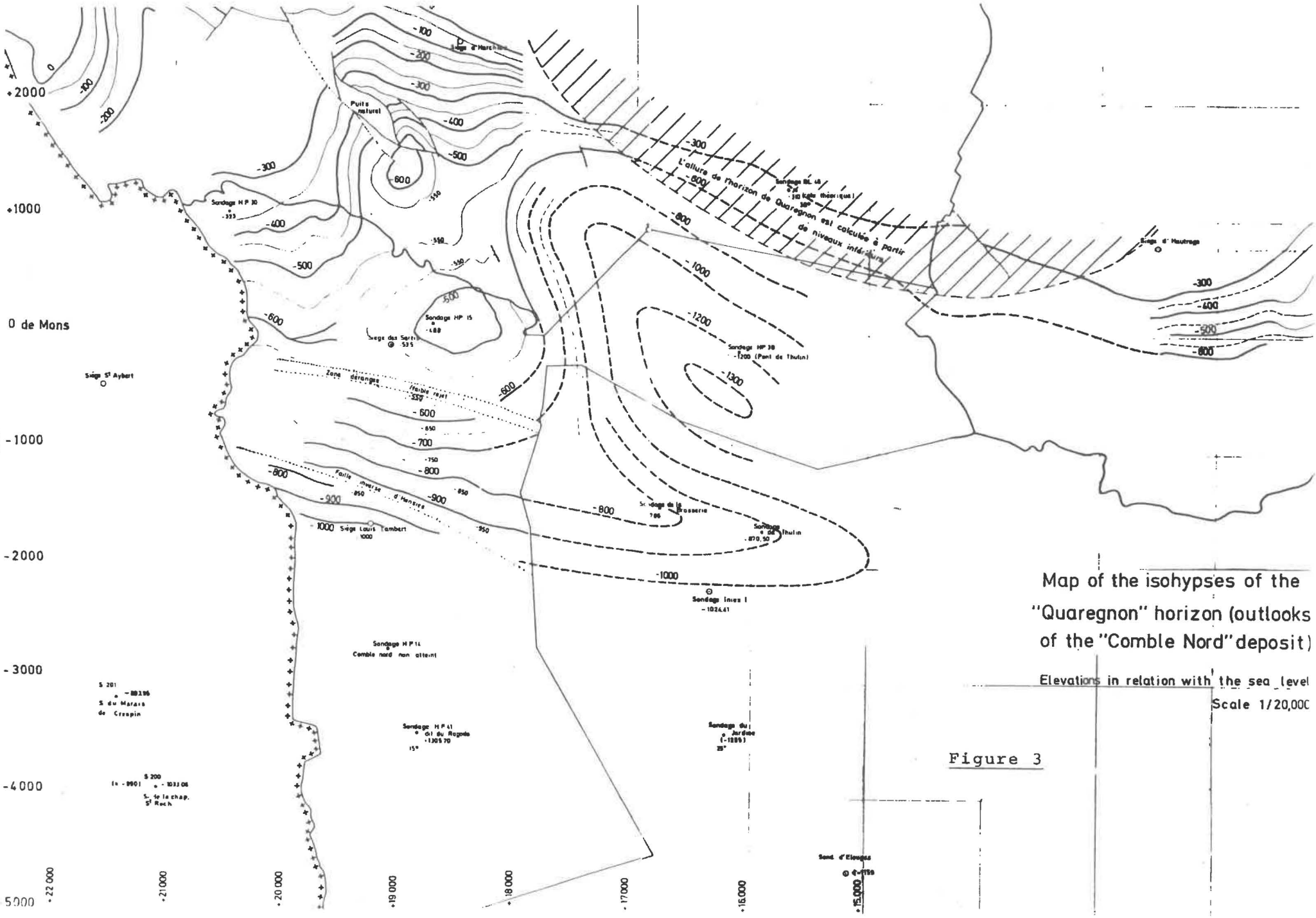

Pommeroeul
Thulin
Quiévrain
Site Expérimental
Massif de Boussu
FAILLE DE BOUSSU
FAILLE DE MASSE
Massif du Comble - Nord
HENSIES POMMEROEUL ET NORD DE QUIEVRAIN
COUPE NORD-SUD A 16.000 m A L'OUEST DU BEFFROI DE MONS
Echelle: 1/10000
OUEST DE MON

Figure 2




Map of the isohypses of the "Quaregnon" horizon (outlooks of the "Comble Nord" deposit)

Elevations in relation with the sea level

Scale 1/20,000

Figure 3

# Boreholes marking out the section + 16,000 m

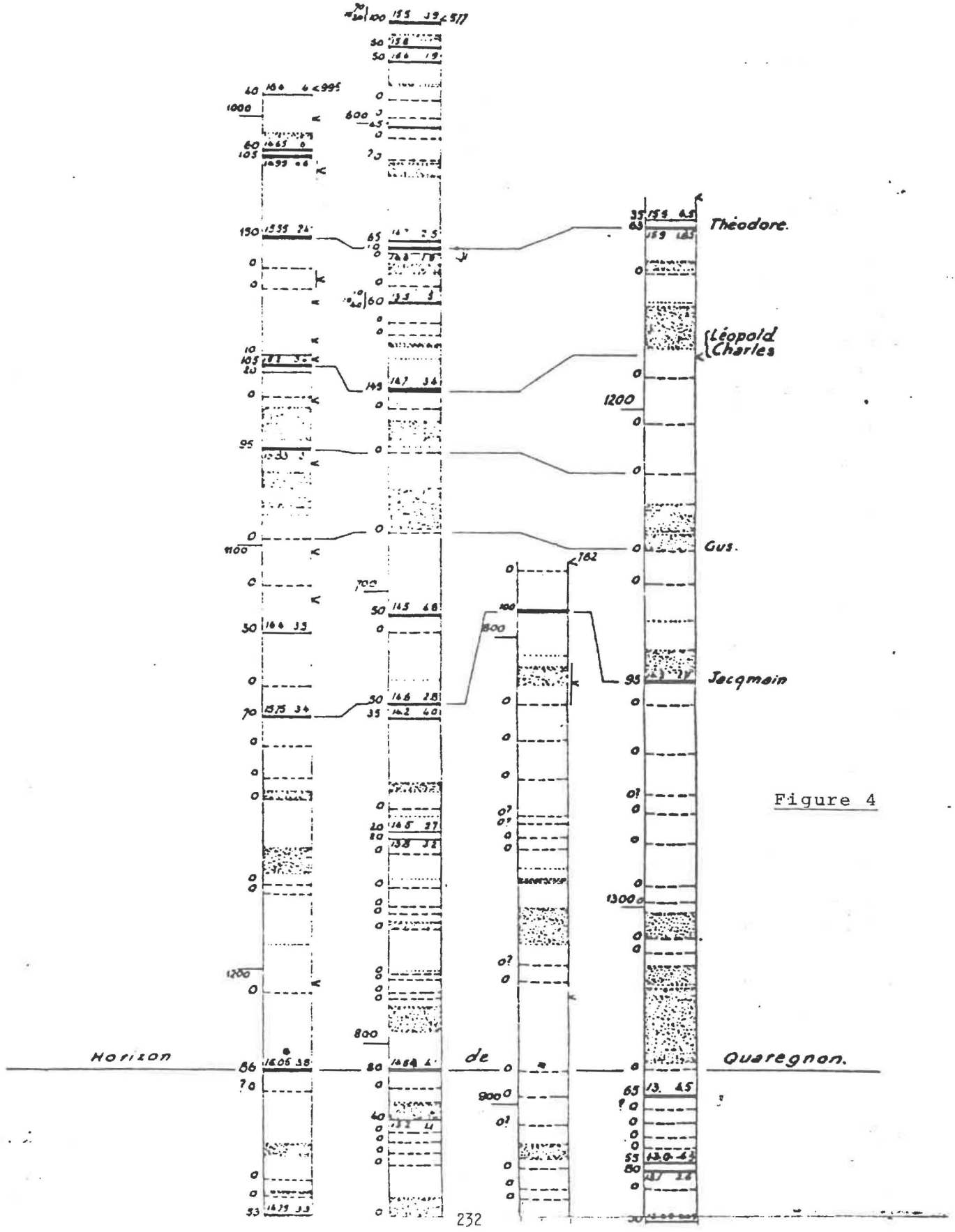



Figure 4

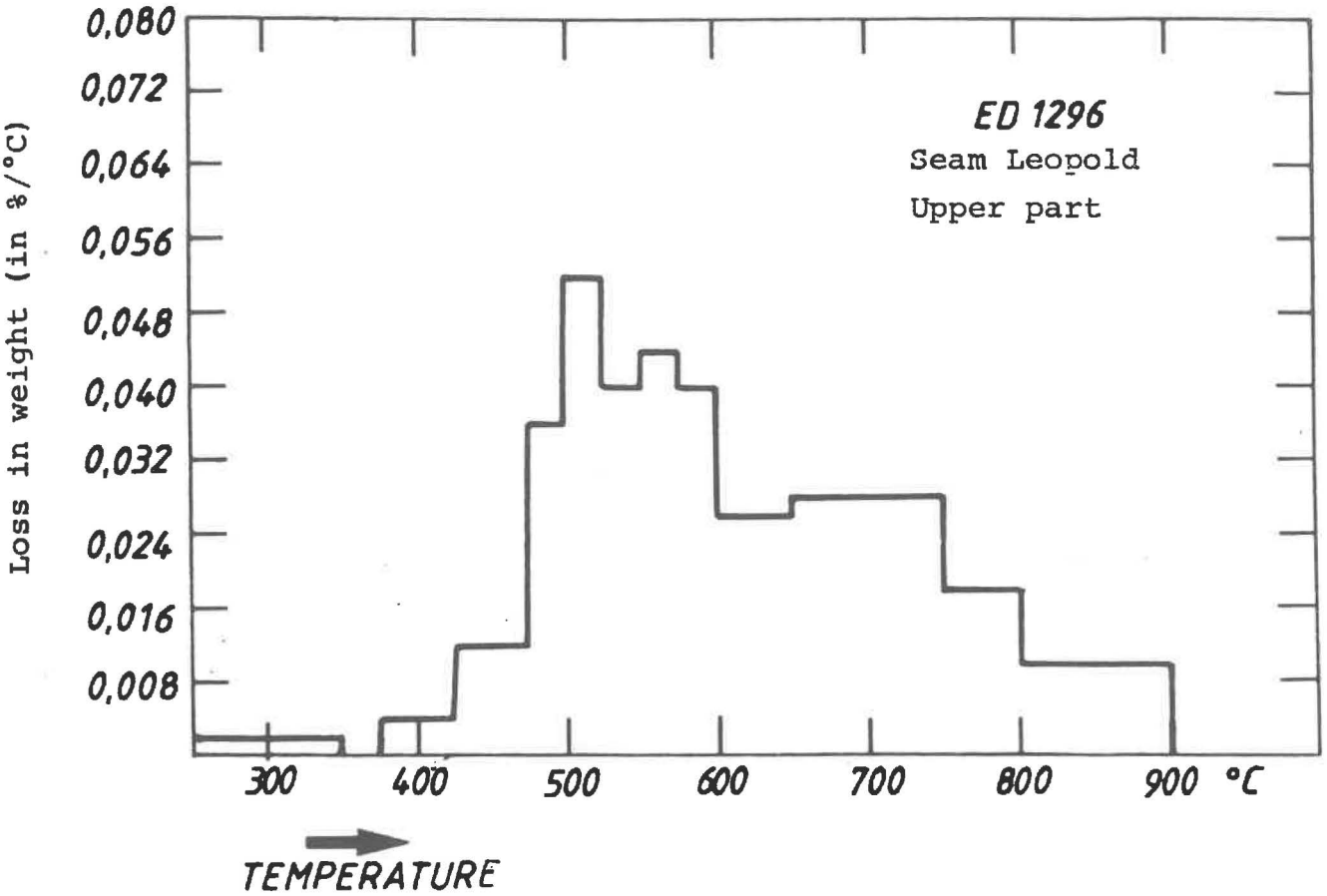



Figure 5 DEGASSING COURSE

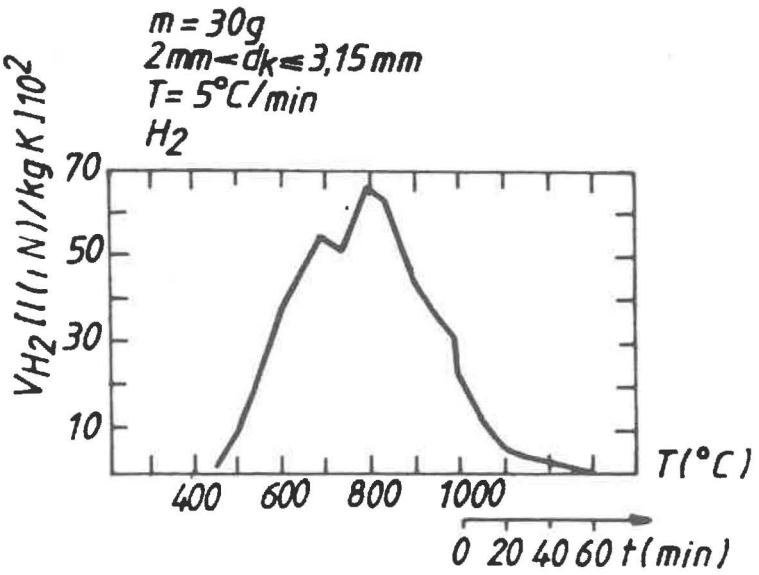



Figure 6 HYDROGEN DEGASSING CURVE

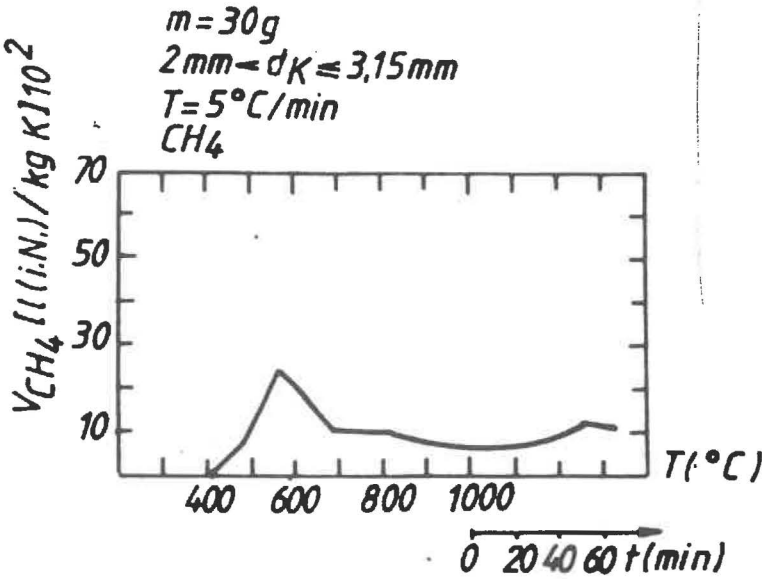



Figure 7 METHANE DEGASSING CURVE

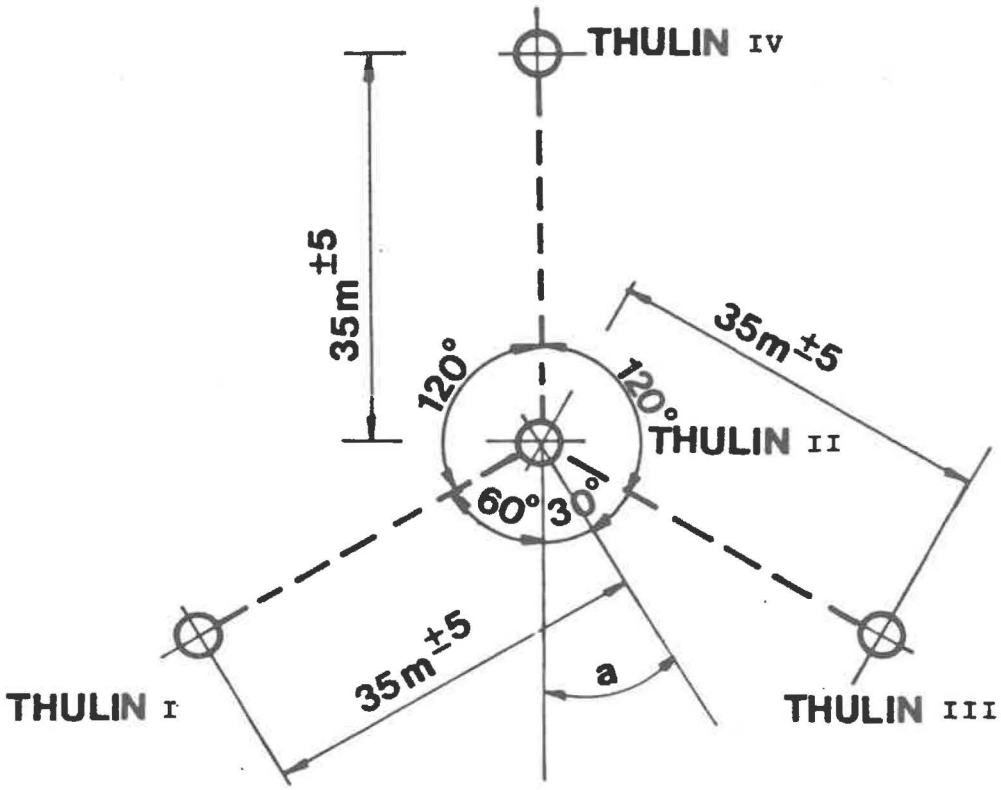



Figure 8

WELL PATTERN FOR THE FIRST STAGE OF THE IN-SITU EXPERIMENTS IN THULIN

Date

Name

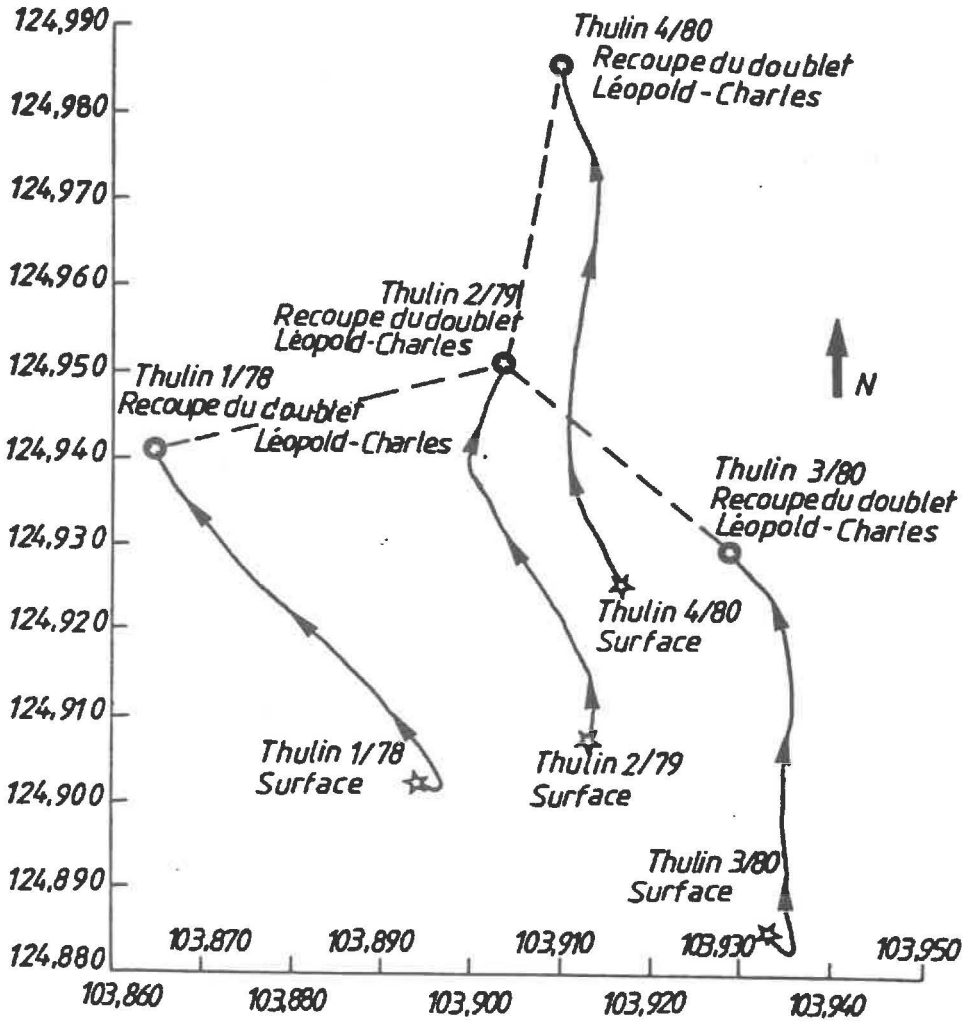



Figure 9

DEVIATION DES SONDAGES DE THULIN

Date

Name

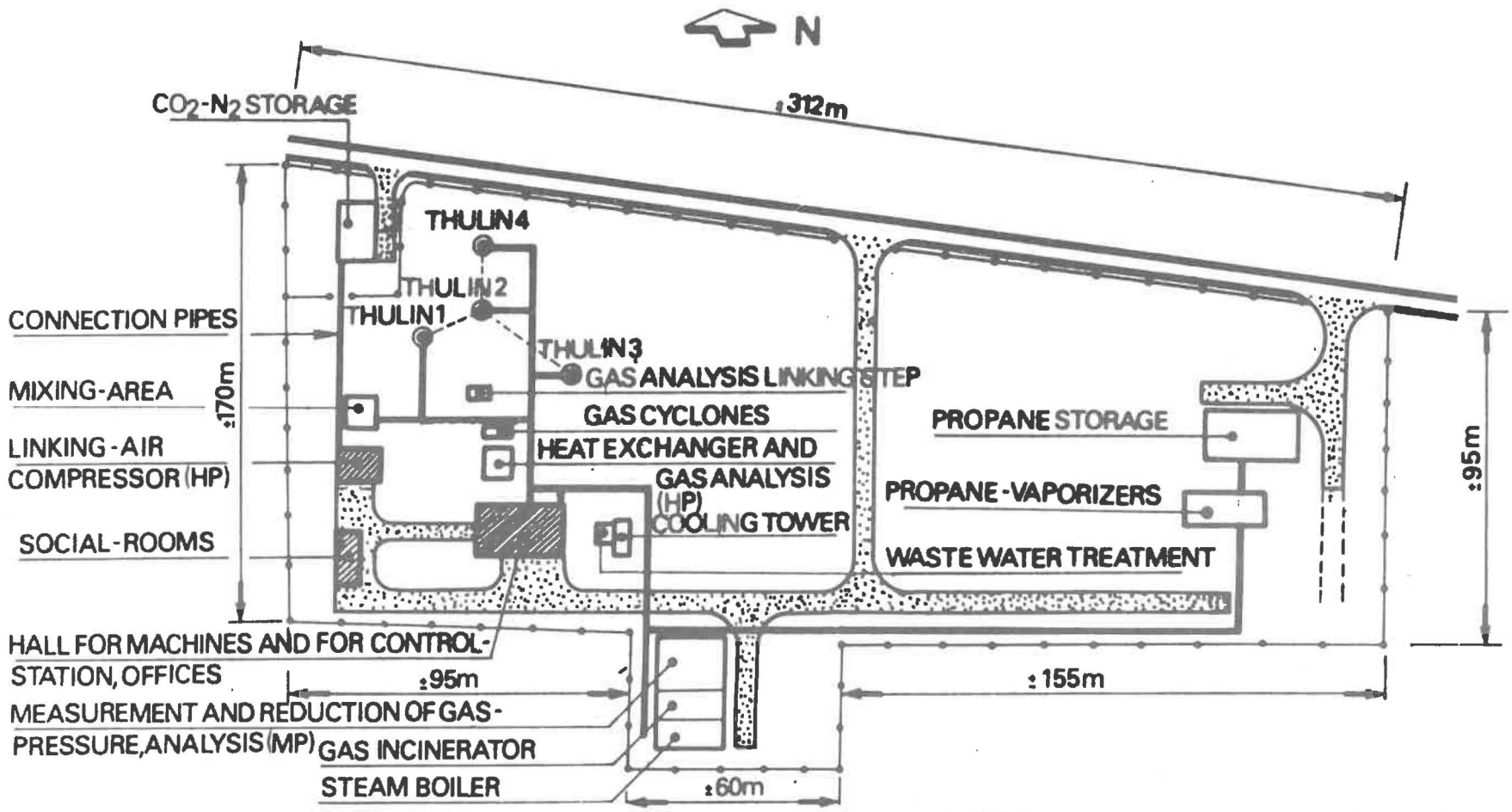



Fig. 10

PLAN D'IMPLANTATION SIMPLIFIE DE L'ENSEMBLE DE L'INSTALLATION

Date

Name

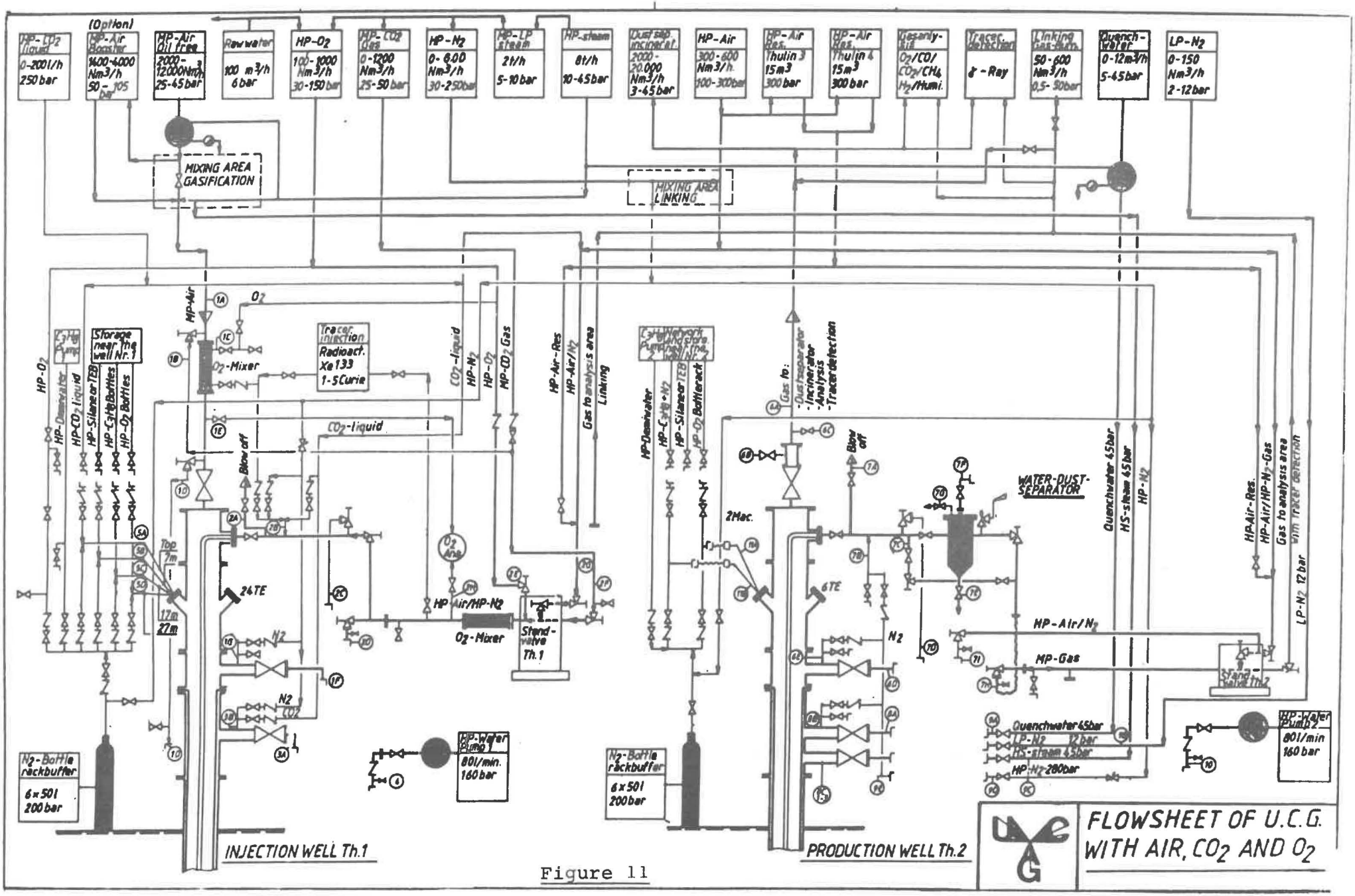

(Option)
HP-CO2 liquid
0-200l/h
250 bar
HP-Air Booster
1600-4000 Nm3/h
50 - 105 bar
HP-Air Oil free
2000-12000Nm3/h
25-45 bar
Raw water
100 m3/h
6 bar
HP-O2
100-1000 Nm3/h
30-150 bar
HP-CO2 Gas
0-1200 Nm3/h
25-50 bar
HP-N2
0-600 Nm3/h
30-250bar
HP-LP steam
2t/h
5-10 bar
HP-steam
8t/h
10-45bar
Dust exp. incinerat.
2000-20.000 Nm3/h
3-45 bar
HP-Air
300-600 Nm3/h.
100-300bar
HP-Air Res. Thulin 3
15m3
300 bar
HP-Air Res. Thulin 4
15m3
300 bar
Gasanly-tik
O2/CO/CO2/CH4 H2/Humi.
Tracer detection
γ - Ray
Linking Gas-Anal.
50-600 Nm3/h
0,5-50bar
Quench-water
0-12m3/h
5-45bar
LP-N2
0-150 Nm3/h
2-12bar
MIXING AREA GASIFICATION
MIXING AREA LINKING
HP-O2
HP-Demiwater
HP-CO2 liquid
HP-Silencer TEB
HP-C3H8 Bottles
HP-O2 Bottles
Storage near the well Nr.1
HP-Air
O2
O2-Mixer
Tracer injection Radioact. Xe 133 1-5 Curie
CO2-liquid
HP-N2
HP-O2
HP-CO2 Gas
HP-Air-Res
HP-Air/N2
Gas to analysis area
Linking
Blow off
Top 7m
17m
27m
24 TE
HP Air/HP-N2
O2-Mixer
Stand-valve Th.1
N2
N2 CO2
HP-Water Pump 1
80l/min.
160 bar
N2-Bottle rackbuffer
6 x 50l
200 bar
INJECTION WELL Th.1
C3H8 Wellpark Pumping Station well Nr.2
HP-Demiwater
HP-C3H8 + N2
HP-Silencer TEB
HP-O2 Bottlerack
Gas to:
-Dustseparator
-Incinerator
-Analysis
-Tracerdetection
2 Mec.
6 TE
WATER-DUST-SEPARATOR
Quenchwater 45bar
HS-steam 45bar
HP-N2
HP-Air-Res.
HP-Air/HP-N2-Gas
Gas to analysis area
with tracer detection
LP-N2 12 bar
HP-Air/N2
MP-Gas
Stand-valve Th.2
Quenchwater 45bar
LP-N2 12bar
HS-steam 45bar
HP-N2 280bar
HP-Water Pump 2
80l/min
160 bar
N2-Bottle rackbuffer
6 x 50l
200 bar
PRODUCTION WELL Th.2
FLOWSHEET OF U.C.G. WITH AIR, CO2 AND O2

Figure 11

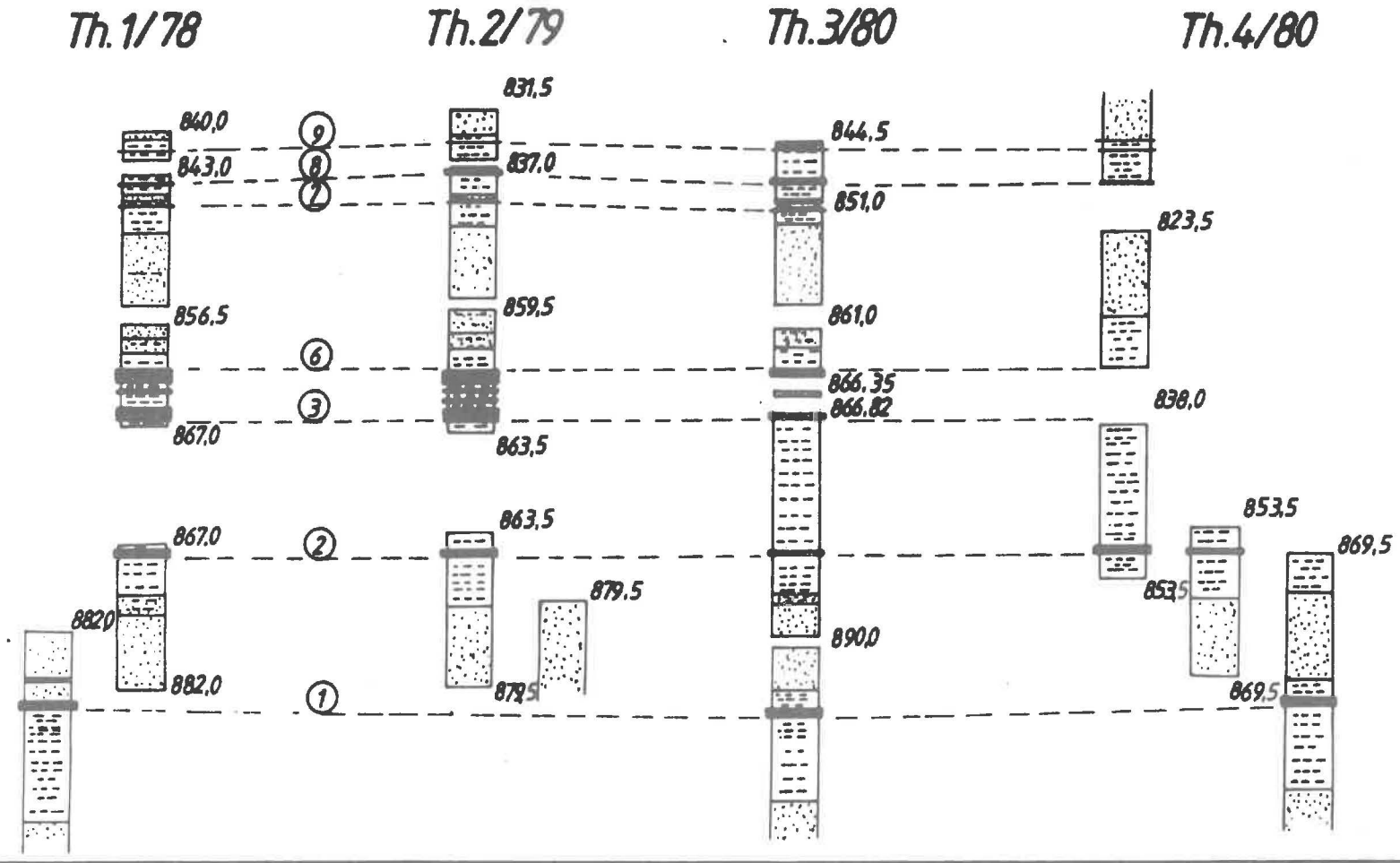



Figure 12 STRATIGRAPHIC CORRELATION BETWEEN THE ZONES OF THE FOUR WELLS OF THULIN IN THE VICINITY OF THE SEAM LEOPOLD-CHARLES

Date

Name

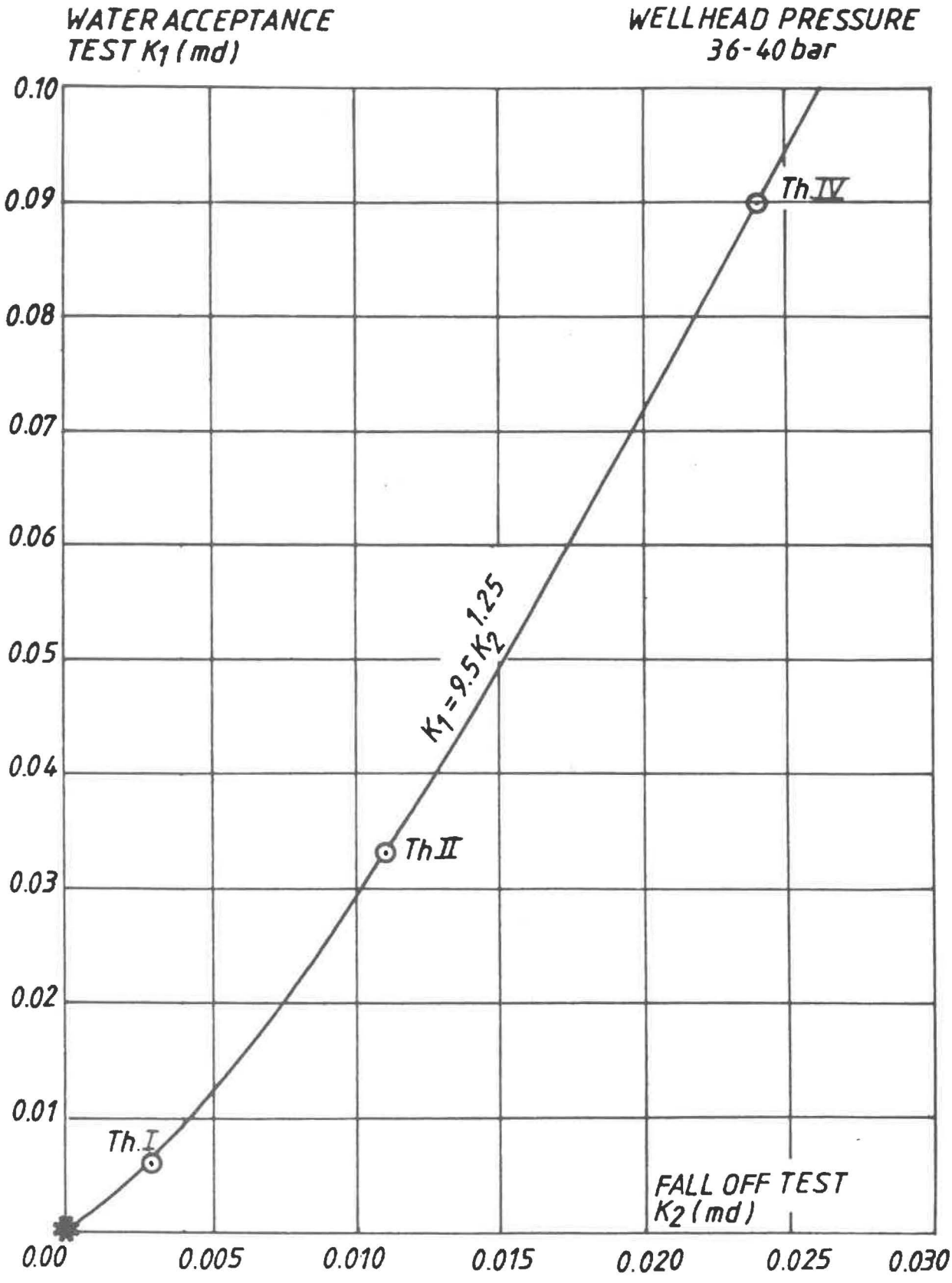



Figure 13

CORRELATION ENTRE LES VALEURS DE PERMEABILITE DEDUITES DU "WATER ACCEPTANCE TEST" ET DU "FALL OFF TEST"

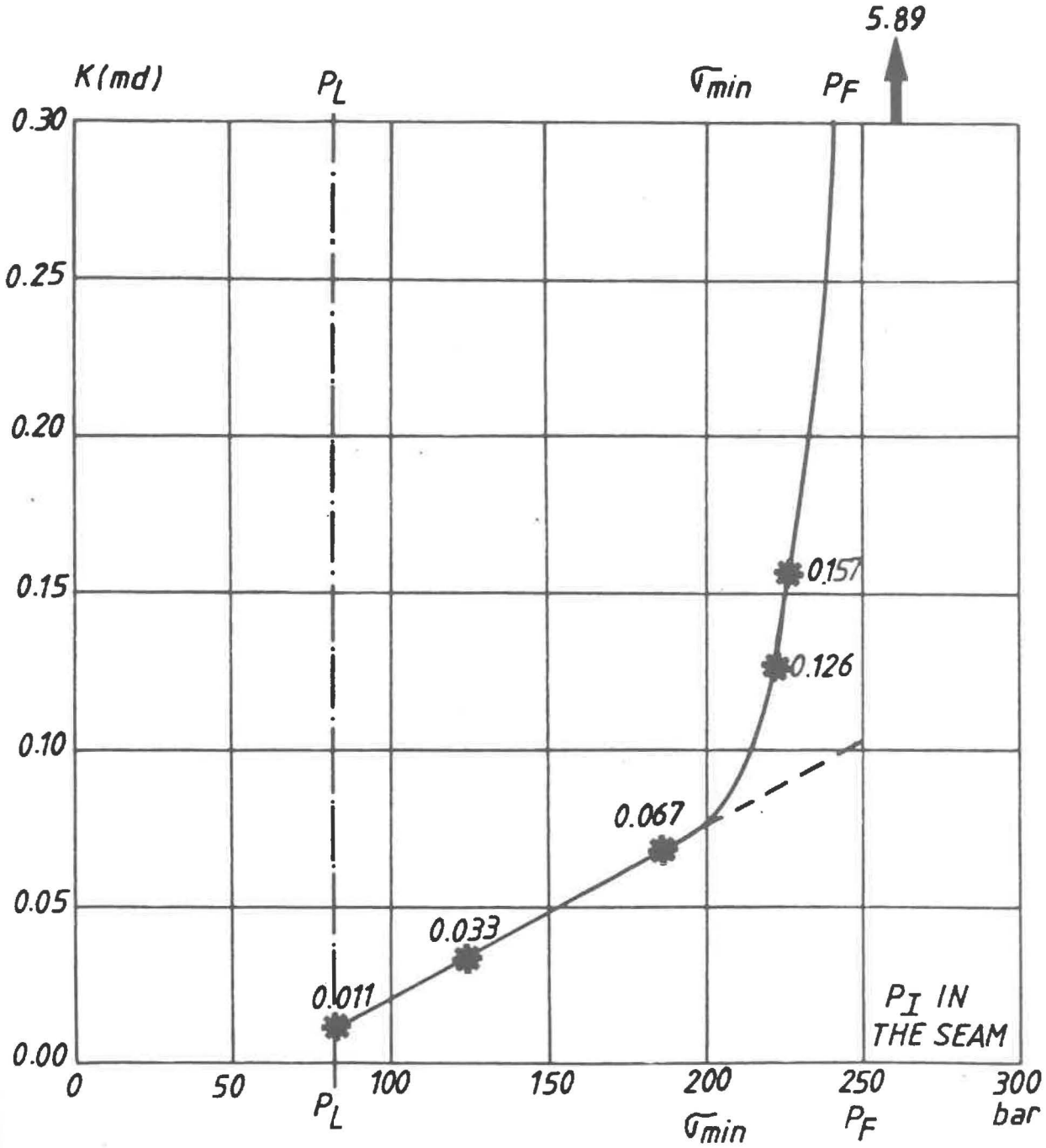



Figure 14

VARIATION DE LA PERMEABILITE APPARENTE EN FONCTION DE LA PRESSION D'INJECTION AU NIVEAU DE LA VEINE

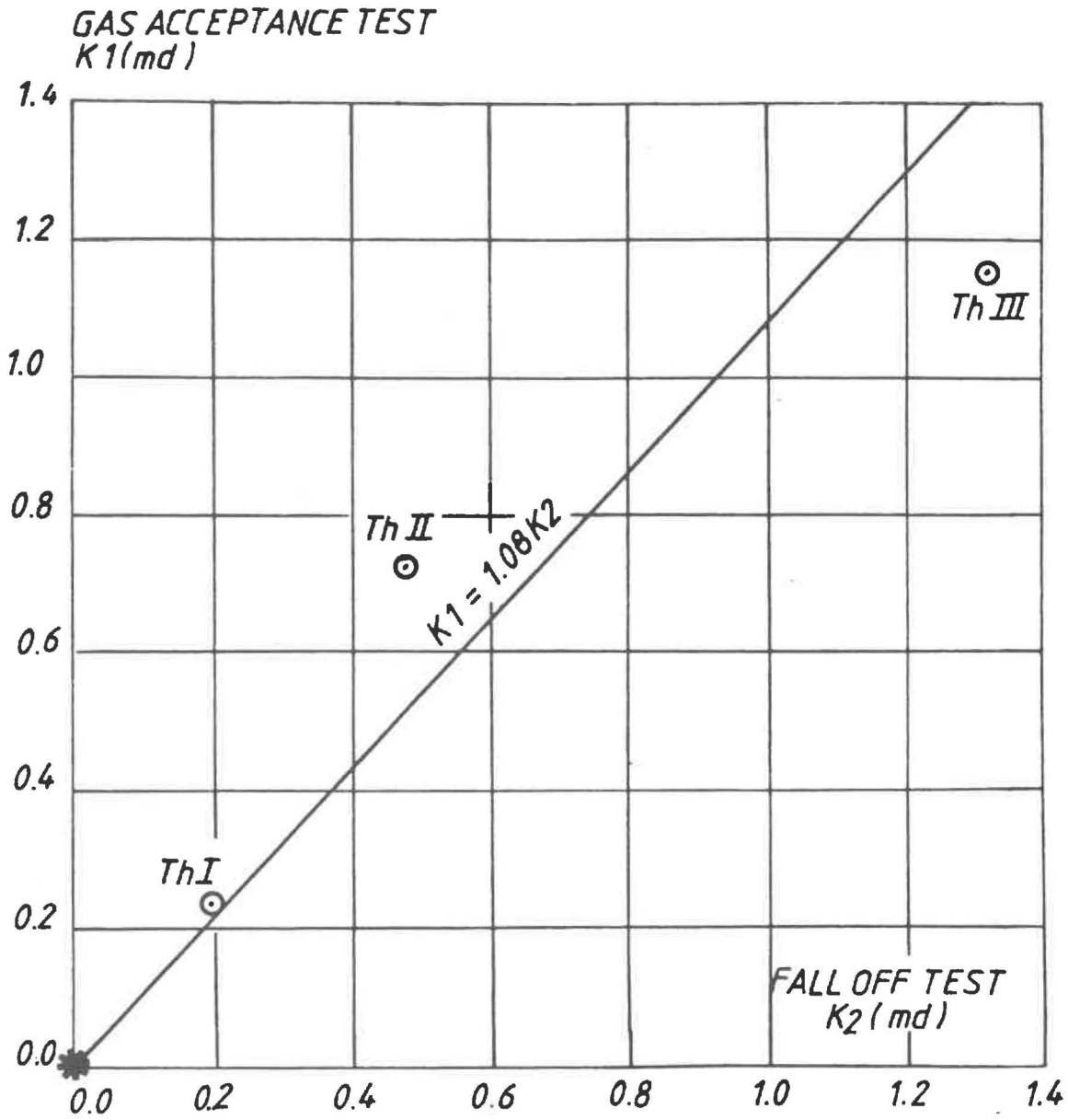
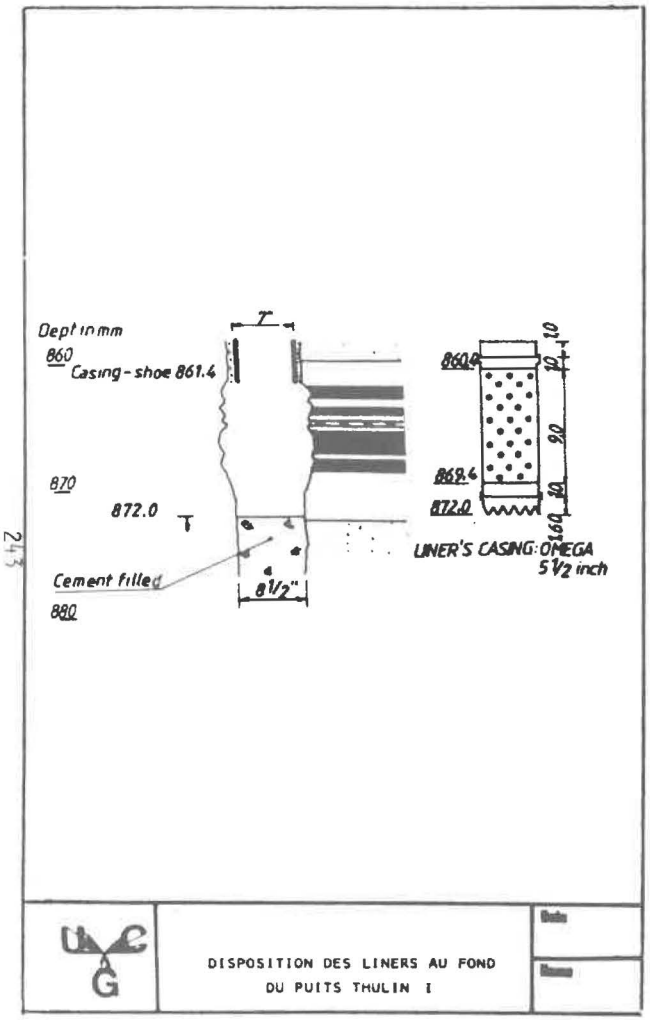
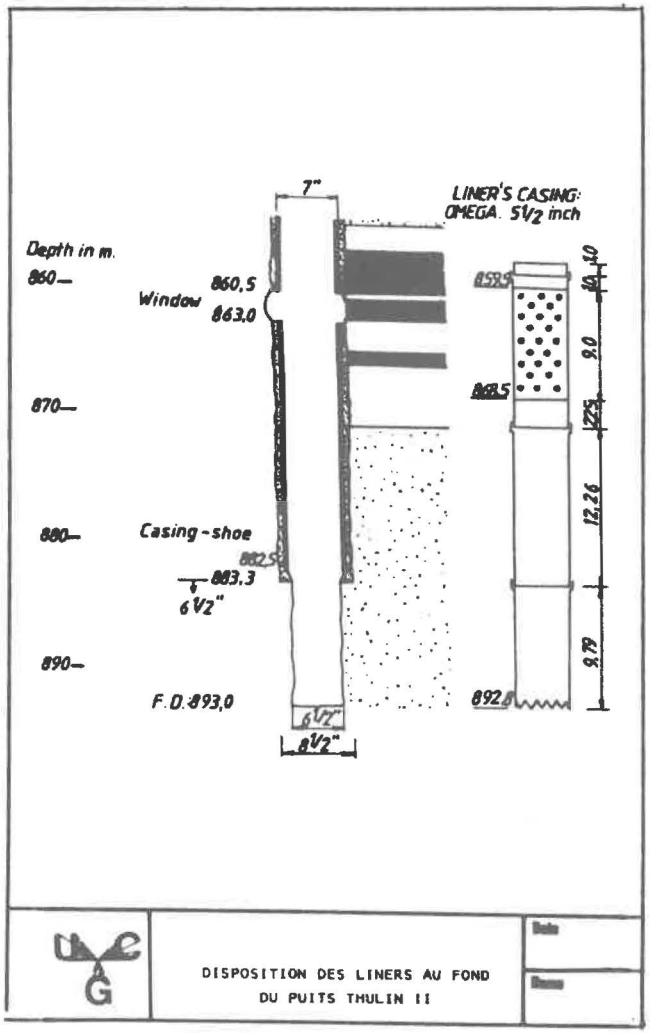



Figure 15

CORRELATION ENTRE LES VALEURS DE PERMEABILITE DEDUITES DU "GAS ACCEPTANCE TEST" ET DU "FALL OFF TEST"



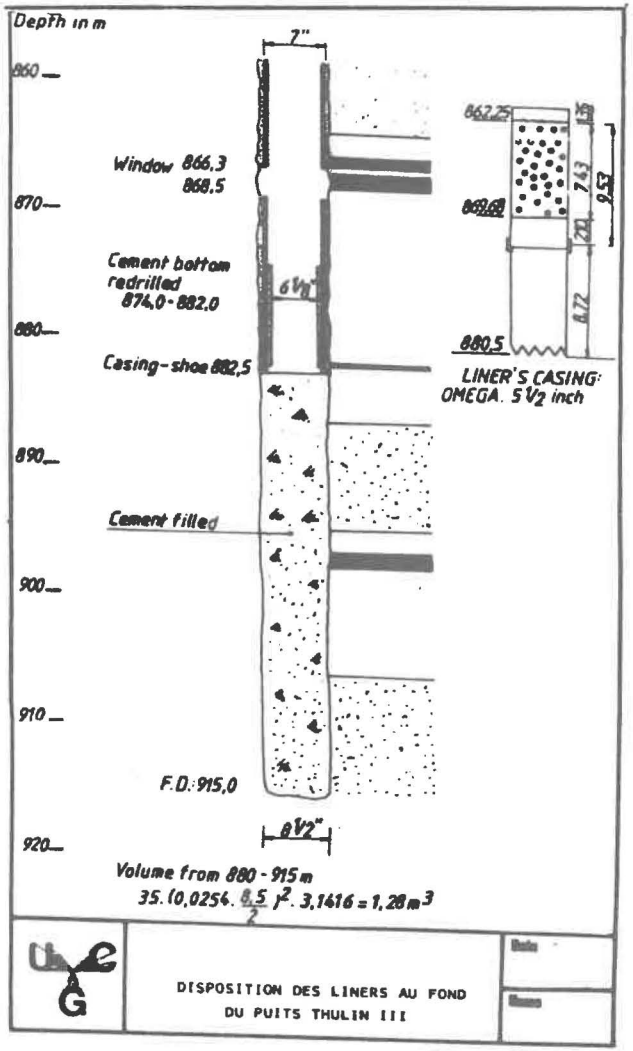




Figure 16 DISPOSITION DES LINERS AU FOND DES PUITS (Th. I, Th. II, Th. III)

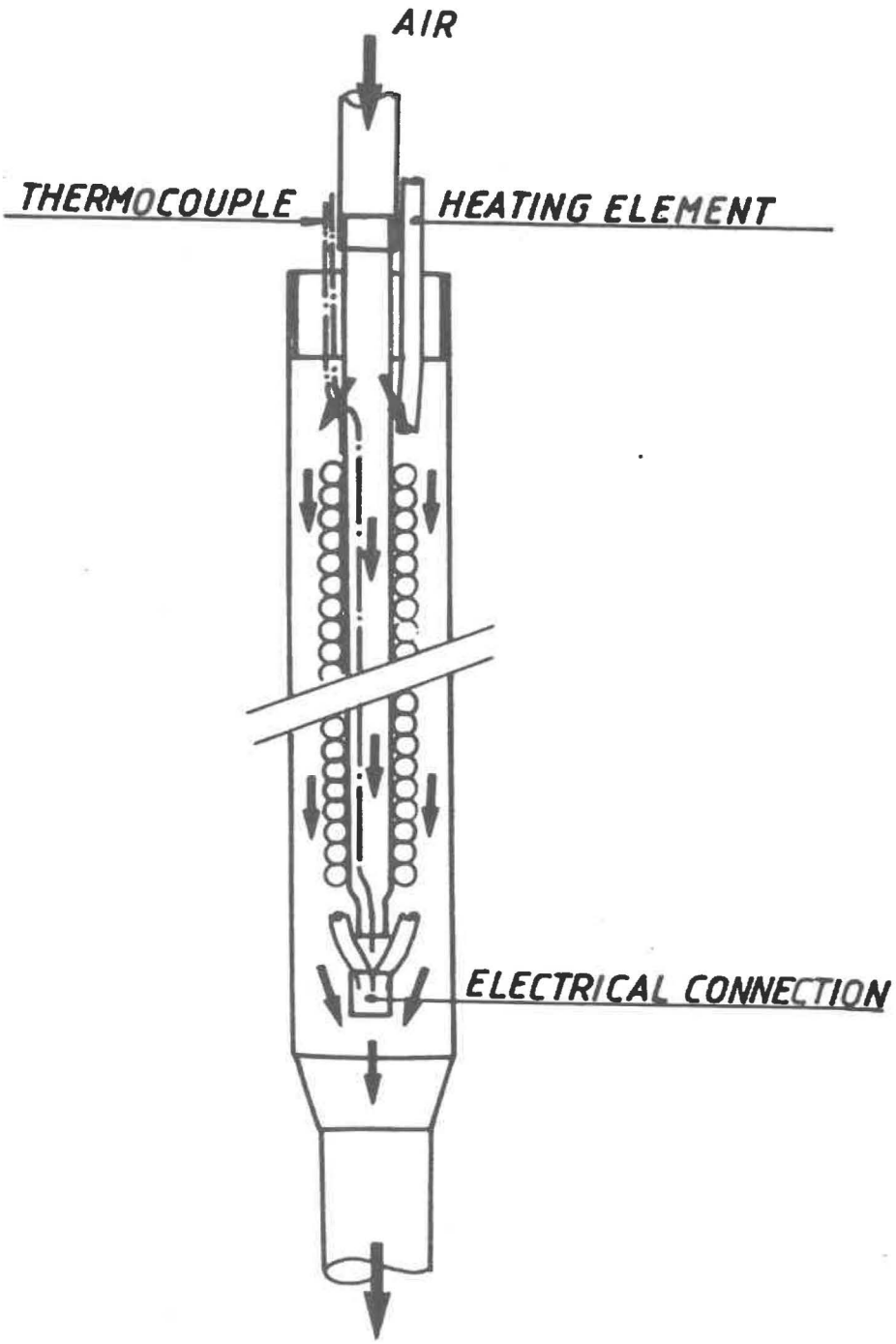



Figure 17

SKETCH OF THE ELECTRICAL IGNITER

Date

Name

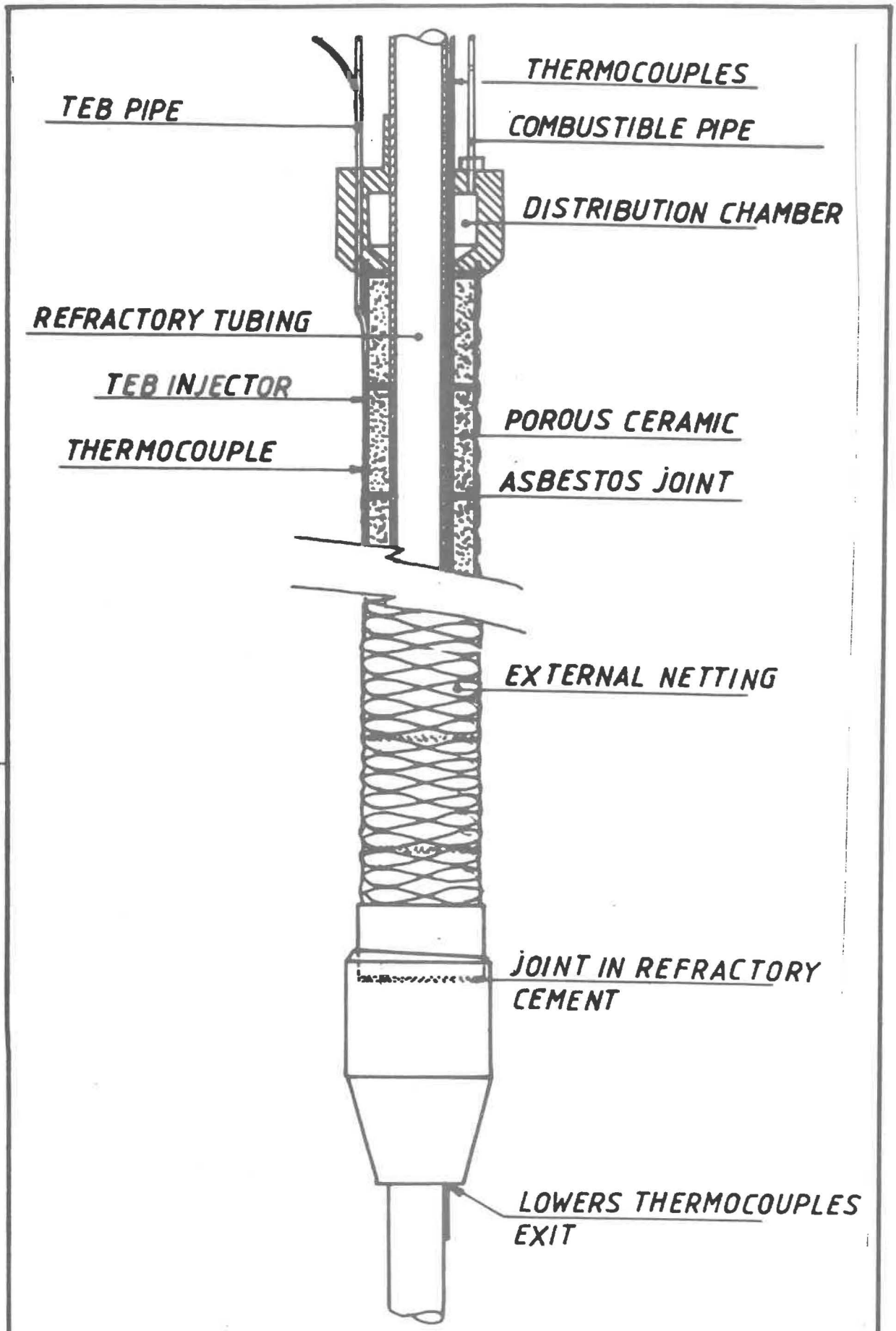



Figure 18

TORCHE D'ALLUMAGE

Date

Name

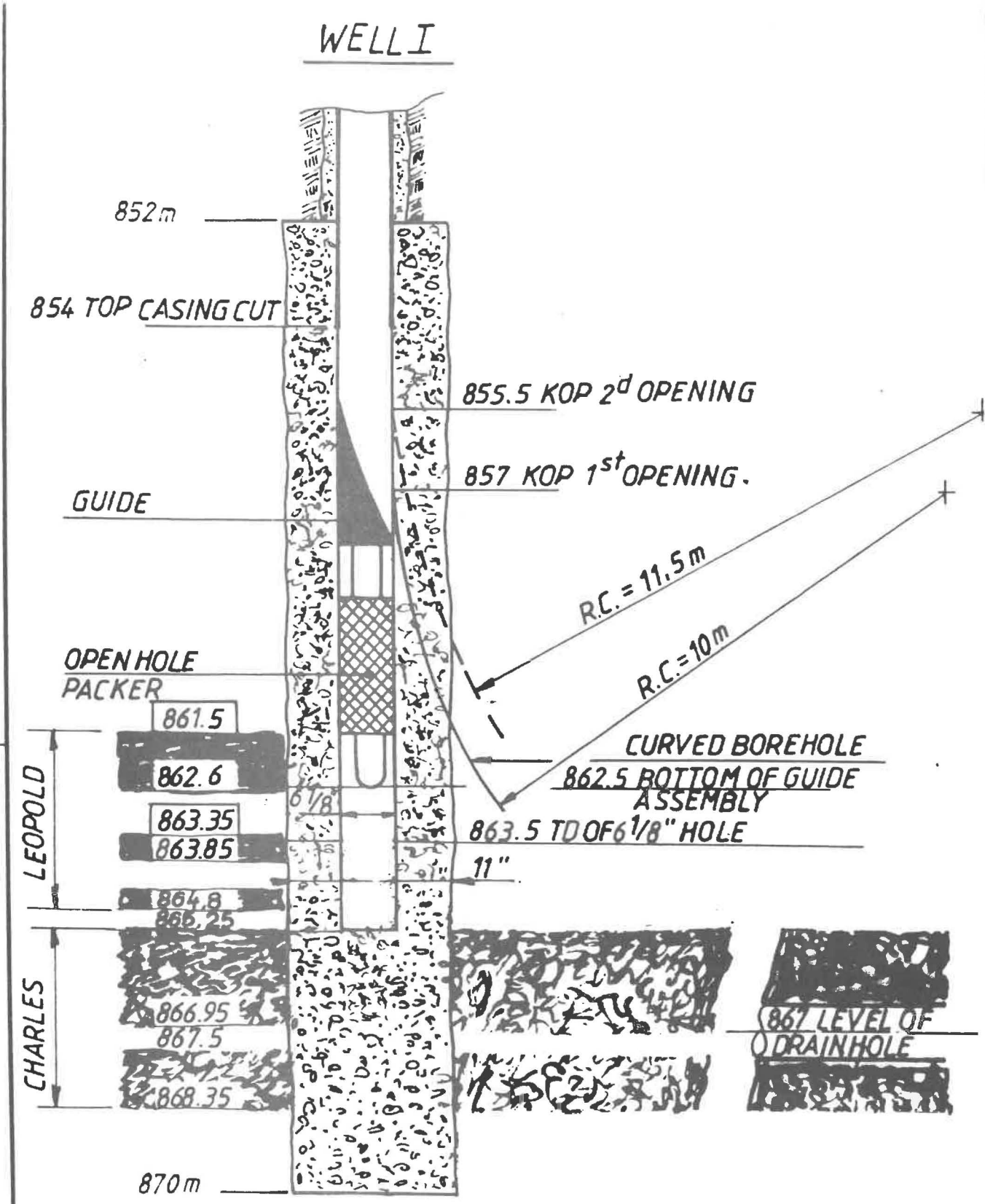



Figure 19

WELL I REWORKED PLAN

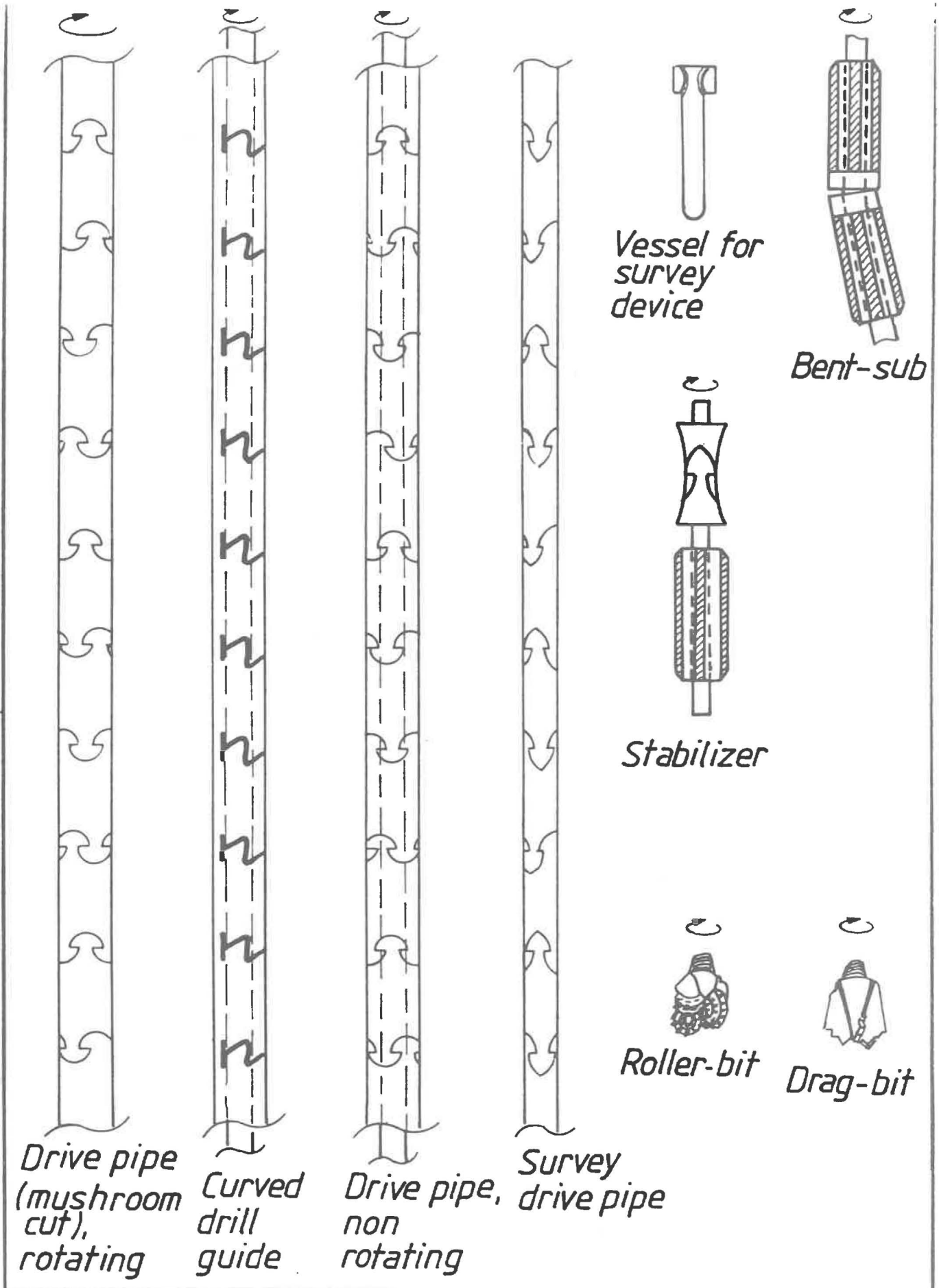



Figure 20

PRINCIPAL BOTTOM HOLE ASSEMBLY CONSTITUANTS.

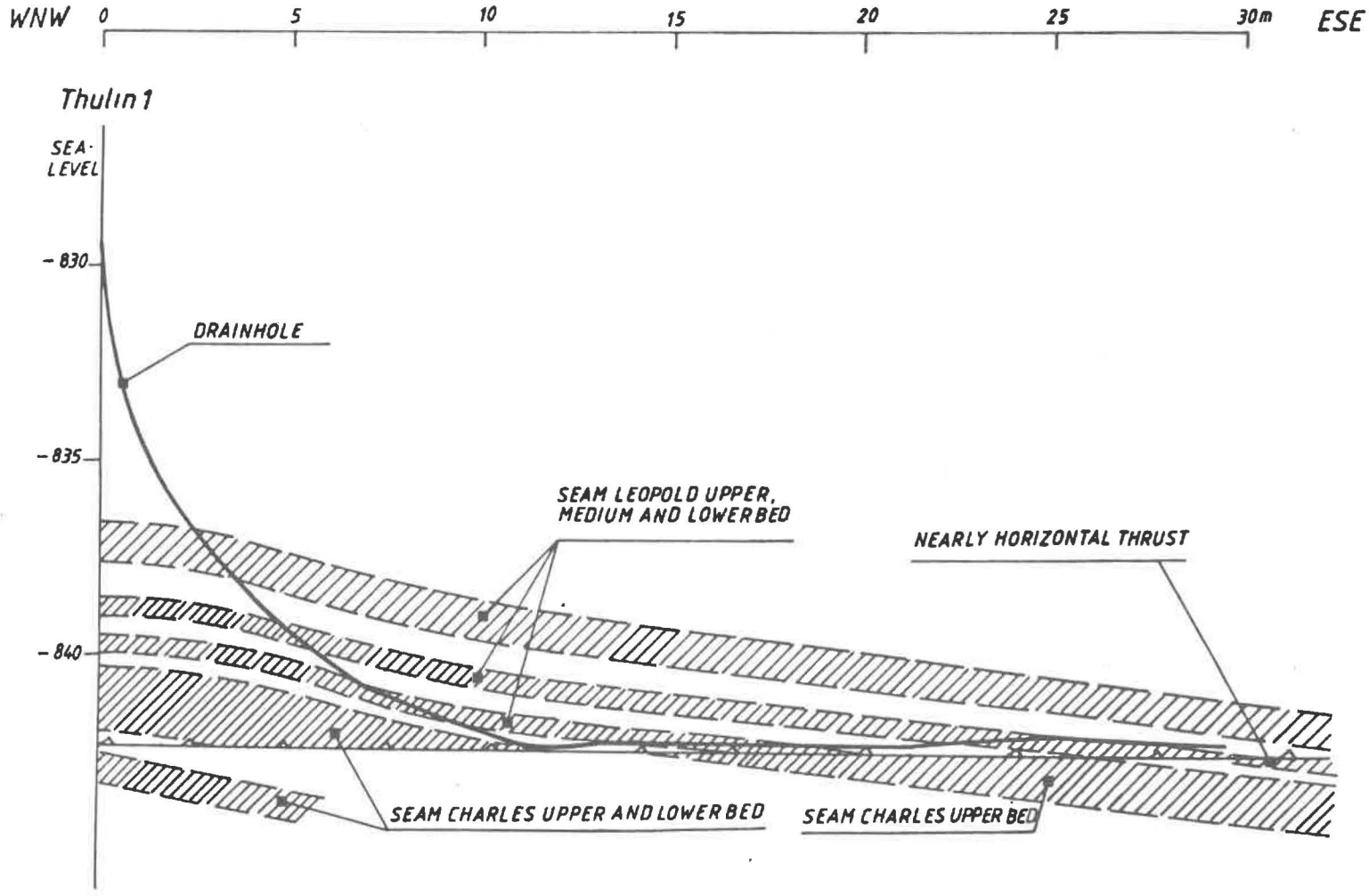



Figure 21 ASSUMED DRAINHOLE POSITION INSIDE LEOPOLD-CHARLES SEAM

Date

Name

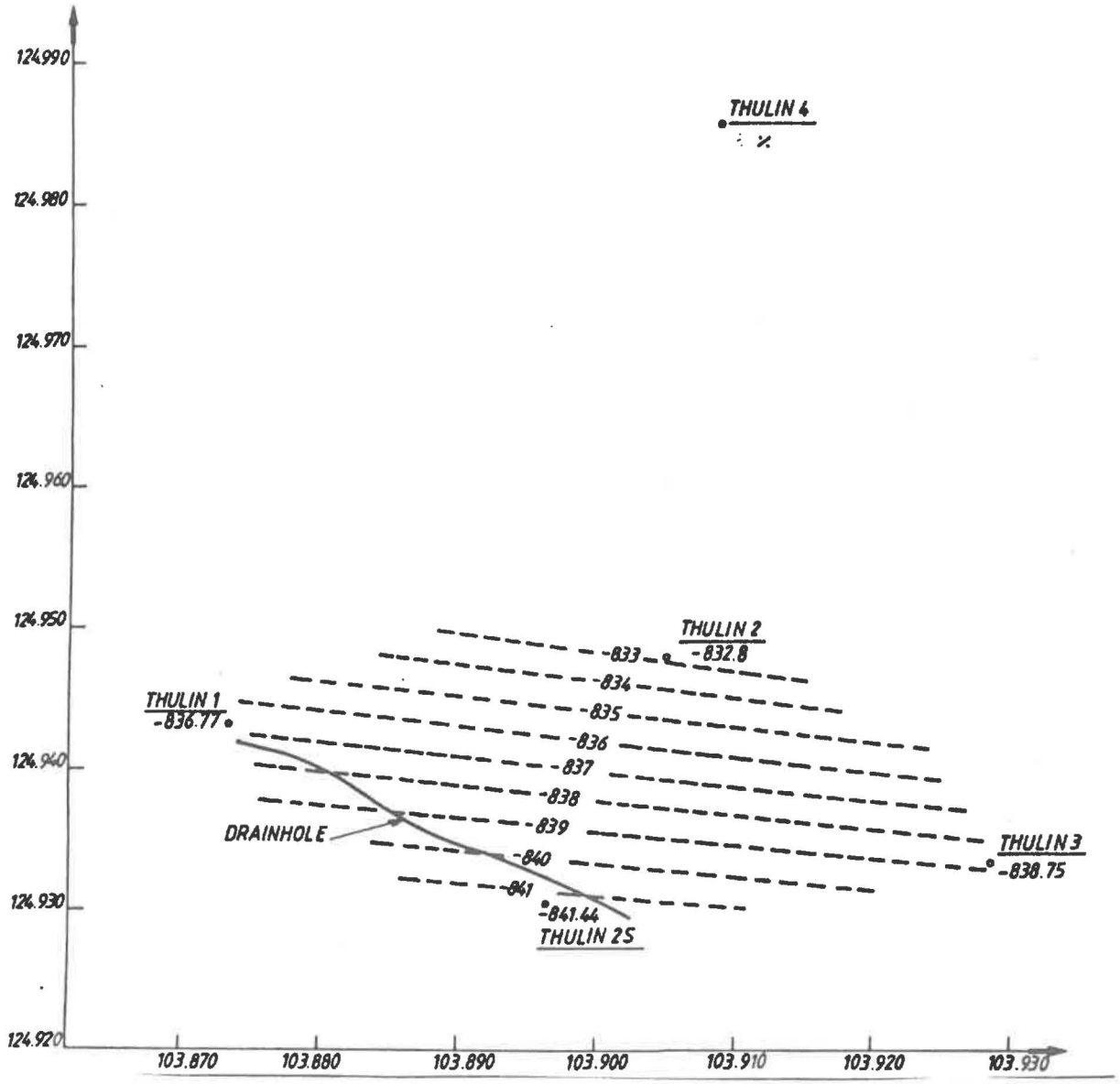
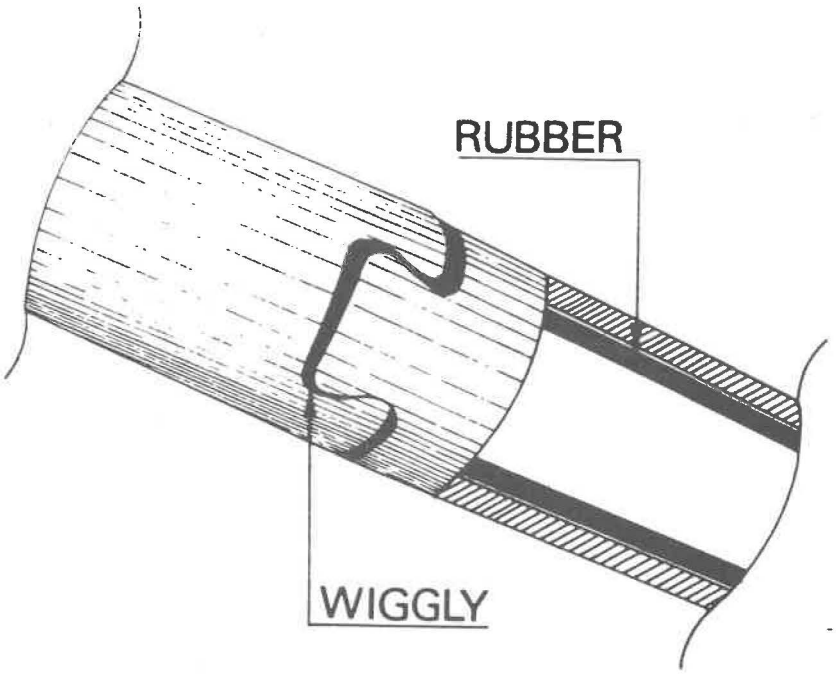



Figure 22 LEVEL OF TOP OF SEAM LEOPOLD
well positions corrected (figure in m related to sea level)

Date

Name




WIGGLY tube: outside diameter: 108 mm
: inside diameter: 88 mm
RUBBER hose: outside diameter: 85 mm
: inside diameter: 70 mm

Figure 23

FLEXIBLE LINER BASED ON FLAME CUTS.

Date

Name

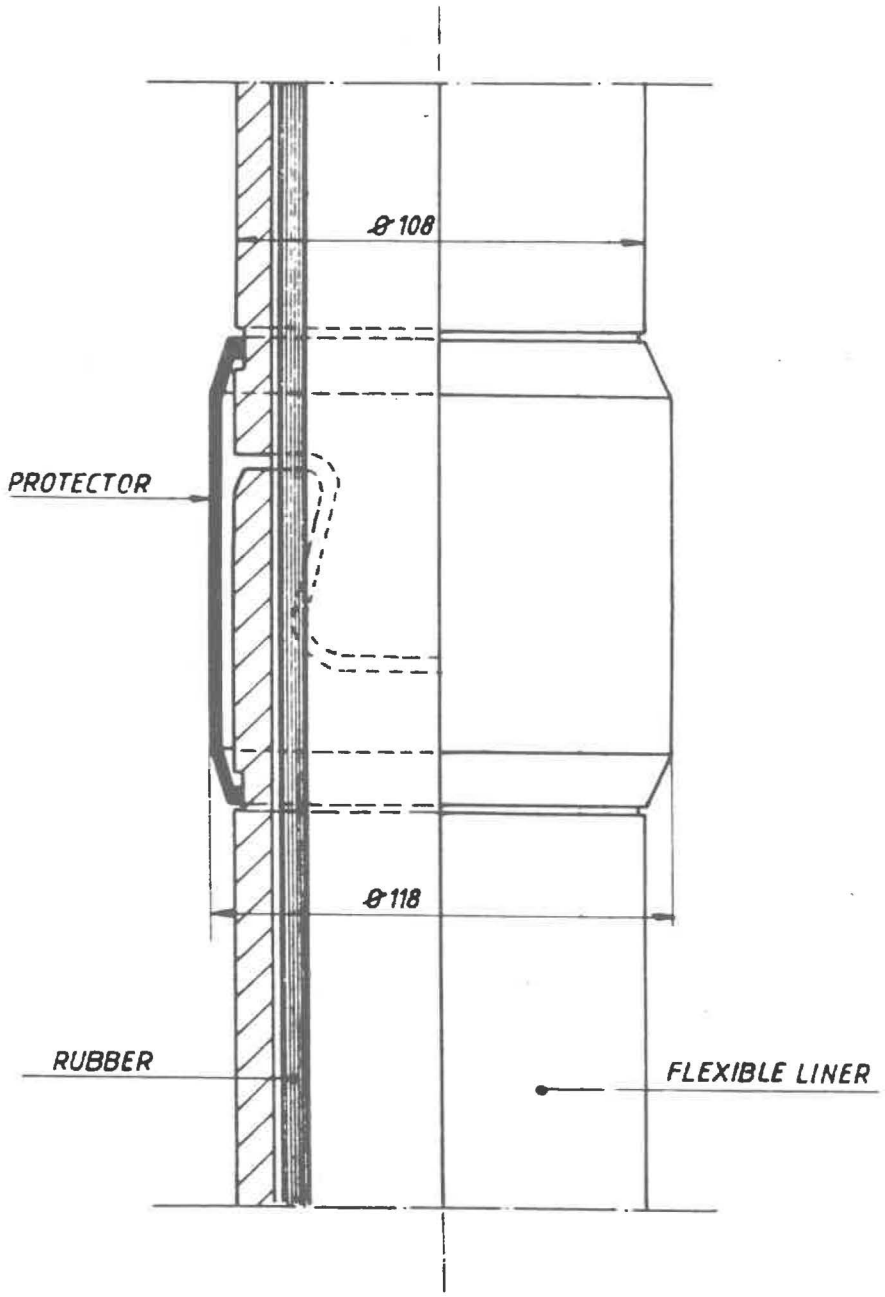



Figure 24

FLEXIBLE FLAME CUTS LINER WITH PROTECTORS.

Date

Name

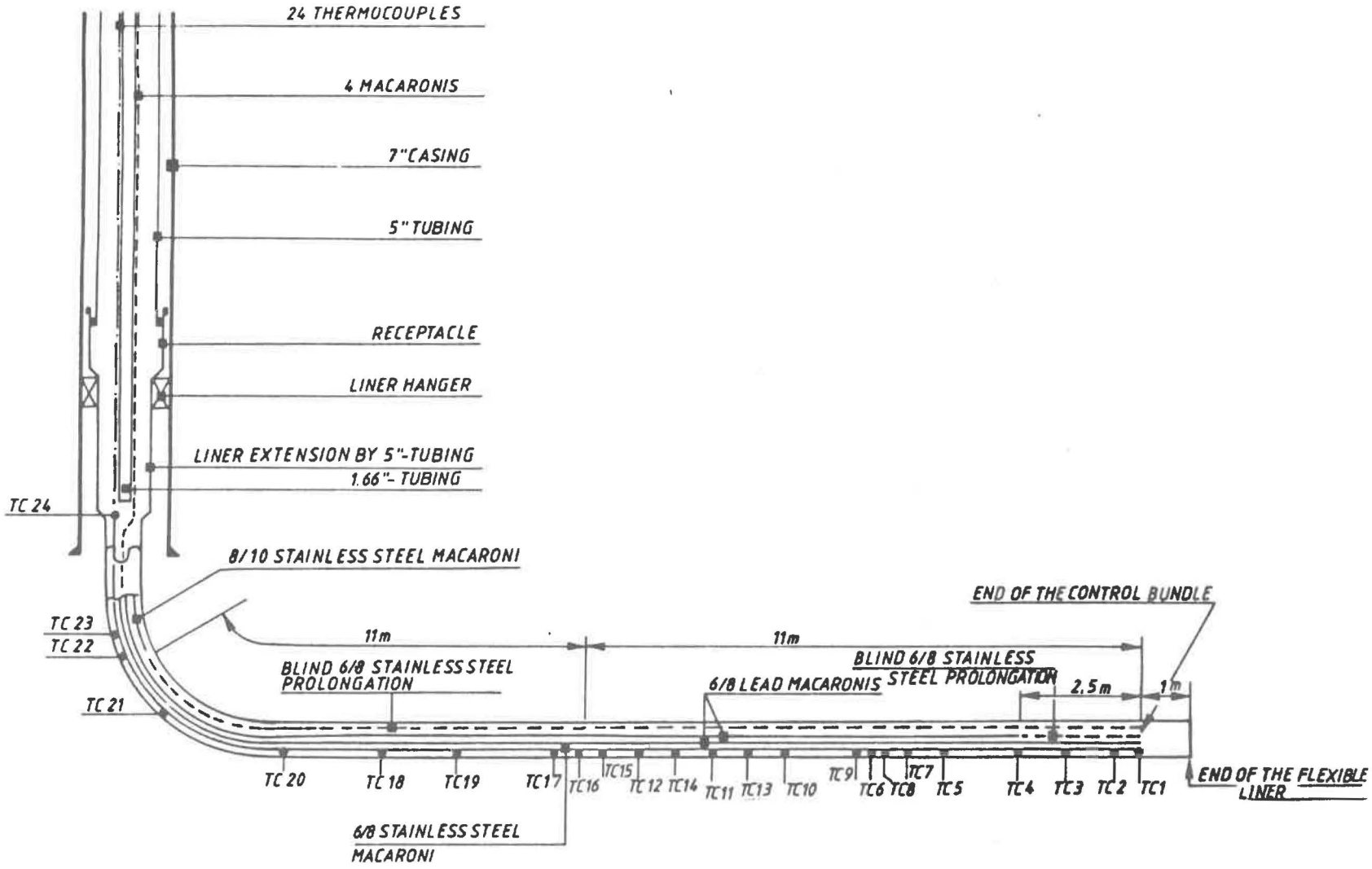



Figure 25 SCHEMATIC OF THE COMPLETION OF THE INJECTION WELL THULIN I

Date

Name

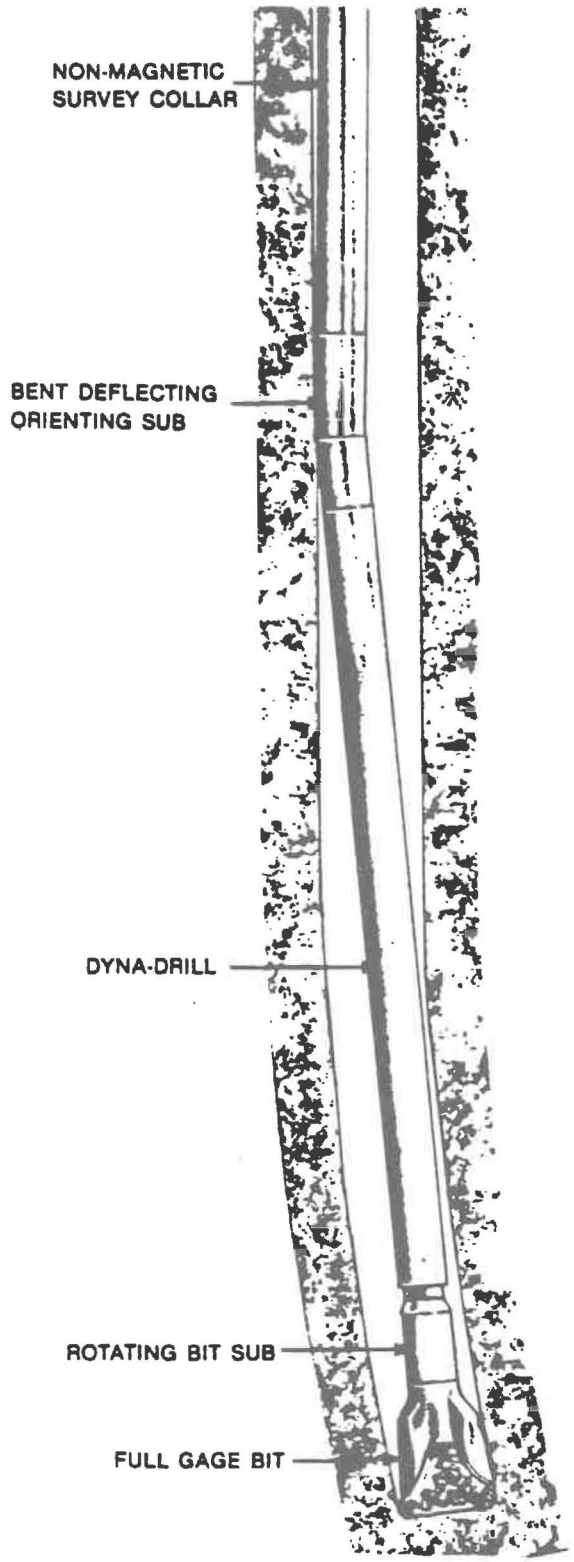



Figure 26

DOWNHOLE MOTOR ASSEMBLY

Date

Name

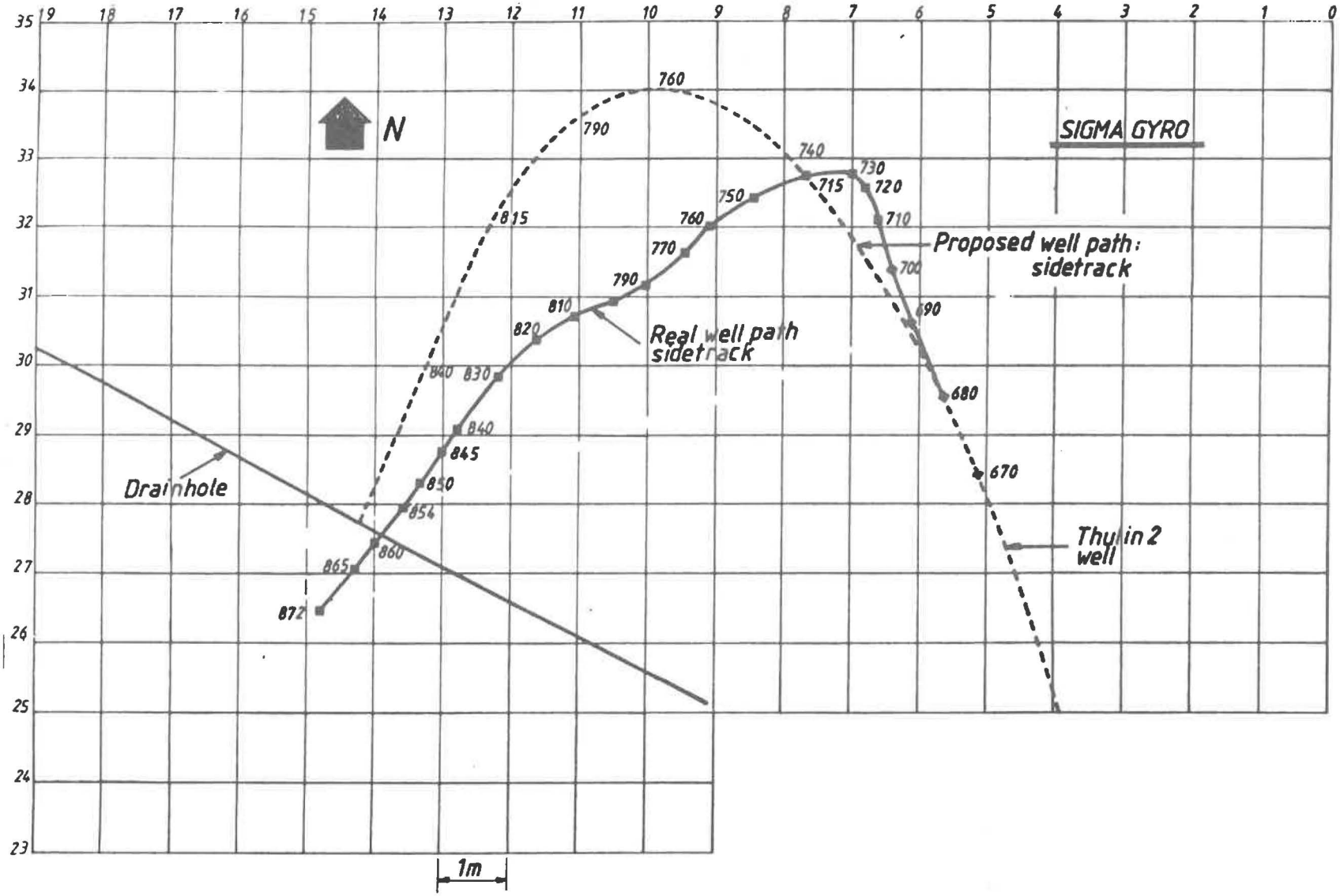
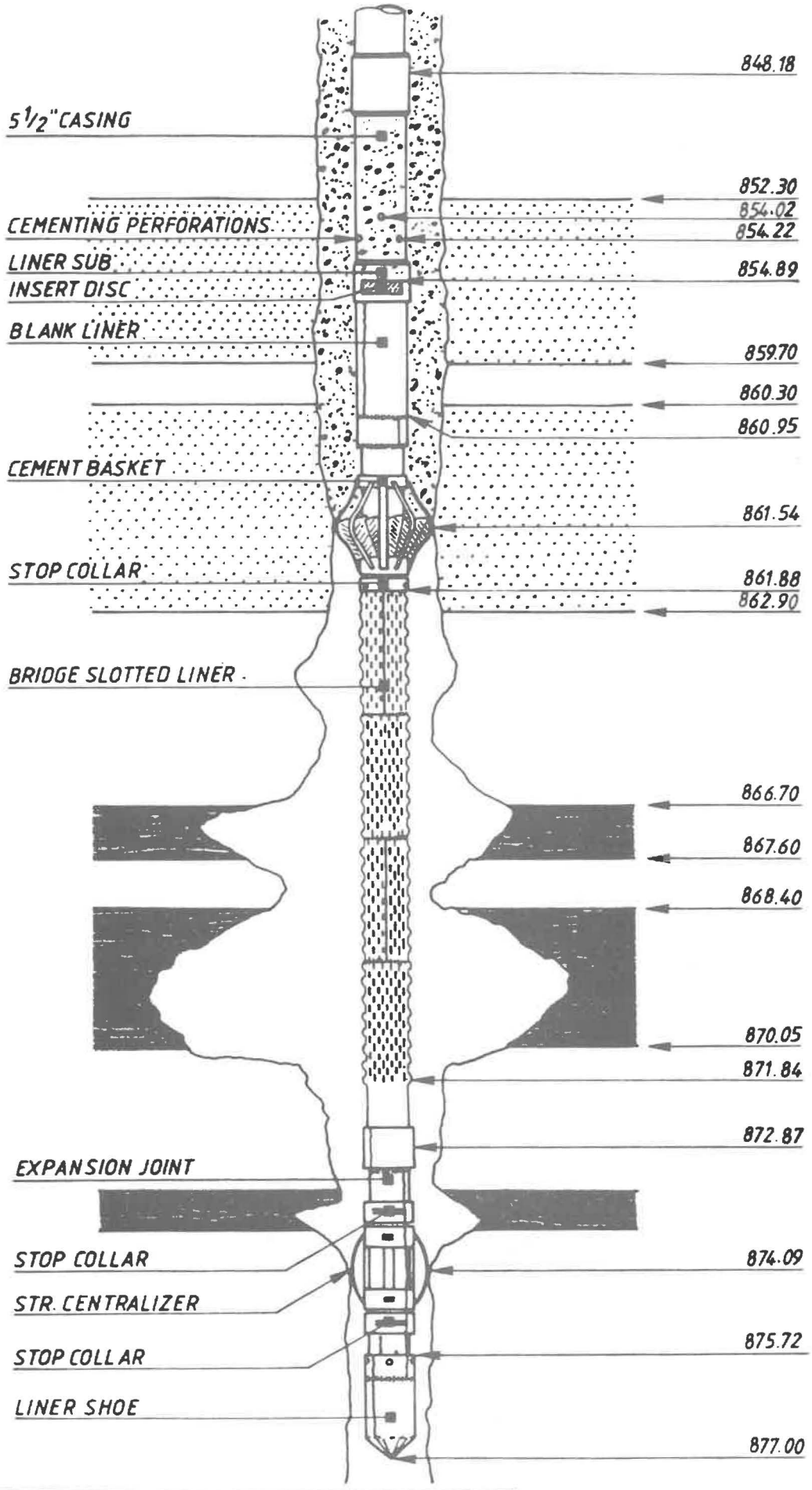



Figure 27 SURFACE PLAN VIEW

Date

Name




REMARK: THE STRING LENGTH HAS NOT BEEN CORRECTED NEITHER FOR THE ELASTIC ELONGATION NOR FOR THE THERMAL EXPANSION

Figure 28

THULIN II DOWNHOLE ASSEMBLY

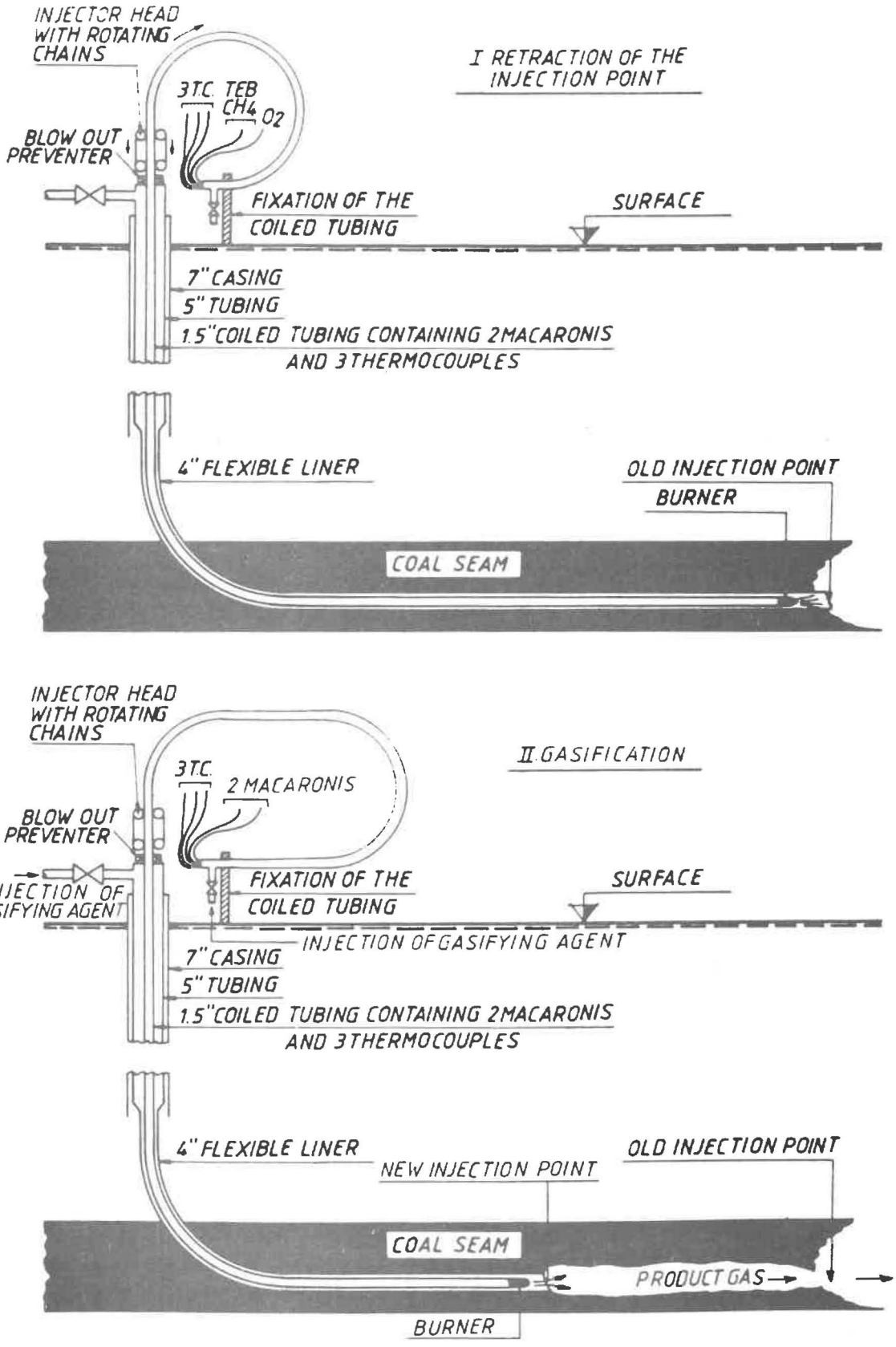



Figure 29 MANOEUVRE WITH THE COILED TUBING INCLUDING THE INTERNAL BUNDLE.

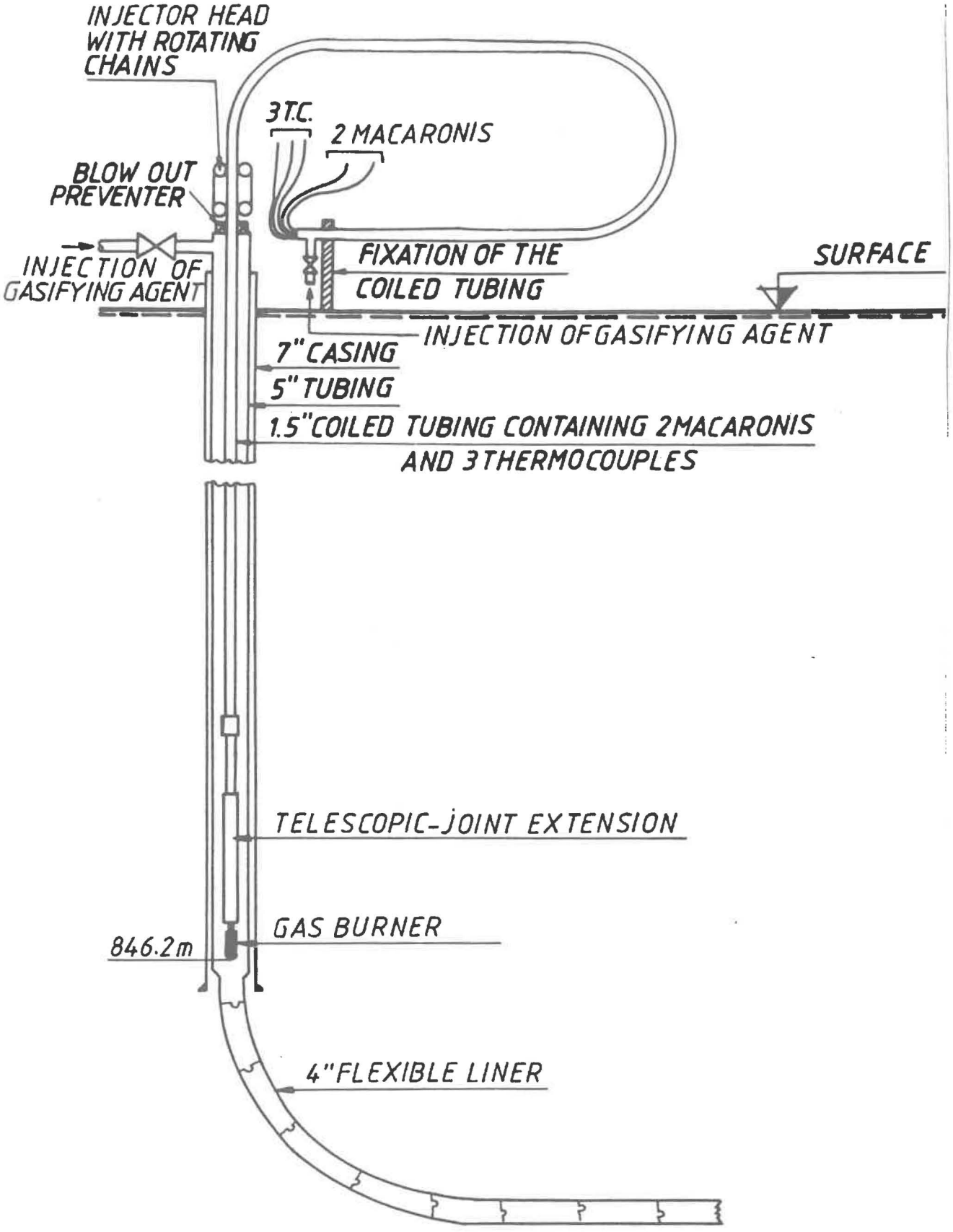



Figure 30 INJECTION WELL COMPLETION

REMARK: THE STRING LENGTHS HAVE NOT BEEN CORRECTED NEITHER FOR ELASTIC ELONGATION NOR FOR THERMAL EXPANSION.

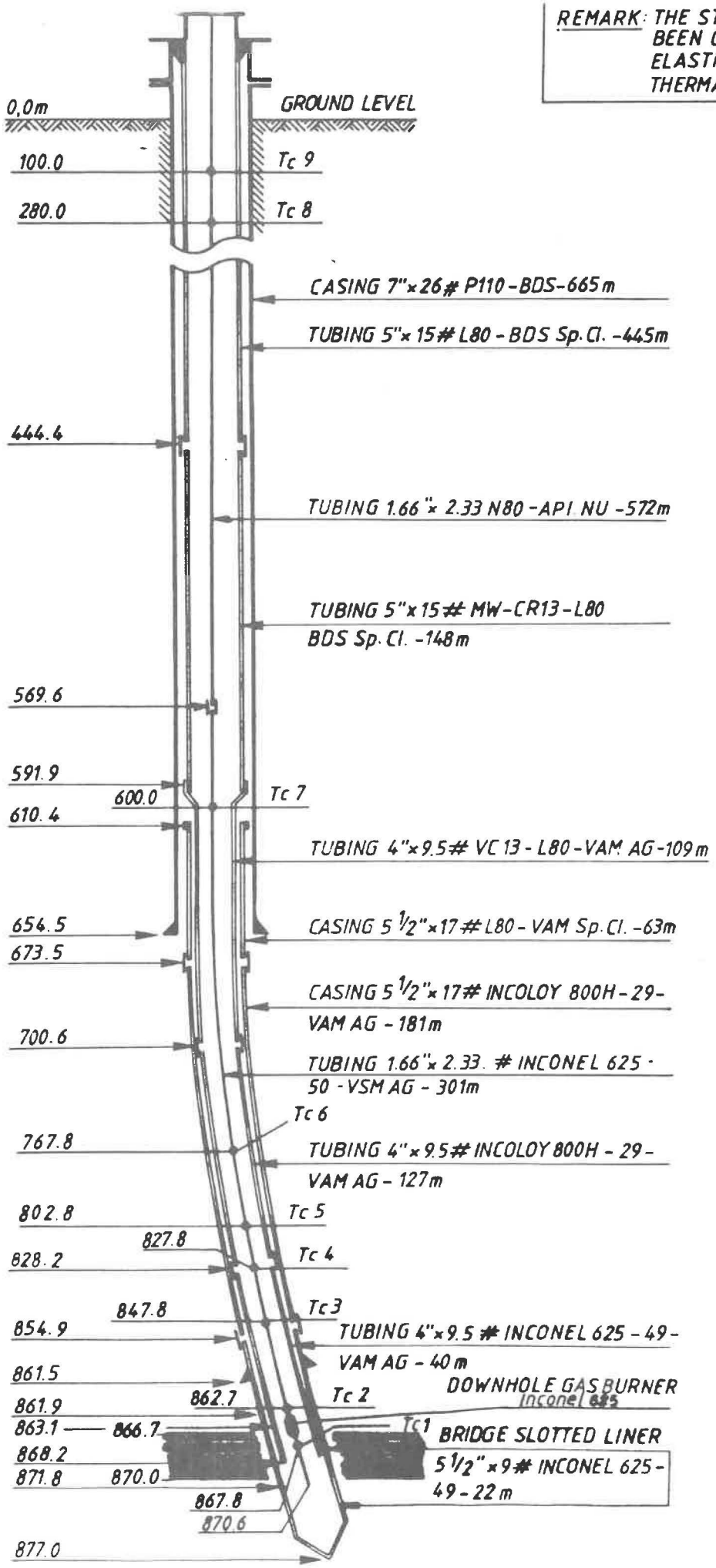



Figure 31

THULIN II WELL COMPLETION

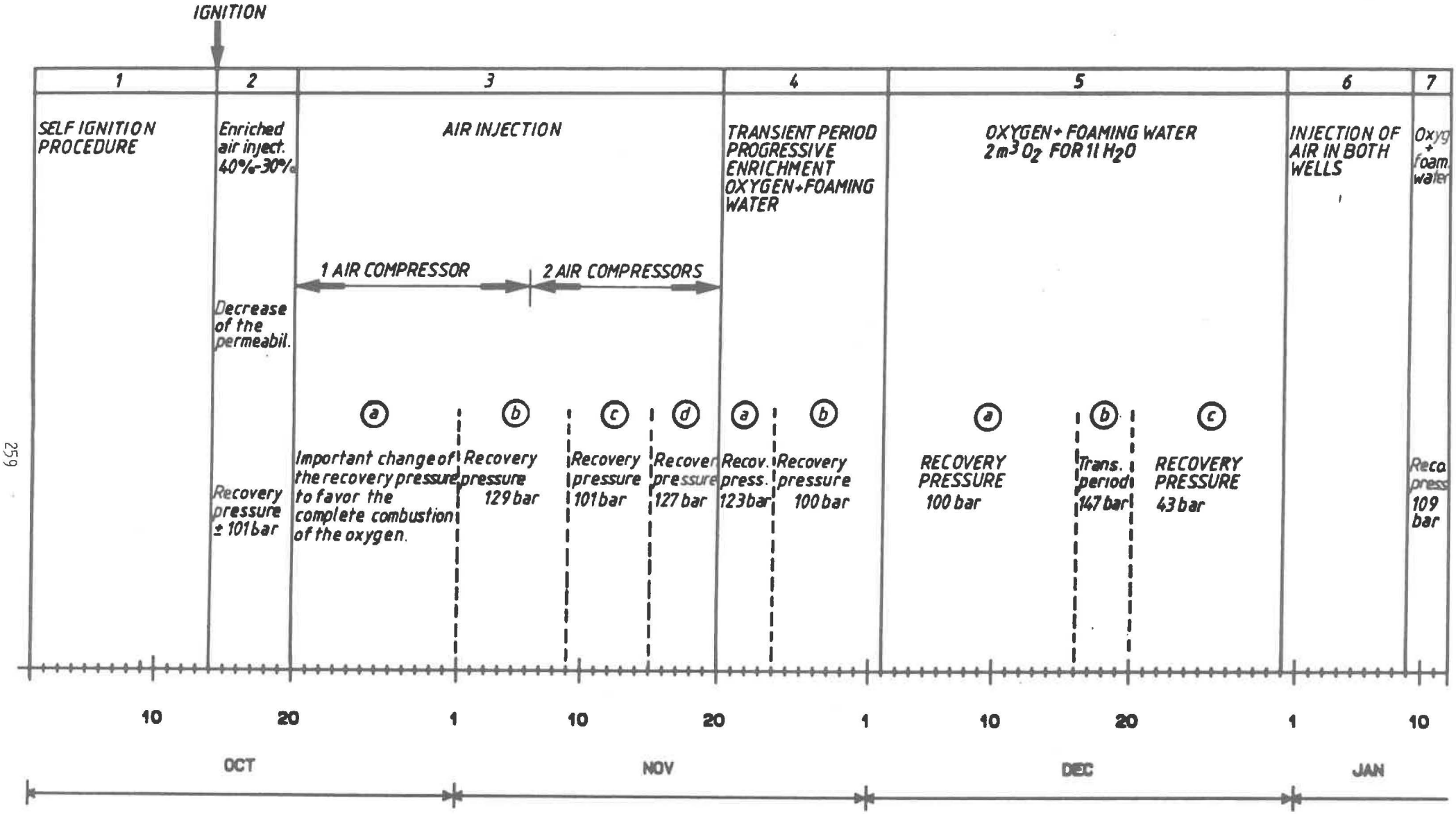

IGNITION
1
2
3
4
5
6
7
SELF IGNITION PROCEDURE
Enriched air inject. 40%-30%
AIR INJECTION
TRANSIENT PERIOD PROGRESSIVE ENRICHMENT OXYGEN+FOAMING WATER
OXYGEN+FOAMING WATER 2m3 O2 FOR 1l H2O
INJECTION OF AIR IN BOTH WELLS
Oxyg + foam. water
1 AIR COMPRESSOR
2 AIR COMPRESSORS
Decrease of the permeabil.
Recovery pressure ± 101 bar
a
b
c
d
a
b
a
b
c
Important change of the recovery pressure to favor the complete combustion of the oxygen.
Recovery pressure 129 bar
Recovery pressure 101 bar
Recover pressure 127 bar
Recov. press. 123 bar
Recovery pressure 100 bar
RECOVERY PRESSURE 100 bar
Trans. period 147 bar
RECOVERY PRESSURE 43 bar
Reco. press 109 bar
10
20
1
10
20
1
10
20
1
10
OCT
NOV
DEC
JAN

Figure 32

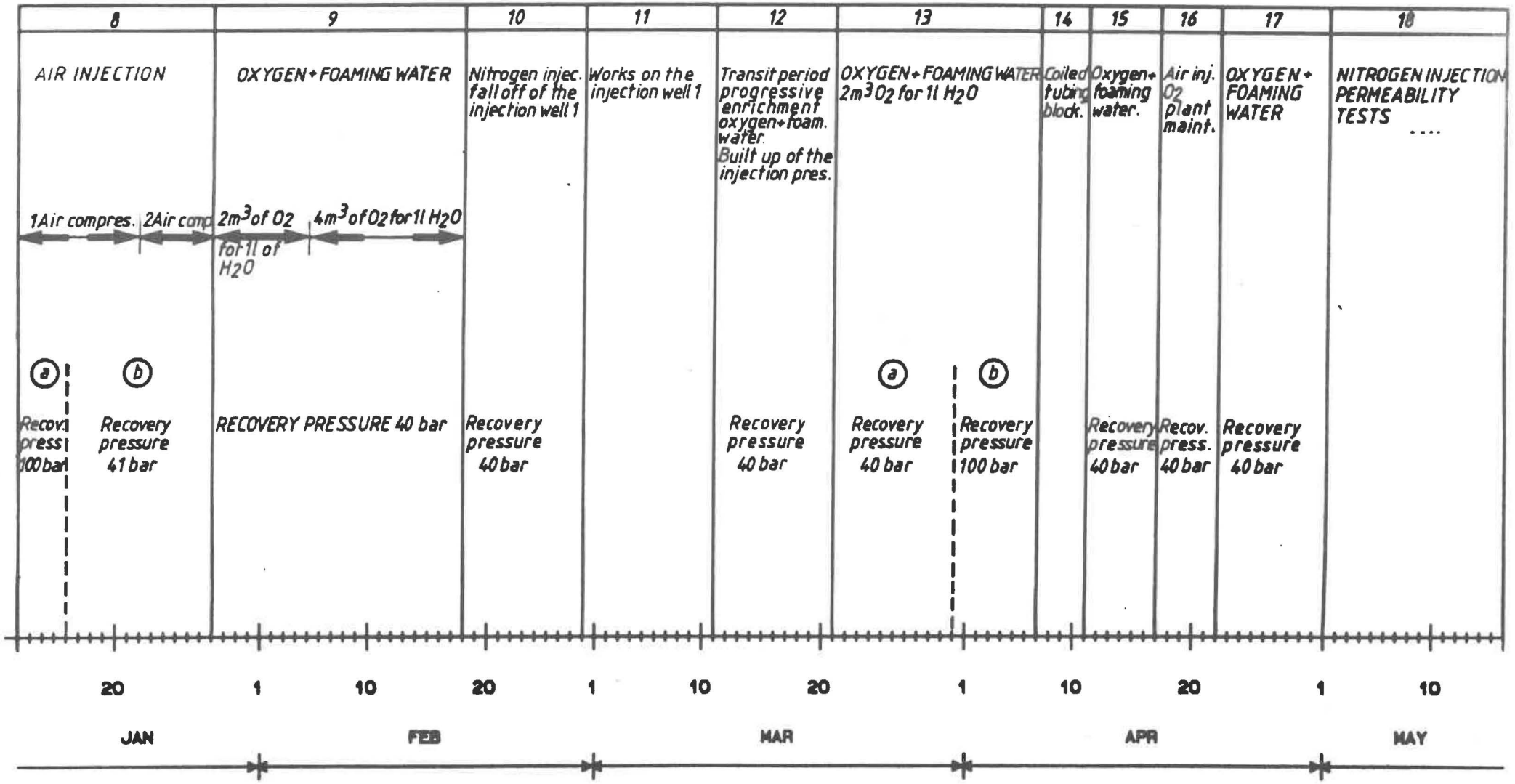

8
9
10
11
12
13
14
15
16
17
18
AIR INJECTION
OXYGEN + FOAMING WATER
Nitrogen injec. fall off of the injection well 1
Works on the injection well 1
Transit period progressive enrichment oxygen+foam. water. Built up of the injection pres.
OXYGEN + FOAMING WATER 2m3 O2 for 1l H2O
Coiled tubing block.
Oxygen+ foaming water.
Air inj. O2 plant maint.
OXYGEN + FOAMING WATER
NITROGEN INJECTION PERMEABILITY TESTS ....
1Air compres.
2Air comp
2m3 of O2 for 1l of H2O
4m3 of O2 for 1l H2O
a
b
Recov. press 100 bar
Recovery pressure 41 bar
RECOVERY PRESSURE 40 bar
Recovery pressure 40 bar
Recovery pressure 40 bar
Recovery pressure 40 bar
Recovery pressure 100 bar
Recovery pressure 40 bar
Recov. press. 40 bar
Recovery pressure 40 bar
20
1
10
20
1
10
20
1
10
20
1
10
JAN
FEB
MAR
APR
MAY

Figure 33

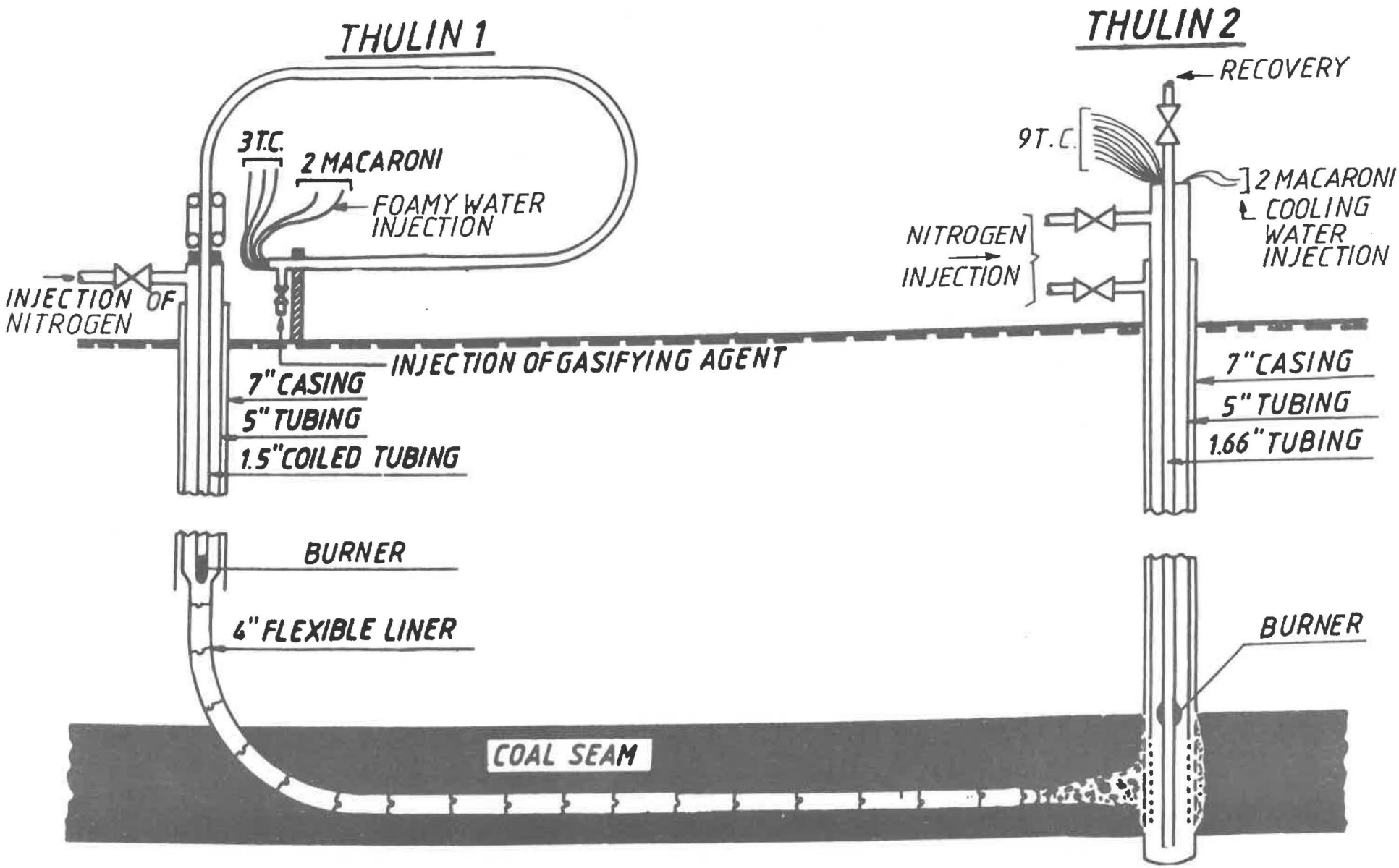

THULIN 1
3T.C.
2 MACARONI
FOAMY WATER INJECTION
INJECTION OF NITROGEN
INJECTION OF GASIFYING AGENT
7" CASING
5" TUBING
1.5" COILED TUBING
BURNER
4" FLEXIBLE LINER
COAL SEAM
THULIN 2
RECOVERY
9T.C.
2 MACARONI
COOLING WATER INJECTION
NITROGEN INJECTION
7" CASING
5" TUBING
1.66" TUBING
BURNER

Figure 34

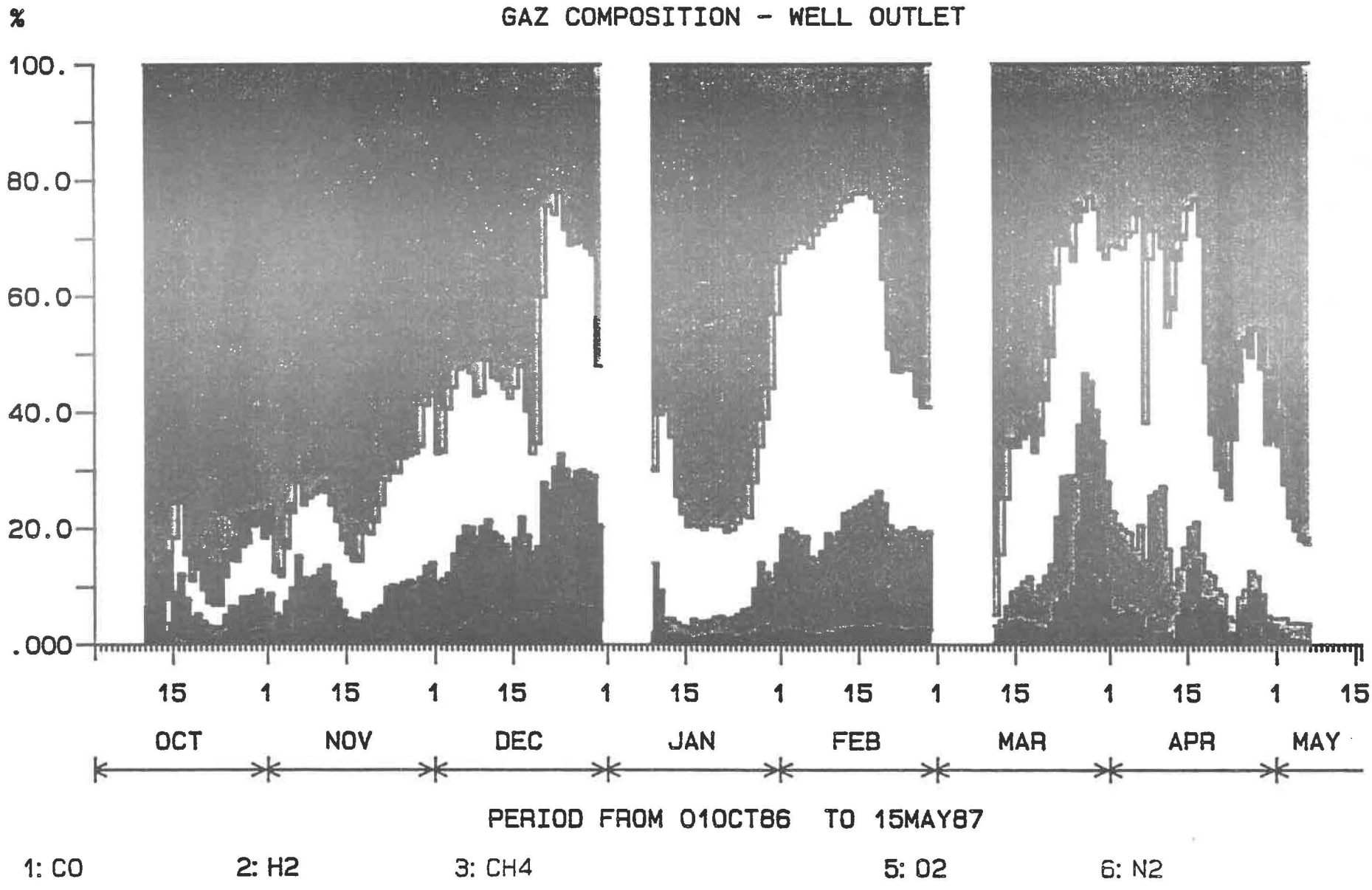

%
GAZ COMPOSITION - WELL OUTLET
100.
80.0
60.0
40.0
20.0
.000
15
1
15
1
15
1
15
1
15
1
15
1
15
1
15
OCT
NOV
DEC
JAN
FEB
MAR
APR
MAY
PERIOD FROM 010CT86 TO 15MAY87
1: CO
2: H2
3: CH4
5: 02
6: N2

Figure 35

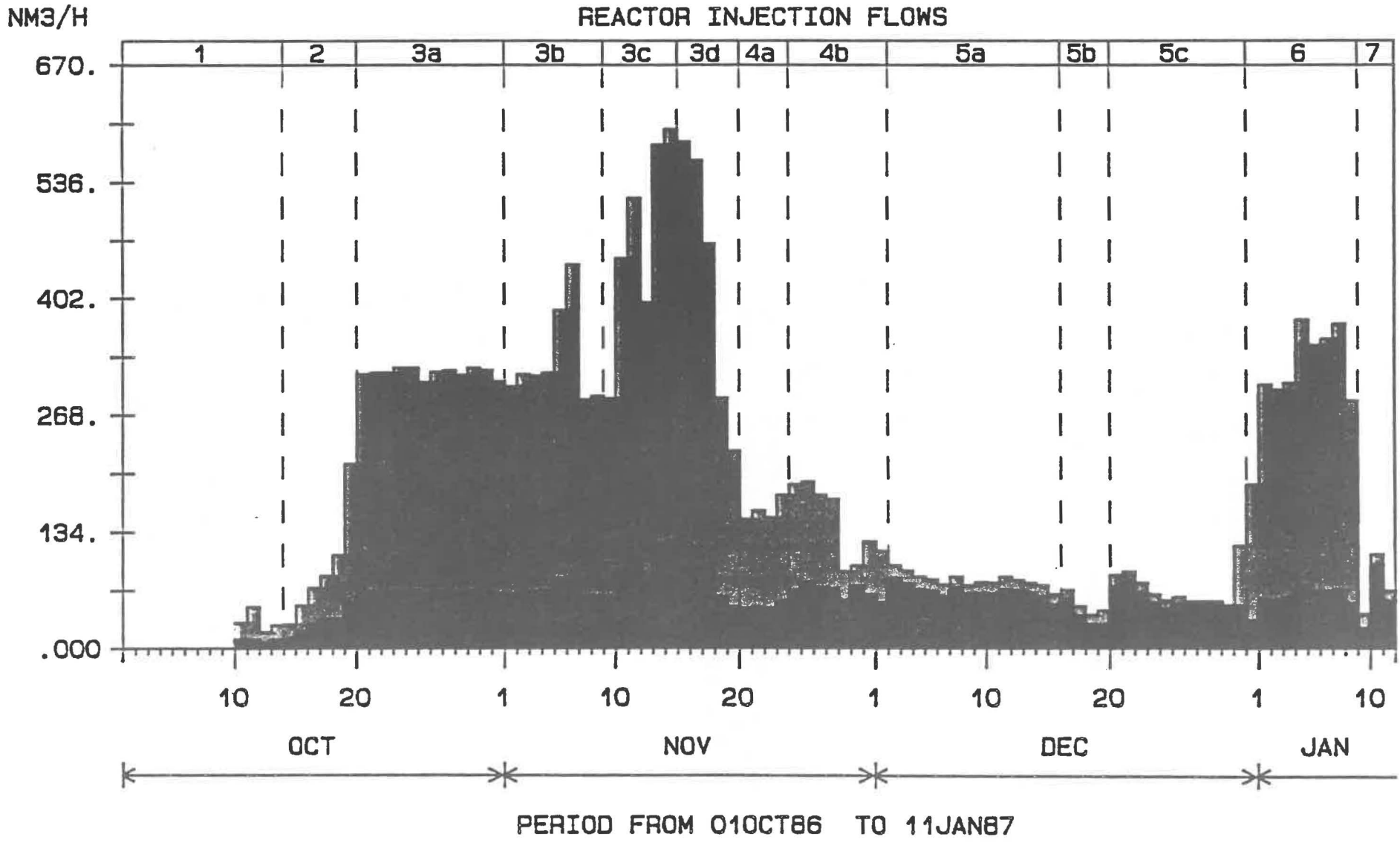

NM3/H
REACTOR INJECTION FLOWS
1
2
3a
3b
3c
3d
4a
4b
5a
5b
5c
6
7
670.
536.
402.
268.
134.
.000
10
20
1
10
20
1
10
20
1
10
OCT
NOV
DEC
JAN
PERIOD FROM 010CT86 TO 11JAN87
1: 02
2: N2

Figure 36a

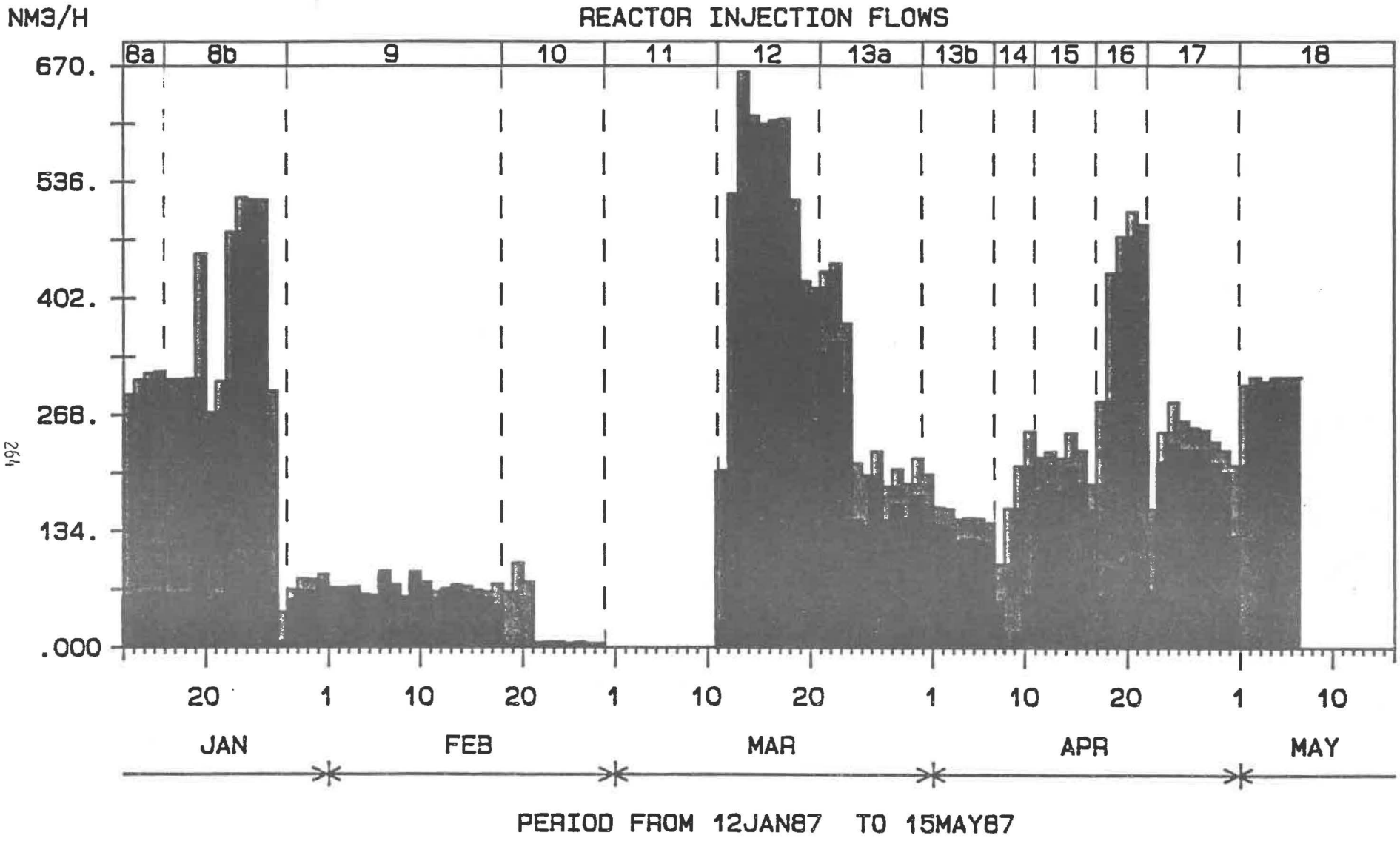

NM3/H
REACTOR INJECTION FLOWS
8a
8b
9
10
11
12
13a
13b
14
15
16
17
18
670.
536.
402.
268.
134.
.000
20
1
10
20
1
10
20
1
10
20
1
10
JAN
FEB
MAR
APR
MAY
PERIOD FROM 12JAN87 TO 15MAY87
1: 02
2: N2



Figure 36b

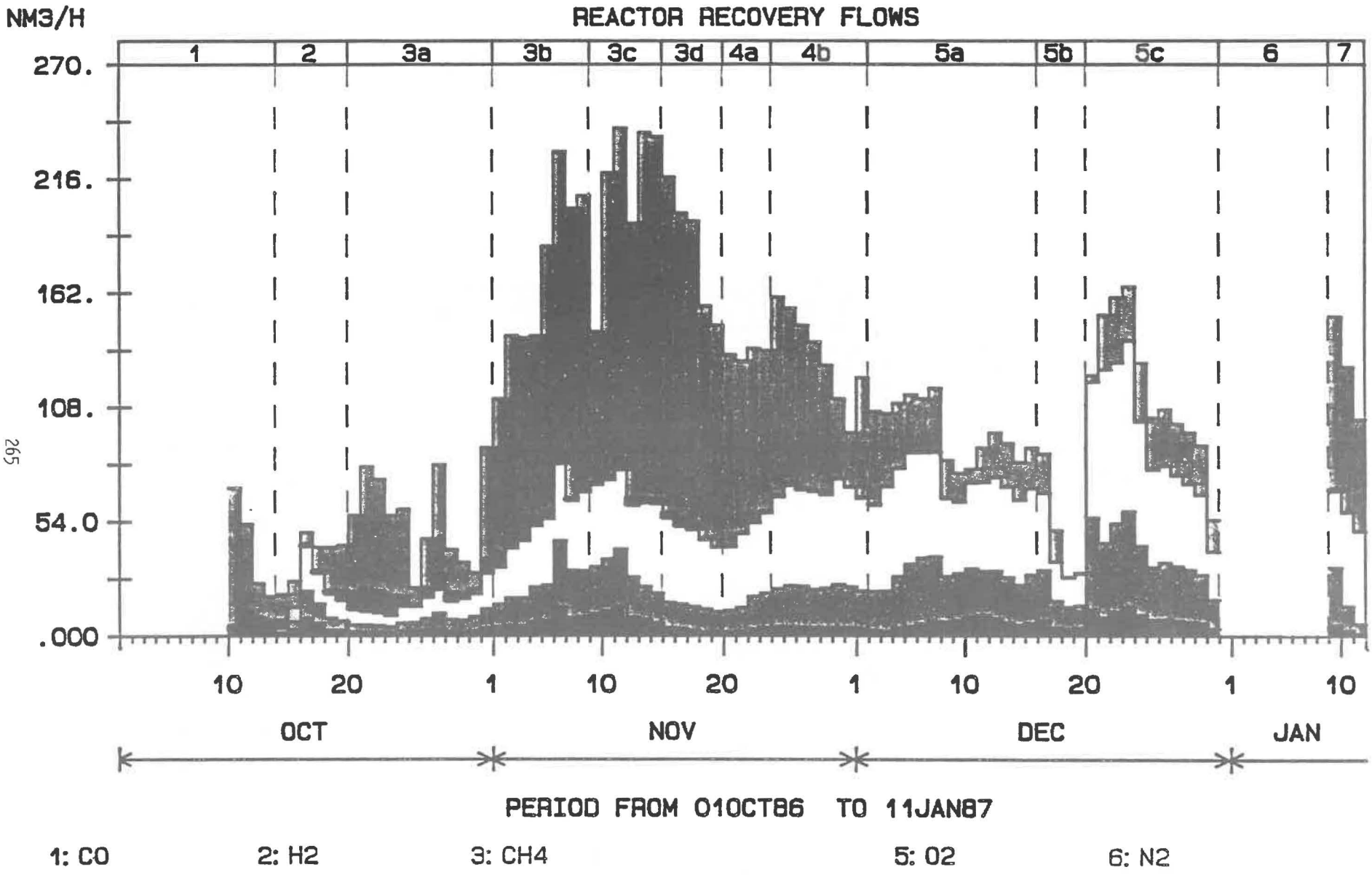

NM3/H
REACTOR RECOVERY FLOWS
1
2
3a
3b
3c
3d
4a
4b
5a
5b
5c
6
7
270.
216.
162.
108.
54.0
.000
10
20
1
10
20
1
10
20
1
10
OCT
NOV
DEC
JAN
PERIOD FROM 010CT86 TO 11JAN87
1: CO
2: H2
3: CH4
5: 02
6: N2



Figure 37a

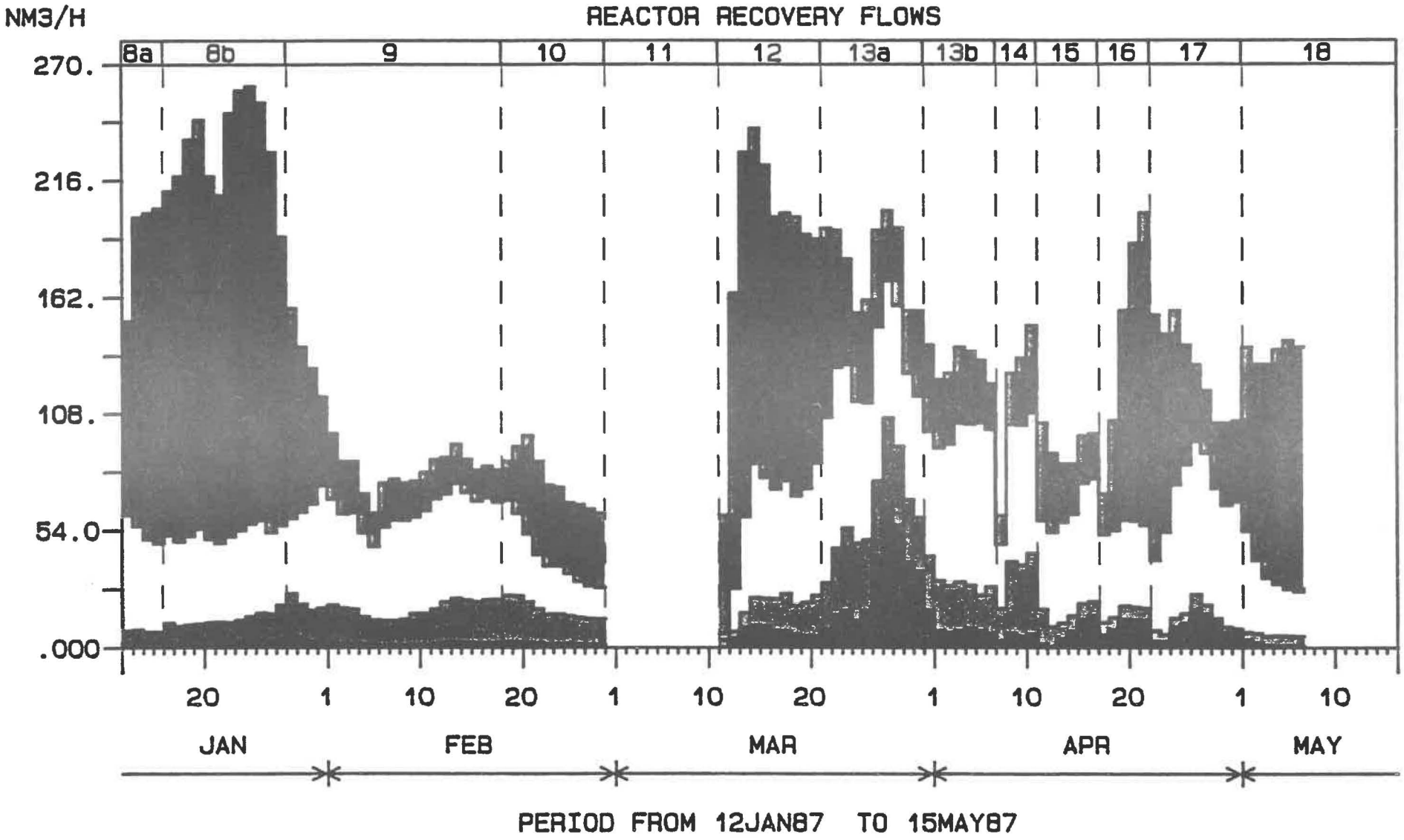

NM3/H
REACTOR RECOVERY FLOWS
8a
8b
9
10
11
12
13a
13b
14
15
16
17
18
270.
216.
162.
108.
54.0
.000
20
1
10
20
1
10
20
1
10
20
1
10
JAN
FEB
MAR
APR
MAY
PERIOD FROM 12JAN87 TO 15MAY87
1: CO
2: H2
3: CH4
5: O2
6: N2

Figure 37b

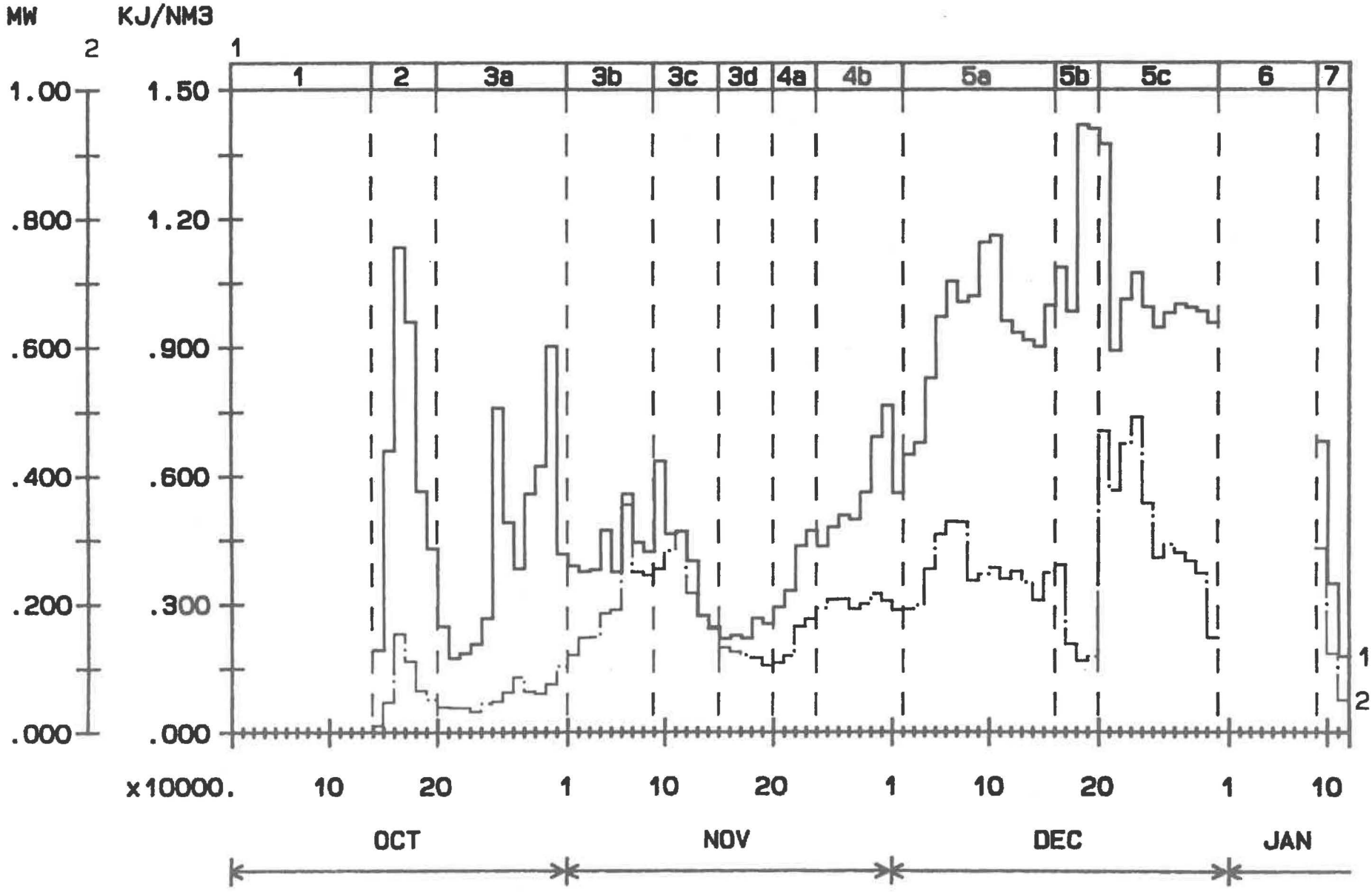

MW
KJ/NM3
2
1
1.00
.800
.600
.400
.200
.000
1.50
1.20
.900
.600
.300
.000
1
2
3a
3b
3c
3d
4a
4b
5a
5b
5c
6
7
x10000.
10
20
1
10
20
1
10
20
1
10
OCT
NOV
DEC
JAN
1
2
PERIOD FROM 010CT86 TO 11JAN87
1: ——— L.H.V.
2: ———·— CALOR. POWER

Figure 38 a

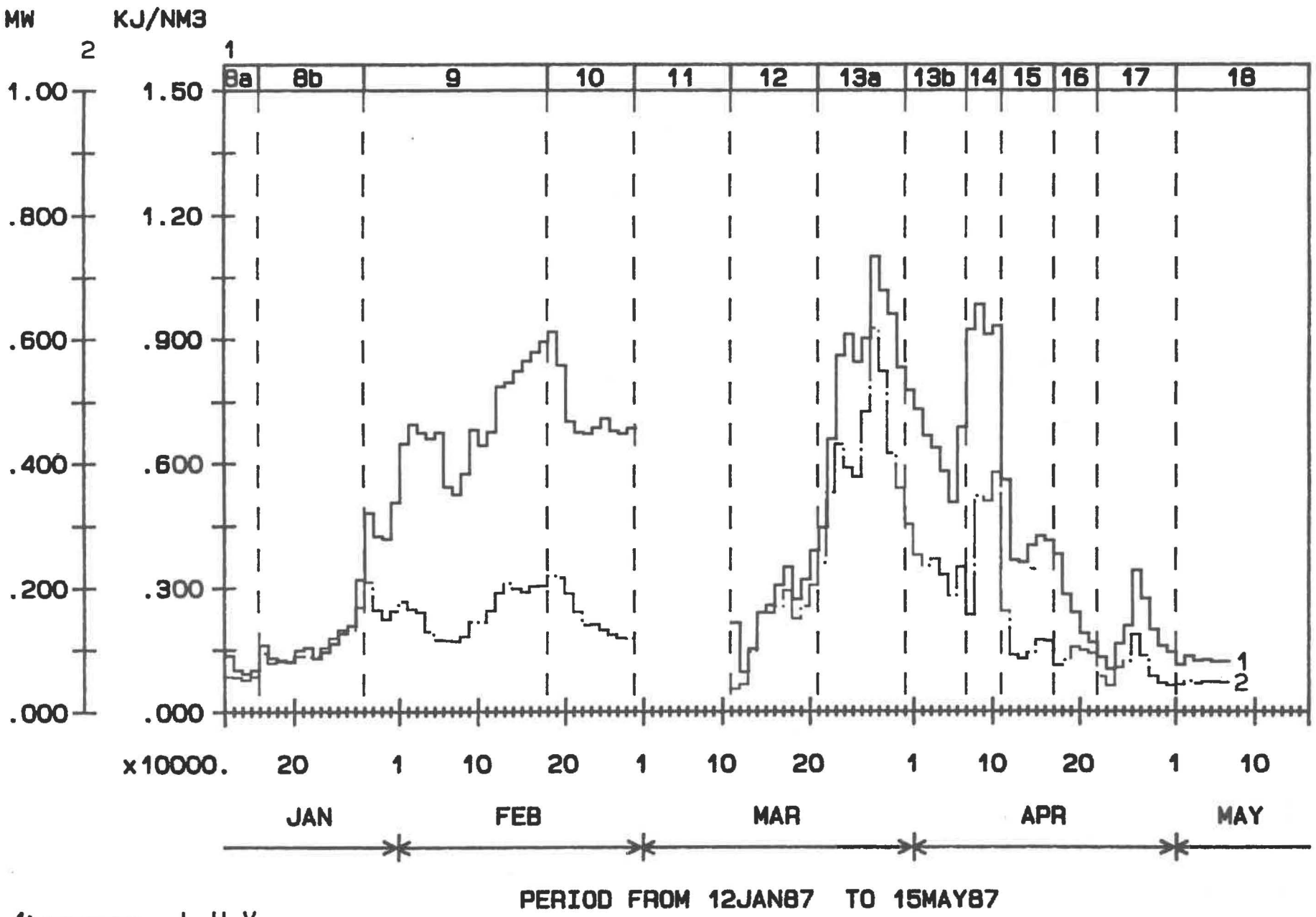

MW
KJ/NM3
2
1
1.00
.800
.600
.400
.200
.000
1.50
1.20
.900
.600
.300
.000
8a
8b
9
10
11
12
13a
13b
14
15
16
17
18
x10000.
20
1
10
20
1
10
20
1
10
20
1
10
JAN
FEB
MAR
APR
MAY
PERIOD FROM 12JAN87 TO 15MAY87
1: L.H.V.
2: CALOR. POWER

Figure 38 b

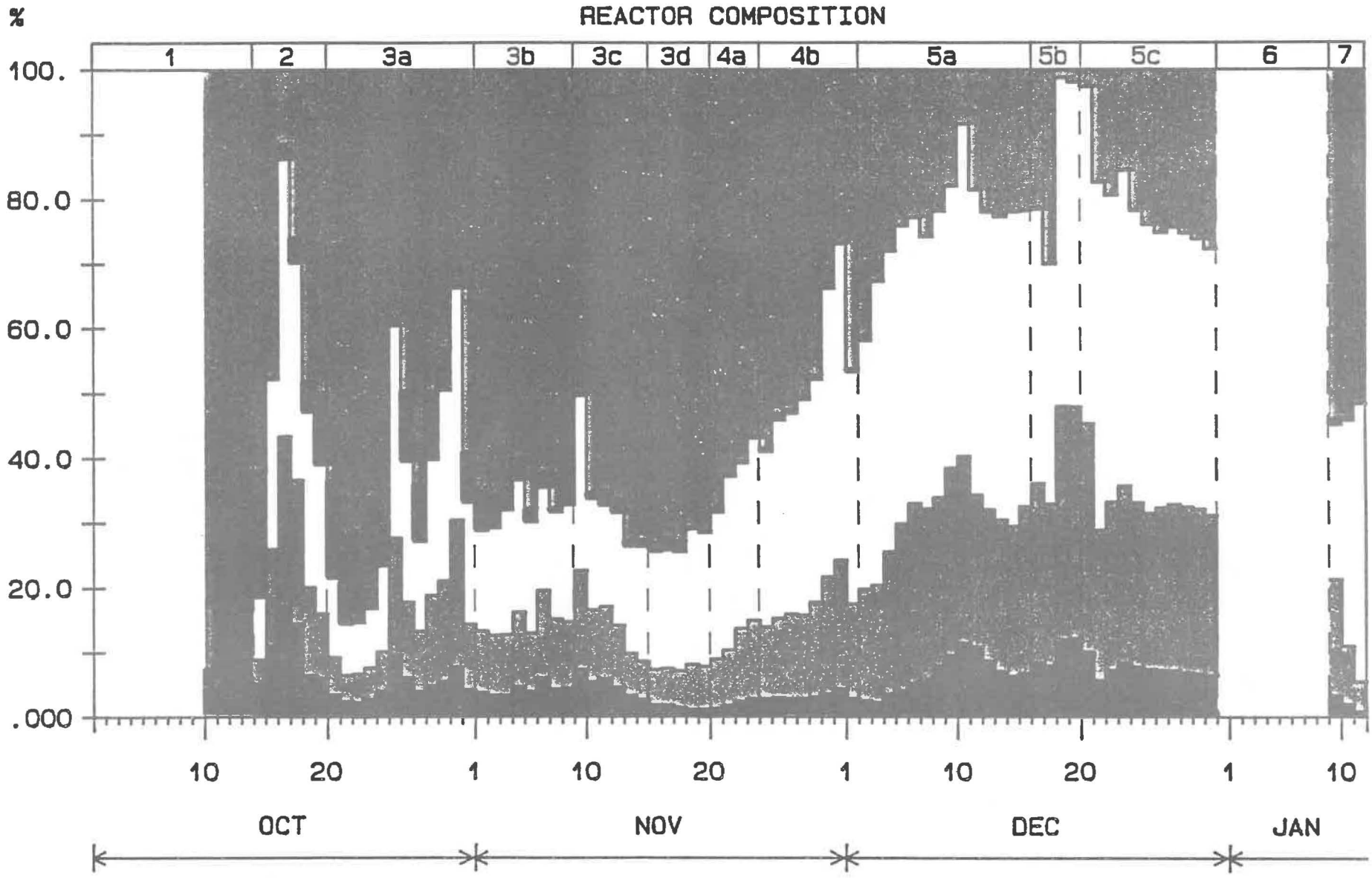
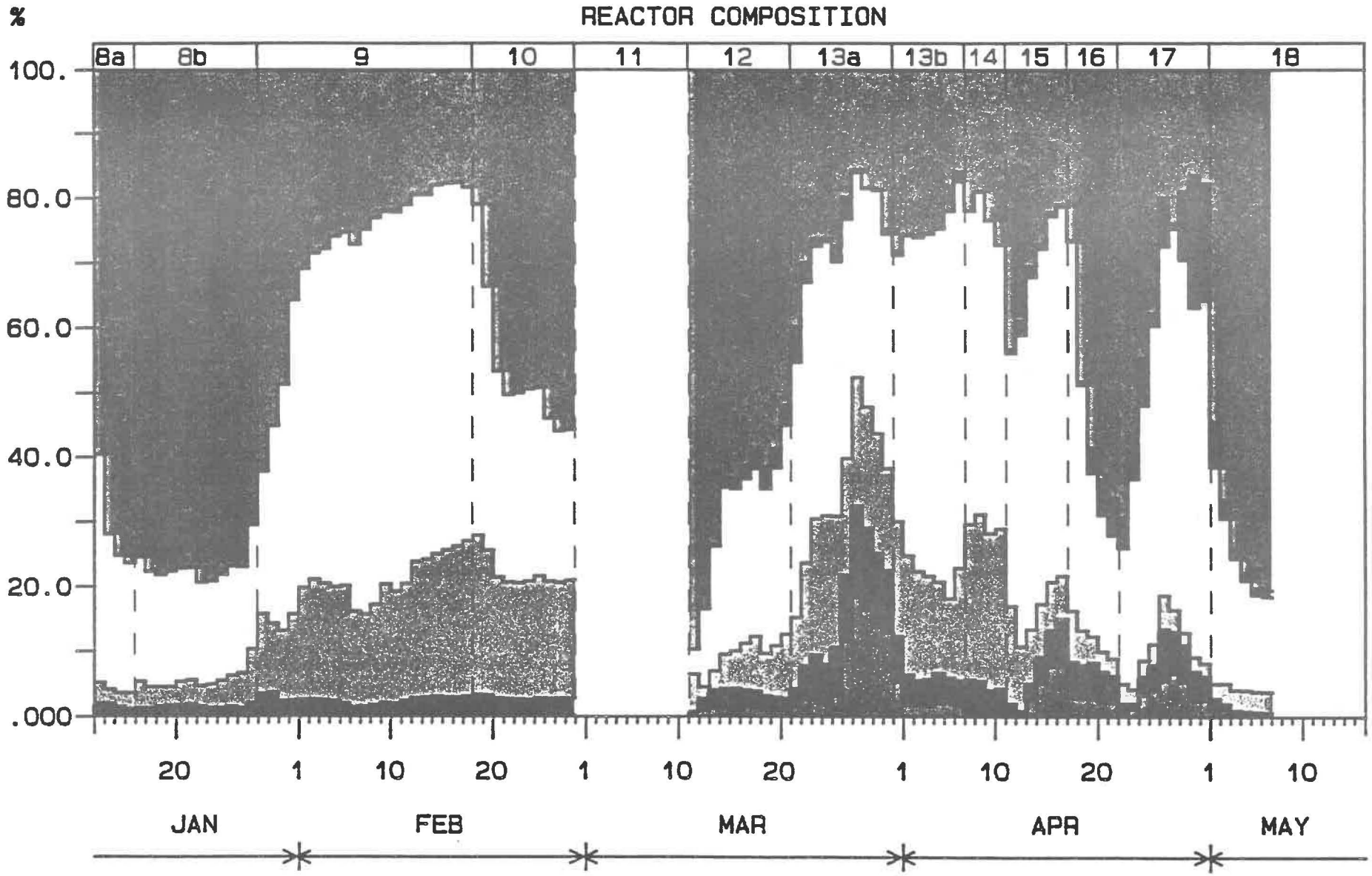

%
REACTOR COMPOSITION
1
2
3a
3b
3c
3d
4a
4b
5a
5b
5c
6
7
100.
80.0
60.0
40.0
20.0
.000
10
20
1
10
20
1
10
20
1
10
OCT
NOV
DEC
JAN
PERIOD FROM 010CT86 TO 11JAN87
1: CO
2: H2
3: CH4
5: 02
6: N2

Figure 39a


%
REACTOR COMPOSITION
8a
8b
9
10
11
12
13a
13b
14
15
16
17
18
100.
80.0
60.0
40.0
20.0
.000
20
1
10
20
1
10
20
1
10
20
1
10
JAN
FEB
MAR
APR
MAY
PERIOD FROM 12JAN87 TO 15MAY87
1: CO
2: H2
3: CH4
5: O2
6: N2

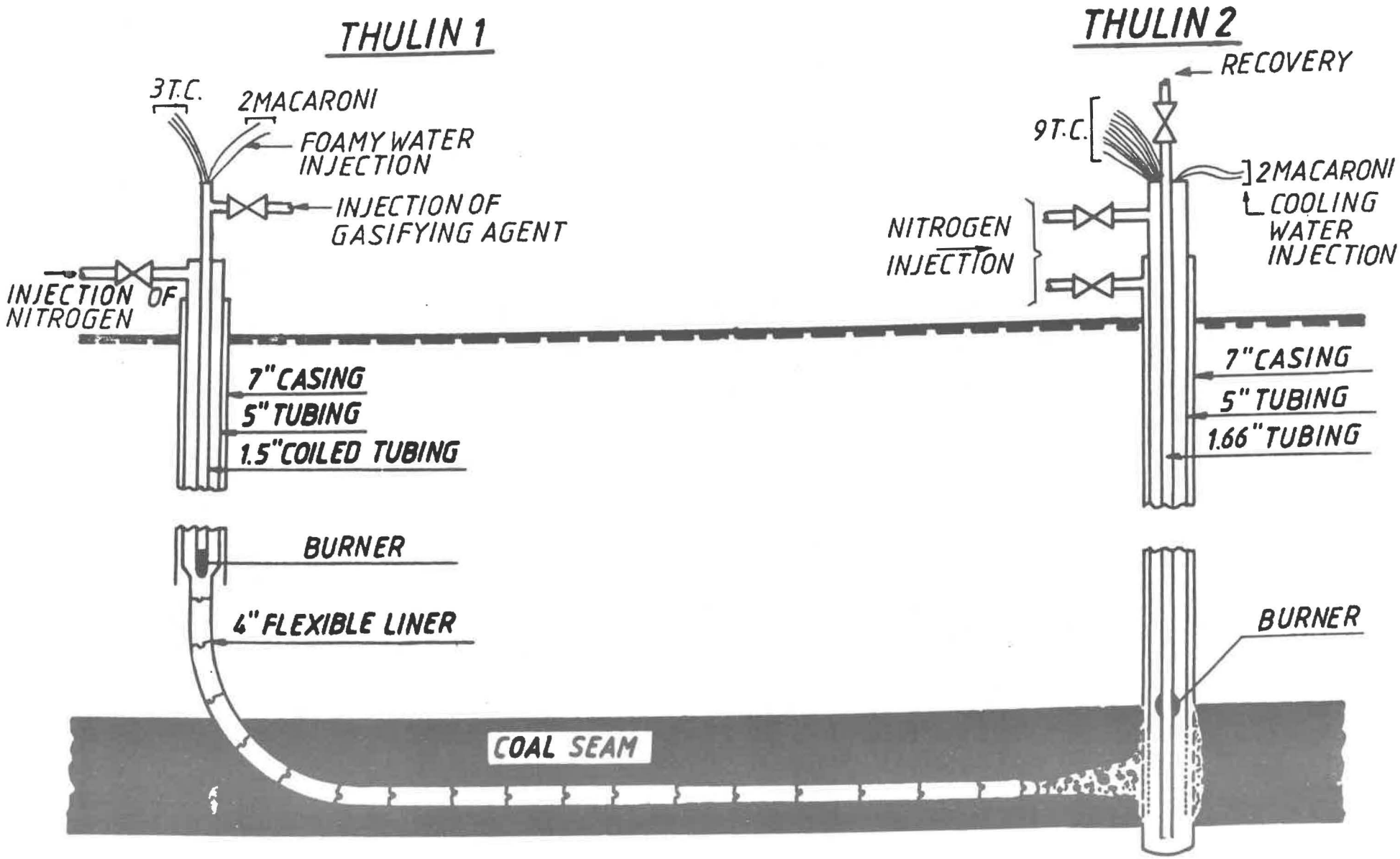

THULIN 1
3T.C.
2MACARONI
FOAMY WATER INJECTION
INJECTION OF GASIFYING AGENT
INJECTION OF NITROGEN
7" CASING
5" TUBING
1.5" COILED TUBING
BURNER
4" FLEXIBLE LINER
COAL SEAM
THULIN 2
RECOVERY
9T.C.
2MACARONI
COOLING WATER INJECTION
NITROGEN INJECTION
7" CASING
5" TUBING
1.66" TUBING
BURNER

Figure 40

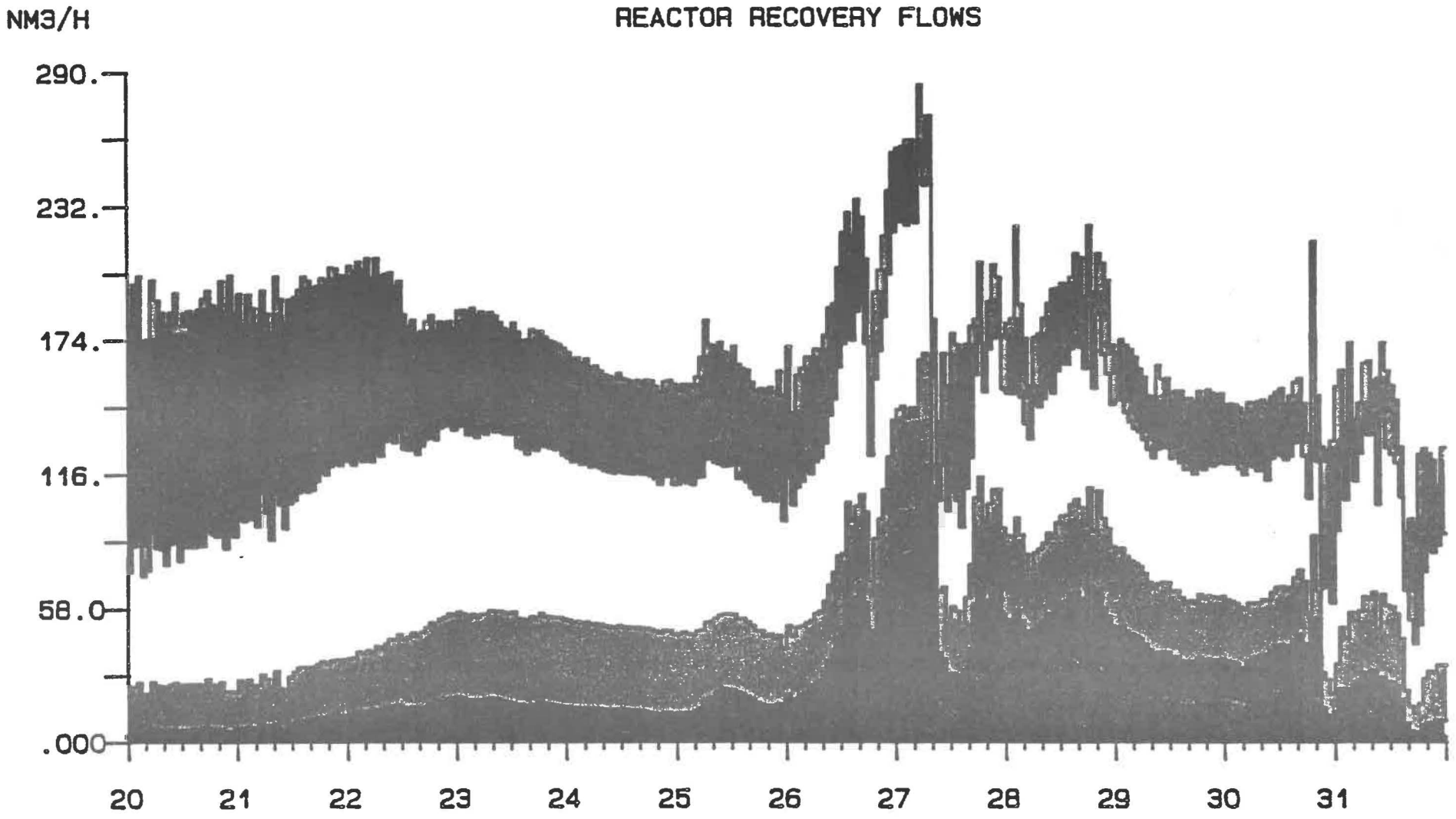

NM3/H
REACTOR RECOVERY FLOWS
290.
232.
174.
116.
58.0
.000
20
21
22
23
24
25
26
27
28
29
30
31
PERIOD FROM 20MAR87 TO 31MAR87
1: CO
2: H2
3: CH4
5: O2
6: N2

Figure 41

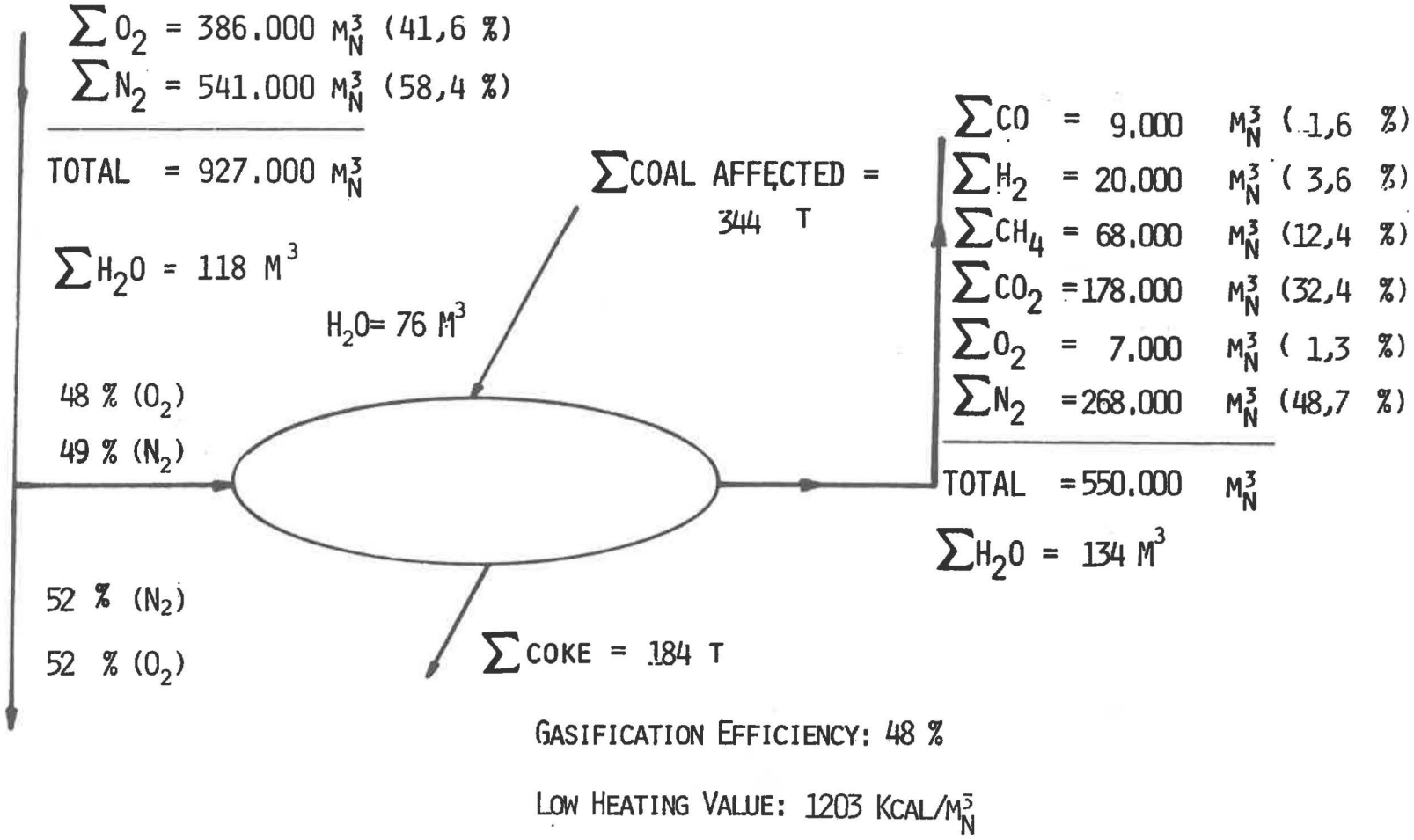



Figure 42 CUMULATED VALUES FROM 14/10/86 TO 01/04/87

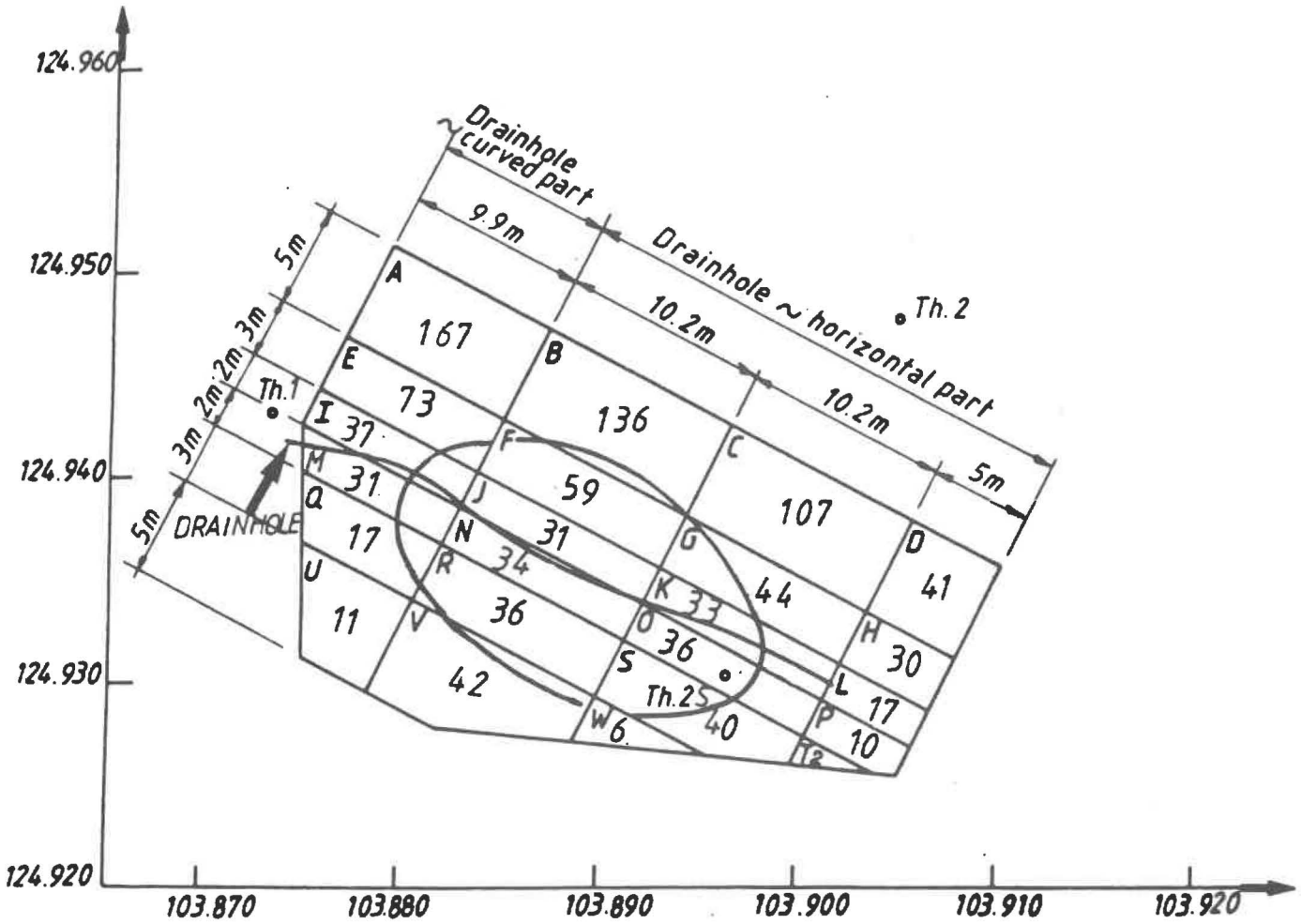



Figure 43

COAL RESERVE IN $M^3$ OF THE BLOCKS (CORRECTED VALUES)
POSSIBLE SHAPE OF GASIFIER (VARIANT 6)

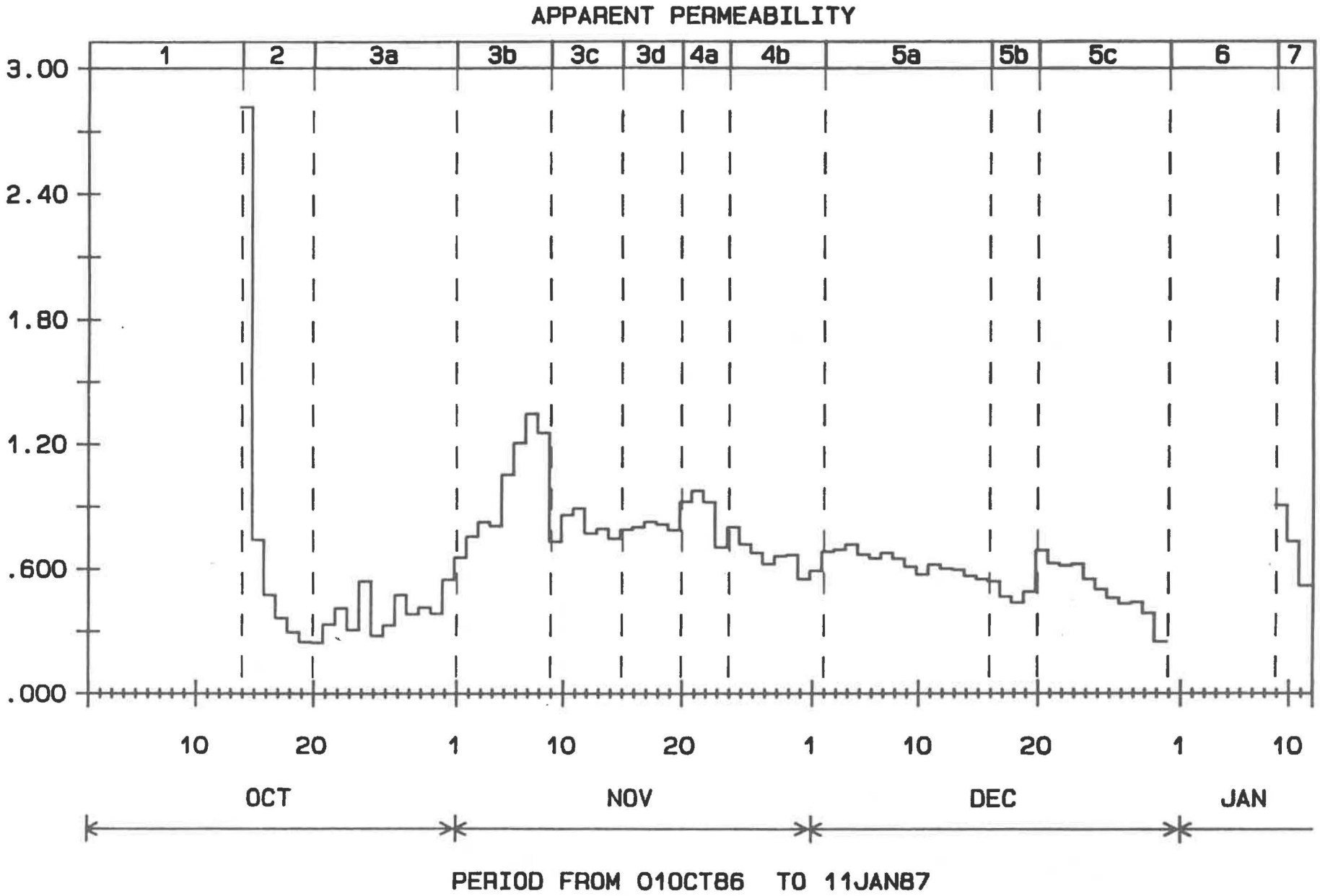

APPARENT PERMEABILITY
1
2
3a
3b
3c
3d
4a
4b
5a
5b
5c
6
7
3.00
2.40
1.80
1.20
.600
.000
10
20
1
10
20
1
10
20
1
10
OCT
NOV
DEC
JAN
PERIOD FROM 010CT86 TO 11JAN87

Figure 44 a

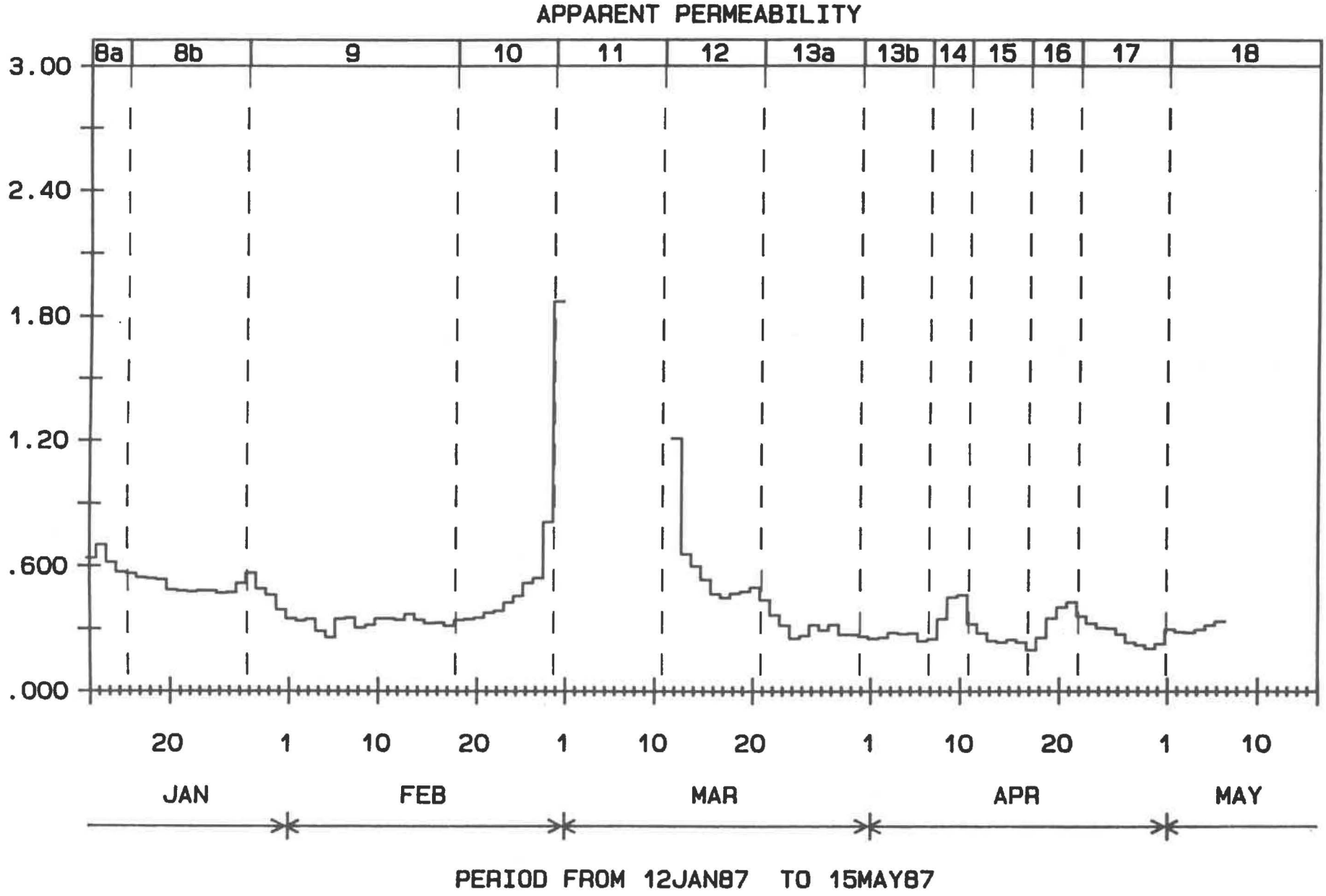

APPARENT PERMEABILITY
8a
8b
9
10
11
12
13a
13b
14
15
16
17
18
3.00
2.40
1.80
1.20
.600
.000
20
1
10
20
1
10
20
1
10
20
1
10
JAN
FEB
MAR
APR
MAY
PERIOD FROM 12JAN87 TO 15MAY87

Figure 44 b

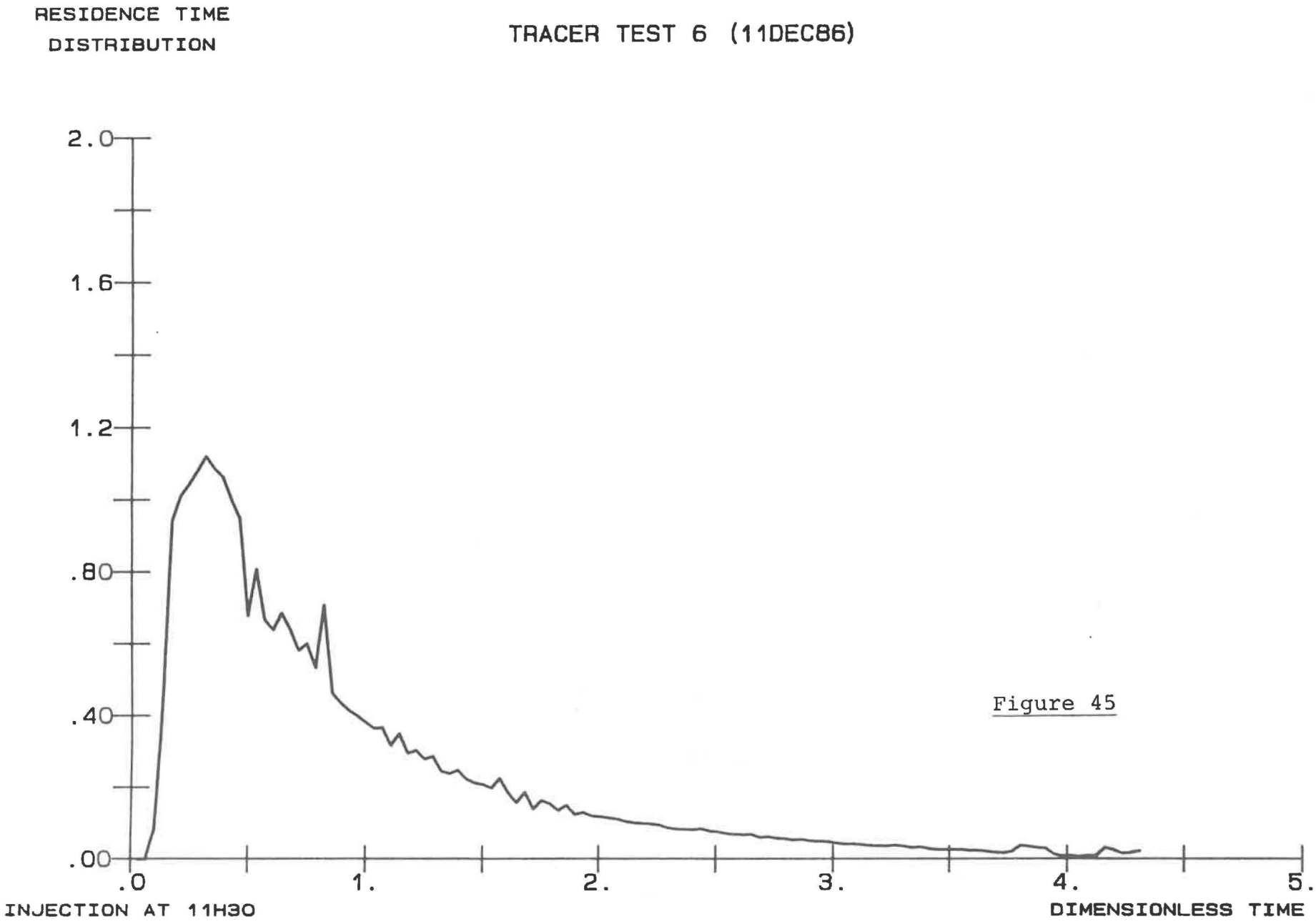

RESIDENCE TIME
DISTRIBUTION
TRACER TEST 6 (11DEC86)
2.0
1.6
1.2
.80
.40
.00
.0
1.
2.
3.
4.
5.
INJECTION AT 11H30
DIMENSIONLESS TIME

Figure 45

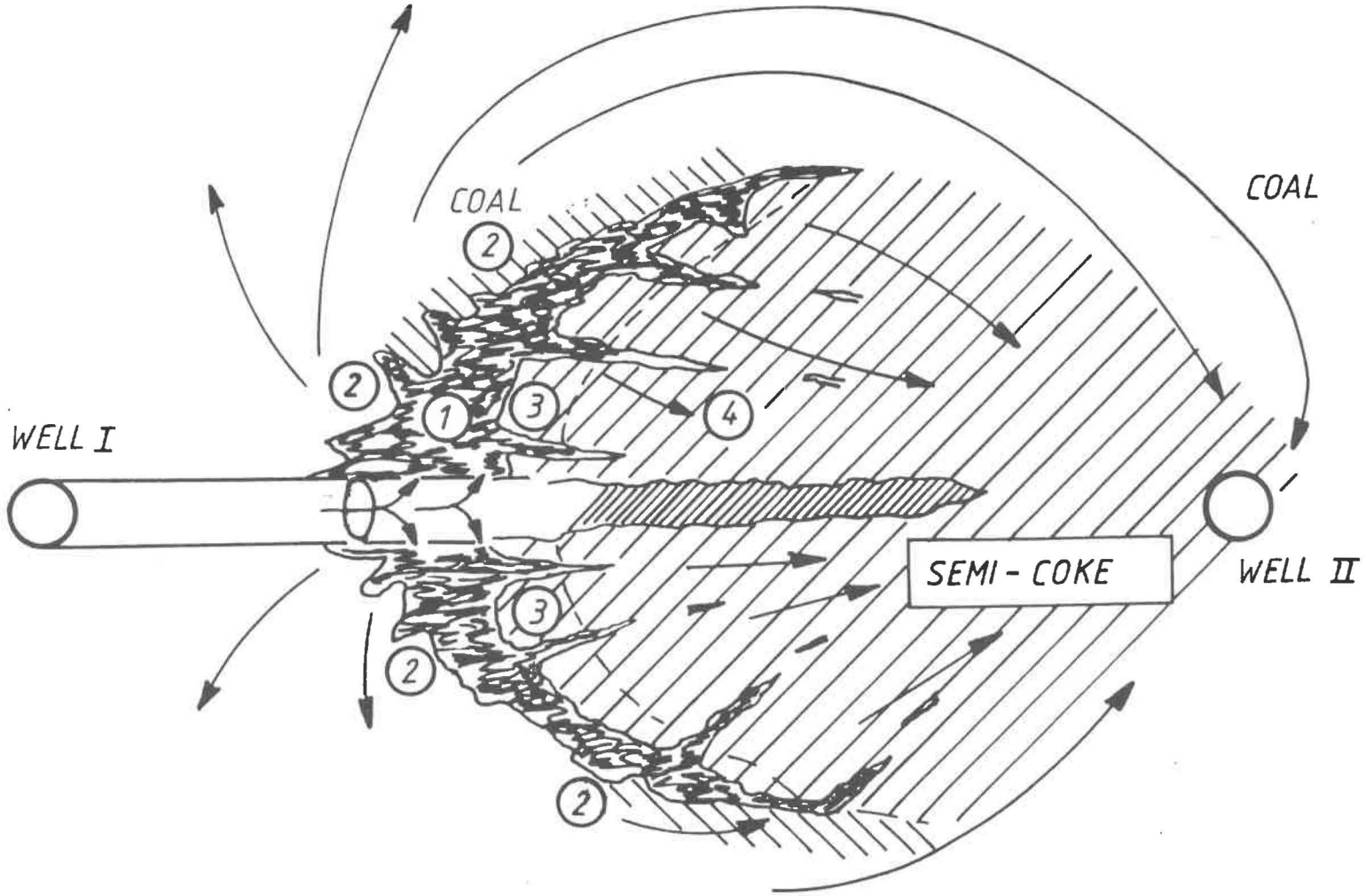



Figure 46 SKETCH OF THE UNDERGROUND GASIFIER (PLAN VIEW)

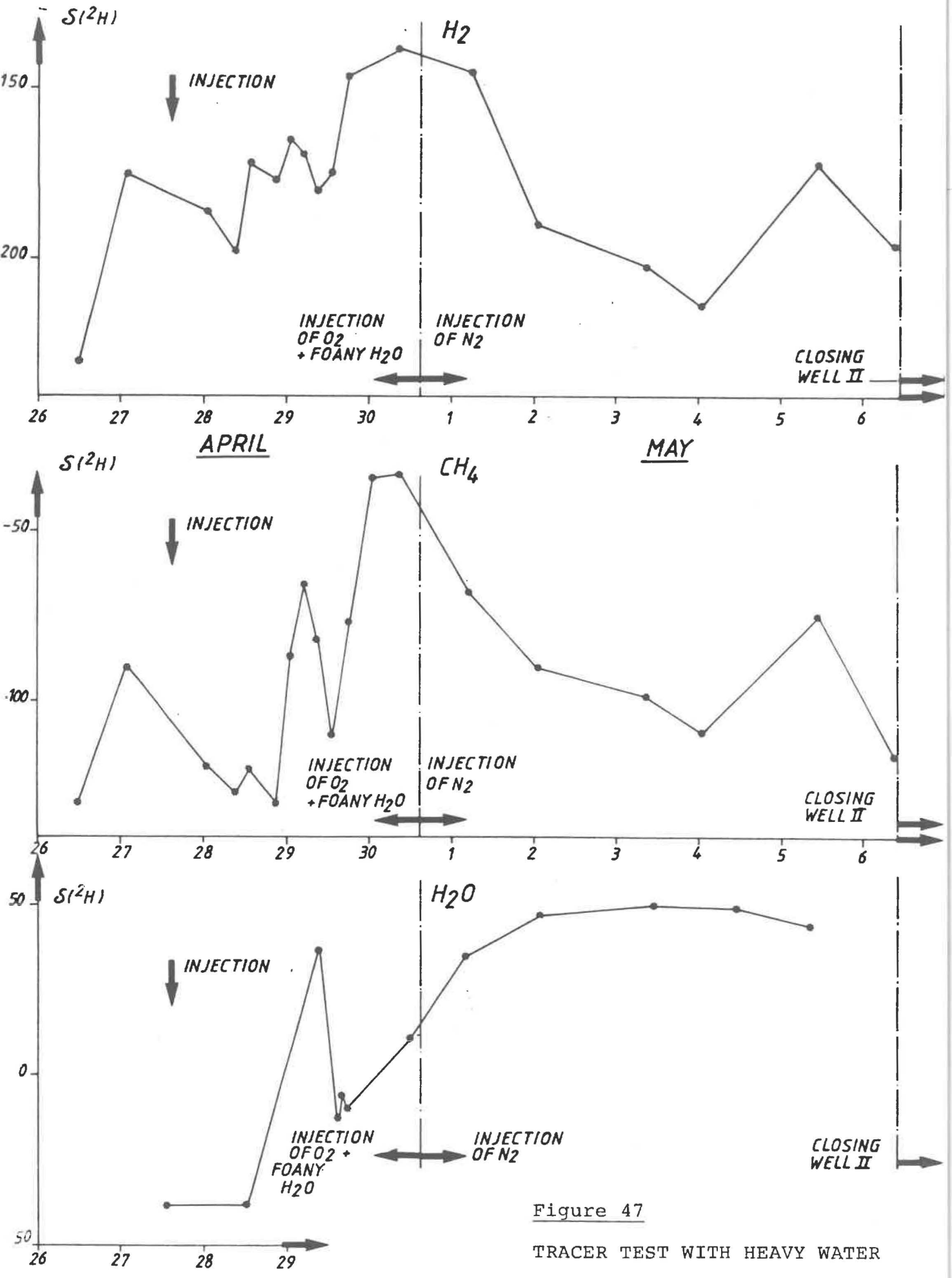



Figure 47

TRACER TEST WITH HEAVY WATER

## Annalen der Mijnen van België

**OFFICIEEL ORGAAN**
**van de Administratie van het Mijnwezen**

J.A. De Motstraat, 30
B-1040 BRUSSEL
Tel. 02/233.66.69

## BERICHT

De «Annalen der Mijnen van België» verschijnen vier maal per jaar.

De Administratie van het Mijnwezen neemt de taak van het bestuur en de redactie van het tijdschrift op zich. Dit laatste vormt een wezenlijk arbeidsinstrument voor een groot aantal nationale bedrijven dank zij het verspreiden en het algemeen bruikbaar maken van een zeer rijke documentatie :

1. Zeer recente statistieken betreffende België en aangrenzende landen.
2. Originele memoires, gewijd aan al de problemen van de extractieve nijverheden, de kolen- en de ijzer- en staalnijverheid, de chemische nijverheid en andere, onder haar veelvoudige technische, economische, sociale, statistische en financiële aspekten.
3. Regelmatige verslagen — principieel jaarlijks — opgesteld door bevoegde personaliteiten, betreffende bepaalde grote problemen zoals de mijntechniek in 't algemeen, de veiligheid in de mijnen, de mijnhygiëne, de evolutie van de sociale wetgeving, de statistiek van de mijnen, van de groeven, van de ijzer- en staalnijverheid, van de agglomeratenfabrieken voor België en aangrenzende landen, de toestand van de steenkolennijverheid over de gehele wereld, enz.
4. Vertaling, samenvattingen of ontledingen van aan buitenlandse tijdschriften ontleende artikelen.
5. Een selectie van «Coal abstracts» gepubliceerd door het Internationaal Agentschap.

---

**N.B. : Men abonneert zich door de som van 2.200 F (B.T.W. inbegrepen) (2.500 BF voor het buitenland) over te schrijven op de postrekening nummer 000-2005907-44 van de Administratie van het Mijnwezen, De Motstraat, 30 - 1040 Brussel.**

**Alle abonnementen nemen aanvang van 1 januari af.**

**Men bekomt, kosteloos en op aanvraag, de publiciteitstarieven alsmede een proeflevering.**

## Annales des Mines de Belgique

**ORGANE OFFICIEL**
**de l'Administration des Mines**

Rue J.A. De Mot, 30
B-1040 BRUXELLES
Tél. : 02/233.66.69

## NOTICE

Les «Annales des Mines de Belgique» paraissent quatre fois par an.

L'Administration des Mines assume la direction et la rédaction de la revue. Celle-ci constitue un véritable instrument de travail pour une partie importante de l'industrie nationale en diffusant et en rendant assimilable une abondante documentation :

1. Des statistiques très récentes, relatives à la Belgique et aux pays voisins.
2. Des mémoires originaux consacrés à tous les problèmes des industries extractives, charbonnières, métallurgiques, chimiques et autres, dans leurs multiples aspects techniques, économiques, sociaux, statistiques, financiers.
3. Des rapports réguliers, et en principe annuels, établis par des personnalités compétentes, et relatifs à certaines grandes questions telles que la technique minière en général, la sécurité minière, l'hygiène des mines, l'évolution de la législation sociale, la statistique des mines, des carrières, de la métallurgie, des cokeries, des fabriques d'agglomérés pour la Belgique et les pays voisins, la situation de l'industrie minière dans le monde, etc.
4. Des traductions, résumés ou analyses d'articles tirés de revues étrangères.
5. Une sélection des «Coal abstracts» publiés par International Energy Agency.

---

**N.B. : Pour s'abonner, il suffit de virer la somme de 2.200 F (T.V.A. incluse) (2.500 FB pour l'étranger) au compte de chèques postaux n° 000-2005907-44 de l'Administration des Mines, rue De Mot, 30 - 1040 Bruxelles.**

**Tous les abonnements partent du 1er janvier.**

**Tarif de publicité et numéro spécimen gratuit sur demande.**