

COMMUNAUTÉ EUROPÉENNE  
DU CHARBON ET DE L'ACIER  
HAUTE AUTORITÉ

PROCEDES  
de  
REDUCTION DIRECTE  
DES MINERAIS DE FER

Juin 1958

LISTE DES RENSEIGNEMENTS SUR  
LES PROCÉDES DE RÉDUCTION DIRECTE

1. - CARACTERISTIQUES

- 1.1 Désignation du procédé
- 1.2 Principe du procédé
- 1.3 Inventeurs
- 1.4 Sociétés ayant développé le procédé
- 1.5 Sociétés ayant l'intention d'appliquer le procédé

2. - SCHEMA DU PROCÉDE (dessin figuratif)

3. - INSTALLATIONS NÉCESSAIRES

4. - ÉTAT DE DÉVELOPPEMENT

- 4.1 Désignation des laboratoires où le procédé est étudié
- 4.2 Station pilote
  - 4.2.1 Situation géographique
  - 4.2.2 Dimensions de l'appareillage et des installations (p. ex. longueur et diamètre de la cuve du four de réduction)
  - 4.2.3 Capacité en tonnes par 24 heures du produit terminal
- 4.3 Installations industrielles
  - 4.3.1 Situation géographique
  - 4.3.2 Dimensions de l'appareillage et des installations (p. ex. longueur et diamètre de la cuve du four de réduction)
  - 4.3.3 Capacité en tonnes par 24 heures du produit terminal
  - 4.3.4 Mode d'exploitation (continu ou discontinu, nombre d'heures de marche par jour)
  - 4.3.5 Coefficient d'utilisation dans le temps (nombre de jours de marche par année)
  - 4.3.6 Possibilités maxima de production

5. - REDUCTEURS

- 5.1 Matières premières à partir desquelles on produit le réducteur
- 5.2 Procédé de transformation de ces matières vers leur état d'utilisation pour la réduction
- 5.3 Etat et analyse du réducteur au moment de son emploi
- 5.4 Température de préchauffage avant l'introduction dans l'appareil de réduction
- 5.5 Vitesse des gaz dans l'appareil de réduction
- 5.6 Analyse et température des gaz après leur passage à travers l'appareil de réduction

6. - MINERAIS ET MATIERES FERREUSES

- 6.1 Origine
- 6.2 Analyse
- 6.3 Granulométrie
- 6.4 Préparation

7. - ADDITIONS

- 7.1 Désignation
- 7.2 Analyse
- 7.3 Granulométrie

8. - ZONES DES TEMPERATURES DE REDUCTION

en °C dans l'appareil de réduction

9. - ZONES DES PRESSIONS DE REDUCTION

en kg/cm<sup>2</sup> dans l'appareil de réduction

10. - PRODUIT OBTENU

dans l'appareil de réduction

10.1 Forme

10.2 Analyse

10.3 Degré de réduction

10.3.1 Pourcentage d'oxygène réduit dans les oxydes de fer par rapport à l'oxygène total lié au fer des minerais

10.3.2 Pourcentage de Fe métallique par rapport au Fe total contenu dans le produit obtenu

11. - TRAITEMENT COMPLEMENTAIRE DU PRODUIT OBTENU

dans l'appareil de réduction (10)

- 11.1 Mode de refroidissement
- 11.2 Concassage ou compactage
- 11.3 Détails sur la granulométrie finale obtenue
- 11.4 Mode d'enrichissement (p. ex. séparation magnétique ou fusion)

12. - PRODUIT FINAL

obtenu après le traitement suivant 11

- 12.1 Forme
- 12.2 Analyse

13. - RENDEMENTS EN FER

- 13.1 Pourcentage du Fe contenu dans le produit obtenu en 10 par rapport au Fe enfourné
- 13.2 Pourcentage du Fe contenu dans le produit final 12 par rapport au Fe enfourné

14. - POSSIBILITES D'UTILISATION DU PRODUIT FINAL

Différences technique et économique par rapport à l'utilisation de FONTE et de FERRAILLE

15. - CONSOMMATIONS A LA TONNE DU PRODUIT FINAL 12

- 15.1 Matières premières pour la réduction suivant 5.1
- 15.2 Combustibles nécessaires à l'ensemble de la fabrication (caractéristiques de ces combustibles)
- 15.3 Energie électrique
  - 15.3.1 pour le chauffage
  - 15.3.2 pour la force motrice
- 15.4 Vapeur utilisée
  - 15.4.1 comme moyen de réaction
  - 15.4.2 comme énergie

- 15.5 Oxygène
- 15.6 Eau de refroidissement
- 15.7 Réfractaires
- 15.8 Heures de main-d'oeuvre pour la production
- 15.9 Main-d'oeuvre et matières pour l'entretien courant

16. - INVESTISSEMENTS TOTAUX

- 16.1 Pour les installations décrites en 3, et ramenés à la tonne de capacité du produit final 12  
La capacité sera exprimée en tonnes/jour ou en tonnes/an
- 16.2 Frais de construction des installations annexes non reprises en 3
- 16.3 DROITS DE LICENCE

17. - REMARQUES DIVERSES

Opinions exprimées sur le procédé dans les domaines de :

- 17.1 état de son développement et de sa mise au point
- 17.2 difficultés pratiques de marche
- 17.3 possibilités d'utilisation du procédé
- 17.4 exigences particulières demandées à certains matériaux, p. ex. les réfractaires

18. - SOURCES BIBLIOGRAPHIQUES

- 18.1 Articles et publications
- 18.2 Textes des brevets

COMMUNAUTÉ EUROPÉENNE  
DU CHARBON ET DE L'ACIER  
HAUTE AUTORITÉ

PROCEDES  
de  
REDUCTION DIRECTE  
DES MINERAIS DE FER

Juin 1958

COMMUNAUTE EUROPEENNE  
DU CHARBON ET DE L'ACIER

Juin 1958

HAUTE AUTORITE

PROCEDES

de

REDUCTION DIRECTE

des

MINERAIS de FER

-

- I - Combustibles solides
- II - Gazéification de combustibles solides
- III - Gaz

°  
° °

Juin 1958

PROCEDES DE REDUCTION DIRECTE DES  
MINERAIS DE FER

---

Etude bibliographique

1. Dans sa réunion du 27 septembre 1957, la Commission de la Recherche Technique constituée auprès de la Haute Autorité et dont la composition est donnée page 3, au cours de l'examen d'un projet de recherches particulier de réduction directe des minerais de fer, a émis le voeu que soit créée par la Haute Autorité une Sous-Commission chargée en premier lieu de rassembler les données bibliographiques publiées à ce jour sur les procédés de réduction directe connus, qu'ils soient au stade du laboratoire, de l'installation-pilote ou de l'application industrielle.

Cette étude devait permettre de comparer entre eux les différents procédés sur le plan technique et sur le plan économique, compte tenu des conditions locales d'approvisionnement en minerai, combustibles, énergie, etc.

Cette étude a été conduite avec le souci du maximum d'objectivité; en particulier les renseignements chiffrés ont été donnés avec leurs sources et leurs auteurs.

Les experts ayant participé à ces travaux sont :

<u>Allemagne</u>	:	M. KEGEL, du Verein Deutscher Eisenhüttenleute M. HENKEL, de la Sté Klöckner, Osnabrück
<u>Belgique/ Luxembourg</u>	:	MM. DECKER et GOUZOU, du Centre National de Recherches Métallurgiques
<u>France</u>	:	M. ASTIER, de l'Institut de Recherches de la Sidérurgie
<u>Italie</u>	:	M. PALAZZI, de l'Institut Sidérurgique FINSIDER
<u>Pays-Bas</u>	:	M. VAN LANGEN, des Hauts Fourneaux et Aciéries d'IJmuiden.

2. Pour rendre homogène la présentation de l'étude, il a été établi une liste des renseignements, numérotée suivant le système décimal.

Cette table des matières mobile se trouve encartée à l'intérieur de la couverture de l'ouvrage; elle a permis de repérer uniquement par des chiffres les différents renseignements, et a évité d'en répéter la définition pour chacun des procédés; cette présentation a réduit considérablement le volume du document.

3. L'étude actuelle porte sur 26 procédés.

Les différents procédés ont été classés en 3 familles d'après la nature du réducteur utilisé.

I - Combustibles solides

Ces procédés traitent tous des minerais fins; presque toujours l'appareil de réduction est un four tournant.

II - Gazéification de combustibles solides

Ces procédés traitent presque tous des minerais en morceaux et l'appareil de réduction est en général la cuve (avec descente de la charge).

III - Gaz

Ces procédés se divisent en 2 groupes :

- les procédés utilisant la fluidisation et ne traitant par suite que des minerais pulvérulents (granulométrie inférieure à 1 mm, mais contenant autant que possible très peu de fines particules en dessous de 50 microns);
- les procédés en cuve à lit fixe traitant des minerais en morceaux.

Les lettres qui suivent le chiffre romain désignant la famille ne constituent aucun classement préférentiel, mais servent uniquement de repère.

4. Dans sa réunion du 5 février 1958, la Commission de la Recherche Technique a entériné le travail de sa Sous-Commission : elle a retenu comme particulièrement intéressants à suivre dans leur développement futur les 12 procédés suivants :

I B	Elektrokemisk
I E	Krupp-Reun
I F	R.N.
I L	Azincourt
I M	Krupp-Eisenschwamm
II A	Wiberg
II D	Finsider
II E	Stelling
III A	H-Iron
III B	A.D. Little
III E	Madaras
III F	Monterrey

5 - Composition de la Commission de la Recherche Technique

PRÉSIDENT	M. SCHNEIDER	Directeur à la Division des Problèmes Industriels.
ALLEMAGNE	M. THOMAS	Verein Deutscher Eisenhüttenleute, Düsseldorf
BELGIQUE/ LUXEMBOURG	M. COHEUR	CNRM - Section de Liège, Liège
	M. MASSINON	CNRM - Section du Hainaut, Charleroi
FRANCE	M. MALCOR	I.R.S.I.D., St Germain en Laye
ITALIE	M. SCORTECCI	Istituto Siderurgico FINSIDER, Genova
PAYS-BAS	M. de GRAAF	Kon.Ned. Hoogovens en Staalfabrieken Ijmuiden
GRANDE BRETAGNE	M. RIDGION	B.I.S.R.A., Normanby, Middlesbrough
SECRETARE	M. MOURET	Division des Problèmes Industriels.

I A	- Basset
I B	- Elektrokemisk
I C	- Höganäs
I D	- Laramie
I E	- Krupp-Renn
I F	- R.N.
I G	- Kalling Avesta
I H	- Kalling Domnarfvat
I J	- Stürzelberg
I K	- Cyclosteel
I L	- Azincourt
I M	- Krupp-Eisenschwamm
II A	- Wiberg
II B	- Norsk-Staal
II C	- Norvégien à l'hydrogène
II D	- Finsider
II E	- Stelling
III A	- H-Iron
III B	- A.D. Little
III C	- U.S. Steel (Shipley)
III D	- Novalfer
III E	- Madaras
III F	- Monterrey
III G	- Lurgi-Galluser
III H	- Scortecci
III J	- Jet Smelting

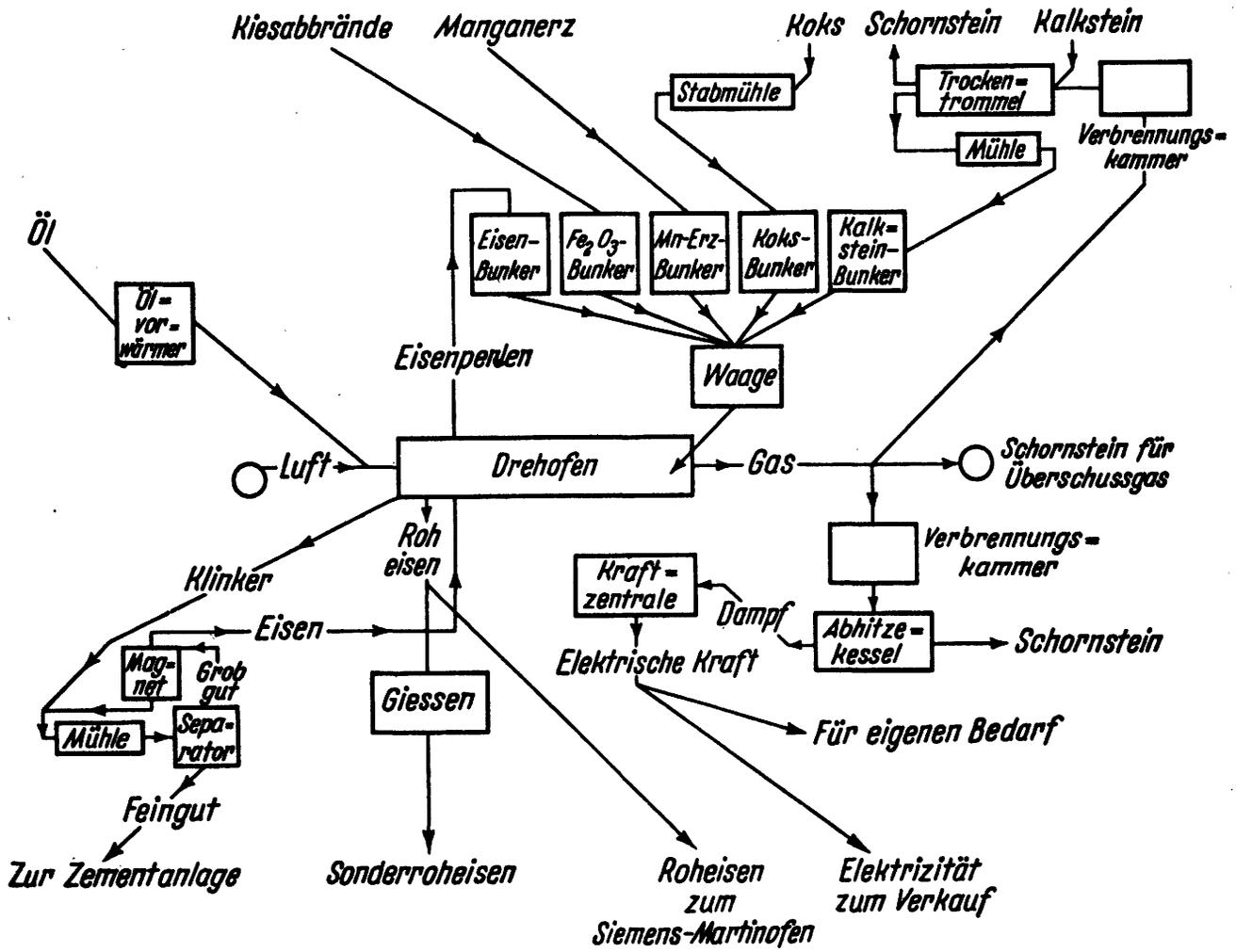
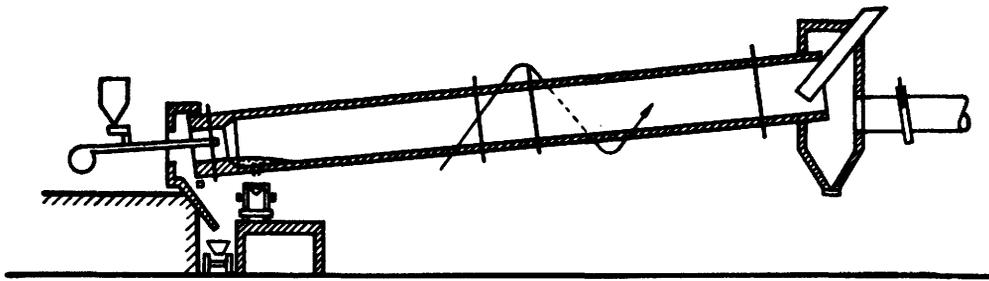
---

Janvier 1958

PROCEDE  
BASSET

I A

1. - 1.1 Basset.
  - 1.2 Réduction au moyen de combustibles solides (charbons) dans un four tournant incliné, avec production simultanée de fonte liquide et de clinker de ciment.
  - 1.3 L. Basset.
  - 1.4 Le procédé a été étudié en Espagne, en France, au Portugal, au Japon et par la Société F.L. Smidth & Co (Aalborg, Danemark).
  - 1.5 Le procédé est appliqué à l'échelle industrielle à Aalborg (Danemark).
- 
2. - Dessin joint.
- 
3. - Four tournant du type des fours à ciment ordinaires, avec quelques modifications de construction (la partie "élaboration du clinker" n'est pas traitée).
- 
4. - 4.3 - 4.3.1 Danemark.
    - 4.3.2 2 fours longs de 35 et de 50 m
    - 4.3.3 Au total environ 100 t par jour.
    - 4.3.4 Exploitation continue.
    - 4.3.5 Environ 330 jours par an.
- 
5. - 5.3 Dans l'installation danoise, on emploie du coke de petit calibre (86 % C, 1% S, 10 % de cendres).



- 6. - 6.1 Cendres de pyrite, ferraille économiquement appropriée (copeaux, tôles fines de rebut étamées ou zinguées), etc.
- 6.2 Cendres de pyrite : environ 67 % de Fe, 2 % de silicium, 2 % de soufre.
- 6.3 Minerais fins.
  
- 7. - 7.1 Calcaire.
- 7.2 Environ 54 % de CaO et 2 % de SiO<sub>2</sub>

- 10. - 10.1. Fonte liquide (sous-produit : clinker de ciment).
- 10.2

C	Si	Mn	P	S
4,2 - 4,6	< 0,1	0,8 - 4,5	0,1 - 0,2	< 0,01

10.3 - 10.3.1 Une partie du fer se trouve dans la scorie sous forme de FeO et de fer métallique; ce dernier est récupéré et recyclé.

10.3.2 100 %.

14. - Le produit final est de la fonte.

- 15. - 15.1 650 kg de coke de petit calibre.
- 15.2 350 kg de fuel-oil ayant un pouvoir calorifique d'environ 9 600 Kcal/kg (on peut également employer du coke de petit calibre, du charbon pulvérisé ou du gaz naturel).
  
- 17. - 17.1 Installation industrielle fonctionnant depuis 1939.
- 17.3 Emploi de combustibles solides fins, emploi de minerais fins à haute teneur en soufre et contenant du zinc.

18. - 18.1

1. Wust F. : Das Basset - Verfahren zur direkten Eisenerzeugung - Stahl u. Eisen 41 (1921), p. 1841/48.
2. Collado P.P. : Die gleichzeitige Herstellung von Eisen und Portlandzement im Drehofen - Tonind.-Ztg. 60 (1936), p. 123/124 et 141/43; cf. Stahl u. Eisen 56 (1936), p. 268/69 et R. Durrer, Tonind.-Ztg. 60 (1936), p. 285/86.
3. Ohara H. : On the pig making experiment with rotary kiln in Japan. Tetsu to Hagane 25 (1939), p. 831/42.
4. Ikeda (Setno) et Hata (Seuchiro) : De la méthode de Basset. Comptes rendus de la 25ème séance de la Société Ciment-Portland du Japon (nov. 1939).
5. Lehmkuhler H. : Die Entwicklung und Bedeutung des Drehrohr-ofens in der Eisenindustrie. Zement 30 (1941), p. 323/27.
6. IRSID (MM. Delbart et Henry) : Rapport sur le voyage effectué en Suède, en Norvège et au Danemark fin janv. 1948 - Publication de l'IRSID, série B, N° 7 (déc. 1948), particulièrement p. 39/41.
7. Vasquez J. : Reduccion directa de mineral de hierro en horno rotativo sistema Basset modificado. Inst. Hierro y Acero 2 (1949), p. 36/38.
8. Koyanagi K. : Simultaneous manufacture of cement and cast iron - Rock Products 32 (1949), mai, p. 60/62.
9. Koyanagi K. et Sudoh T. : Constitution of Cement Clinker obtained by Basset Process - Rock Products (février 1950), p. 129/132.
10. (+) Seidel Kurt : Die Herstellung von Roheisen und Zement im Drehofen nach dem Basset-Verfahren - Stahl u. Eisen (24 mai 1951), 71, p. 580/581.
11. (+) Jensen K.E. : Das Basset-Verfahren für die Roheisenerzeugung in Drehofen - Stahl u. Eisen 72 (1952), nov. p. 1466/67.
12. (+) Jensen K.E. : The Basset process for the production of pig iron in rotary Kilns. Economic Commission for Latin America. Techn. Assistance Administration Bogota, 13 oct.-5 nov. 1952.
13. (+) Jensen K.E. et Smidth F.L. : Le procédé Basset pour la production de fonte au four rotatif. 1ère Conférence de Sidérurgie d'Amérique Latine, Bogota, 13-31 octobre 1952.

14. (+) Durrer R. : Verhütten von Eisenerzen - 1954 - Verlag Stahleisen m.b.H. Dusseldorf - p. 122/125.
15. (+) Astier M. : Les procédés non classiques de réduction des minerais de fer - Application aux minerais français - SIM. La documentation métallurgique, 5 avril 1956, p. 75/96.
16. (+) Pinot G. : Production simultanée de fonte et de ciment au four rotatif. Procédé Basset SIM. La documentation métallurgique, 5 avril 1956, p. 97/106.

---

(+) Source bibliographique consultée.

- 18.2 N° 1 360 711 - Basset Lucien Paul - Process for the Manufacture of Iron and Steel Directly from the Ore and Improved Apparatus therefor - nov. 30, 1920.
- N° 1 419 801 - Basset Lucien Paul - Process of Making Iron or Steel - 13 juin, 1922.
- N° 1 435 686 - Basset Lucien Paul - Process for the Direct Manufacture of Iron and Steel - 14 nov. 1922.
- N° 1 534 051 - Basset Lucien Paul - Process for the Direct Reduction of Ores and Particularly of Iron Ore - 21 avril 1925.

Pièce jointe.

Janvier 1958

P R O C E D E  
E L E K T R O K E M I S K

I B

1. - 1.1 Procédé Elektrokemisk.
- 1.2 Préchauffage et préréduction en four tournant, réduction finale et fusion au four électrique tournant à une électrode.
- 1.3 F.C. Collin - Oslo.
- 1.4 Elektrokemisk A/S, Fiskaa-Werk, Kristiansand, Norvège.

2. - Dessin joint.

Pour le préchauffage ou la préréduction, le procédé utilise un four tournant incliné, chauffé du côté déchargement au moyen d'un brûleur à mazout et fonctionnant à une température maximum de 1 050° C. Les matières préréduites à un taux d'environ 40 % sont acheminées de façon continue vers un four électrique tournant à une électrode où elles sont intégralement réduites et soumises à fusion. On obtient une fonte contenant 1-2 % Si et 0,03 % S.

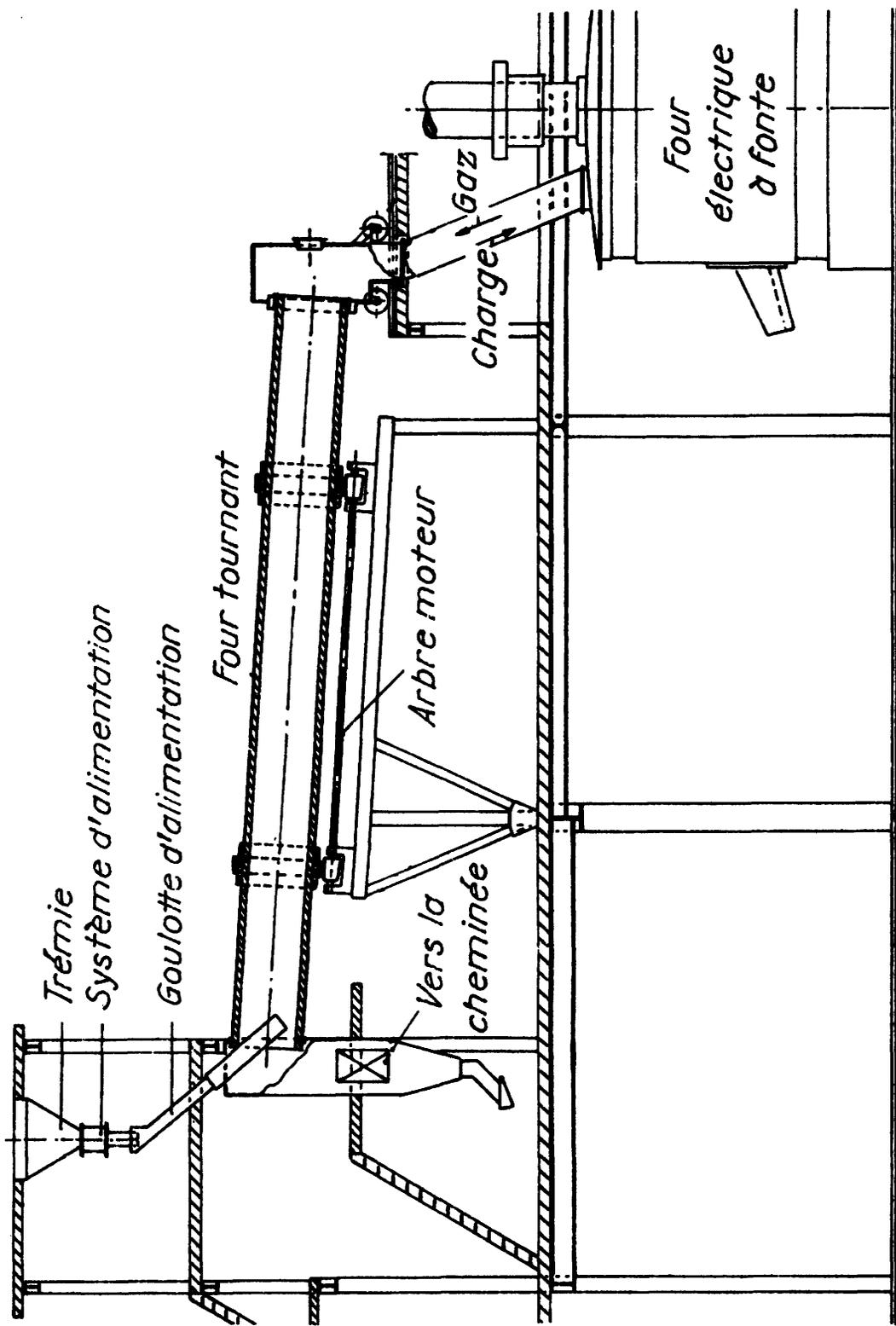
3. - 1. Four tournant.
2. Four électrique tournant à une électrode.

4. - 4.2 Kristiansand, Norvège.

Four tournant et four électrique rotatif monophasé à une électrode.

5. - 5.1 Poussier de coke, semi-coke, fines de charbon.
- 5.3 Grains fins (3-20 mm).

80 % de carbone fixe, 4-14 % de matières volatiles, 7-14 % de cendres.



- 6. - 6.2 53-63 % de Fe.
- 6.3 Pellets, agglomérés ou minerais en morceaux  
( $\leq 35$  mm).
- 6.4 Pelletisation ou agglomération.
  
- 8. - Dans le four tournant : 1050° C.
  
- 10. - A la sortie du four tournant, le produit se présente :
  - 10.1 En grains.
  - 10.3.1 Maximum 41,5 %.
  
- 11. - La réduction complète et la fusion ont lieu au four électrique tournant à une électrode.
  
- 12. - 12.1 Fonte liquide.
- 12.2 2,5 - 4,0 C, 1-2 % Si, 0,03 % S.
  
- 14. - Fonte.
  
- 15. - 15.1 390 kg de carbone fixe.
- 15.2 Cf. 15.1.
- 15.3 - 15.3.1 1 400 kWh.
  
- 17. - Selon les indications bibliographiques, les résultats expérimentaux peuvent être obtenus sans difficulté dans une installation à grande échelle.
  
- 18. - F.C. Collin et O.A. Grytting, Journal of Met., oct. 1956, p. 1464/68.
  - F.C. Wright, Metall Progress, oct. 1957, p. 99/104.
  - U.S. Patent 2 694 097, Elektrokemisk A.S.

Janvier 1958

PROCEDE  
HÖGANÄS

I C

1. - 1.1 Procédé Höganäs.
  - 1.2 Réduction au charbon en four annulaire ou en four-tunnel.
  - 1.3 E. Sieurin (1908).
  - 1.4 Höganäs-Billesholms AG., Suède, développement ultérieur par la Ontario Research Foundation, Toronto (Cavanagh), le U.S. Bureau of Mines et la Fa. Hojalata y Lamina S.A. (Mexique).
2. - Un concentré de haute teneur (plus de 70 % de Fe) est chargé avec du charbon ou du poussier de coke ainsi qu'avec de la castine dans des moufles en céramique; le mélange est disposé en couches alternées; selon une méthode plus récente, le concentré se présente sous forme de gâteaux de 300 mm de  $\phi$  et de 50 mm d'épaisseur, lesquels, disposés dans des moules métalliques ou en céramique, sont entourés d'un mélange de poussier de coke et de chaux. Les moufles sont portés à des températures de l'ordre de 1150° à 1200° C dans des fours annulaires ou des fours-tunnel pour être ensuite refroidis à l'abri de l'air. L'éponge de fer refroidie est débarrassée du combustible et de la chaux qui y adhèrent et soumise ensuite à une compression. Le procédé exigeait précédemment de 8 à 12 jours. Selon des recherches récentes, cette durée pourrait être ramenée à 36 - 84 heures en utilisant des fours-tunnel. Le gaz de réduction qui se dégage est directement utilisé pour le chauffage. L'éponge de fer produite est employée comme charge des fours pour la production d'aciers spéciaux ainsi que pour la métallurgie des poudres.
3. - Four annulaire ou four-tunnel.
4. - 4.2 - 4.2.1 Höganäs, Suède.

- 4.3 - 4.3.1
1. Höganäs (Suède méridionale) depuis 1911  
(Höganäs-Billersholm AG) (2)
  2. Monterrey (Mexique) (2,10)
  3. Grängesberg-Oxelösund  
(Trafik AB) (1954) Suède (2)
  4. Riverton (N.J. USA)  
depuis 1954 (3,10)
  5. Japon (seulement pendant  
la 1ère guerre mondiale) (9)
- 4.3.2 pour (1) Four annulaire d'une longueur effective  
de 270 m.  
pour (4) 183 m de long.
- 4.3.3
1. 25 000 t annuelles (2 fours annulaires)
  2. 10 000 t annuelles (1 four-tunnel)
  3. 30 000 t annuelles (2 fours-tunnel)
  4. 30 000 t annuelles (1 ou 2 fours-tunnel)
  5. 20 000 t annuelles.
- 4.3.4 Continu.
5. - 5.1 Charbon ou poussier de coke.
- 5.2 Pas de traitement préliminaire.
- 5.3 Grains fins, mélangés à de la castine.
6. - 6.1 Concentrés à haute teneur.
- 6.2  $\geq 70$  % de Fe, p. ex. concentré de Grängesberg contenant  
71,5 % de Fe.
- 6.3 Petits morceaux (12 - 25 mm) ou grains fins.
- 6.4 Le minerai est broyé jusqu'à la dimension souhaitée et disposé  
dans des mouffles en céramique au milieu du combustible.
7. - 7.1 Castine (190 kg par tonne).
- 7.3 Fins.
8. - 1100°

10. - 10.1 Gâteaux poreux d'éponge de fer (30 % de porosité).
- 10.2 Fe total 96-97 % -  $P \leq 0,015$  -  $S \leq 0,015$  - C 0,3 % - 0,1 %  
 $O_2$  1-2 % -  $V_2O_5$  0,3 % -  $TiO_2$  0,3 % -  $Fe_{met.}$  93 %.
- 10.3.2 96 %.
11. - Le gâteau d'éponge de fer est nettoyé, comprimé et éventuellement réduit par broyage à la dimension voulue. L'excédent de combustible est recyclé.
14. - 1. Matière première pour la production de poudre de fer.  
2. Ferraille de bonne qualité.
15. - 15.1 200 kg de coke.
- 15.2 En outre :  
- 450-600 kg de poussier de coke ou de charbon  
ou  
- 256 litres d'huile (7)  
ou  
- gaz de chauffage.
- 15.3 - 15.3.2 100 - 120 kWh/t.
- 15.8 - 6-10,5 h/t (7,10).
- 15.9 - 13,20 DM/t (pour réparation et entretien). En outre :  
17,60 DM/t (pour les moufles en céramique) (6) ou  
7,50-10 DM/t (pour réparation et entretien)  
plus 21 DM/t pour moufles métalliques (7).
16. - 1. Le coût d'une installation complète pour la production de 30 000 t annuelles de poudre de Fe à Riverton, N.J. (USA) est de 6 Mns de \$ ou 25,2 Mns de DM, c.à.d. 840 DM/t an.
2. Le projet pakistanais selon (6) concernant une installation pour la production de 30 000 t annuelles (l'éponge de fer doit être directement laminée sans processus de fusion) est évalué à 9,8 Mns de DM, c.à.d. 327 DM/t an.
3. L'installation indiquée sous (10) pour la production de 10 000 t annuelles d'éponge de fer est évaluée à 6 Mns de DM, c.à.d. 600,- DM/t an.

17. - Outre les investissements et les frais de transformation très élevés, le principal inconvénient réside dans les prix très forts des récipients métalliques ou en céramique. Les risques de pannes sont faibles, la consommation de courant est réduite. Le rendement par mètre cube de volume de four est seulement de 0,028 t/m<sup>3</sup> par 24 heures.
18. - 1. Durrer, Verhütten von Eisenerzen.  
2. W. Lehnert, Erzmetall VII (1954), p. 436/40.  
3. Hatschek, Iron Age 172 (1953), N° 8, p. 59.  
4. E. Barrett, Bulletin 519, Bureau of Mines.  
5. M. Tigerschiöld, Stahl und Eisen 70 (1950), p. 401/3.  
6. H. Amundsen, Gutachten für Pakistan (29-7-57).  
7. D. E. Cavanagh, Steel 128 (1951), p. 92/101.  
8. Stahl und Eisen 31 (1911), p. 1391/4.  
9. Durrer, Stahl und Eisen 52 (1932), p. 1245.  
10. J. Stalhed, SIM, La Doc. Métall. Sh 1 (1956), p. 60/74.

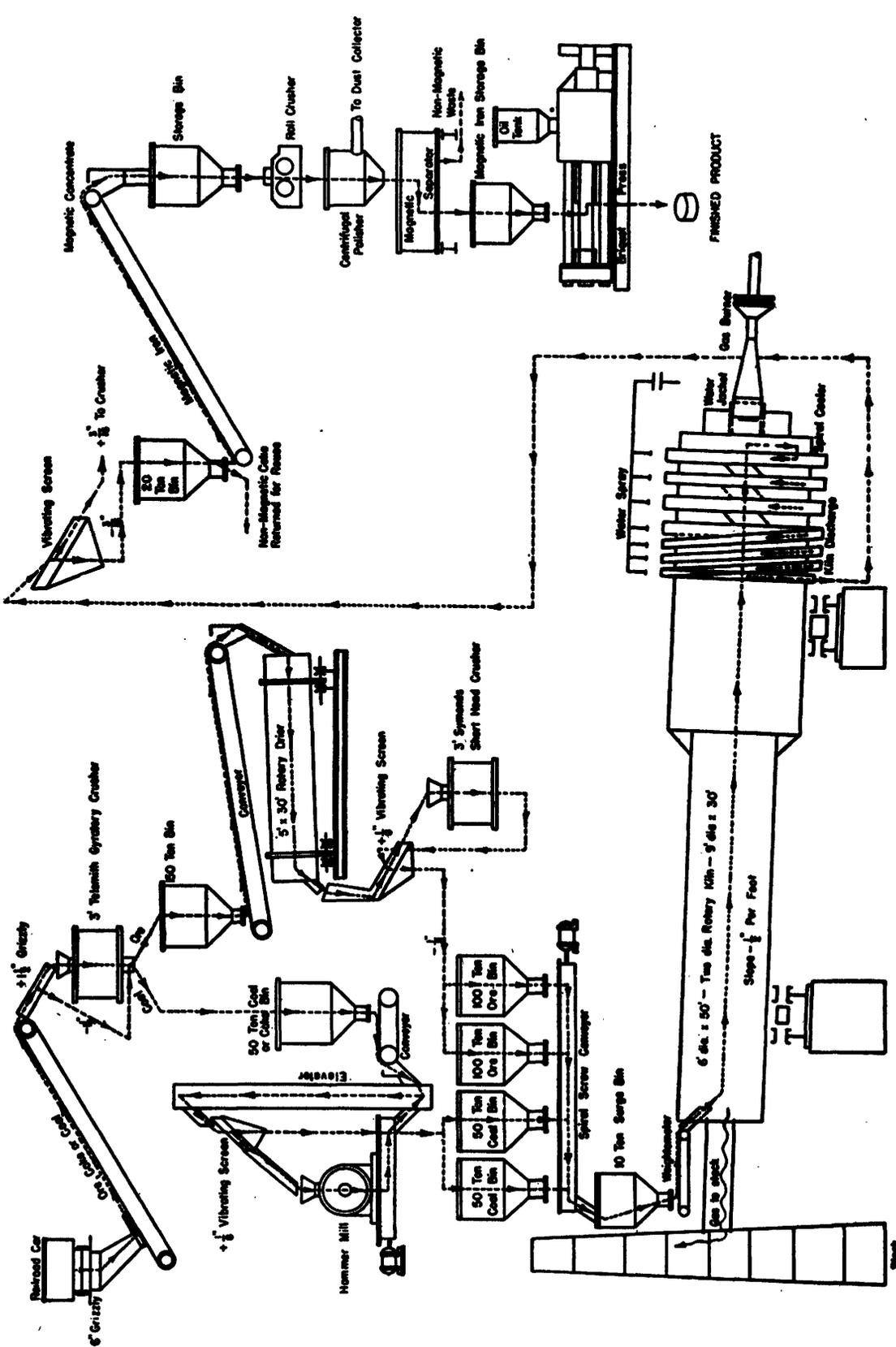
Brevets :	DP	249 031	(1910)
		478 563	(1927)
	AP	1 065 890	(1910)
		174 280	(1927)
	ÖP	54 245	(1911)
	FP	599 185	(1925)
	EP	252 899	(1925)
		296 235	(1927).

Janvier 1958

P R O C E D E  
du BUREAU OF MINES (LARAMIE)  
U.S.A.

I D

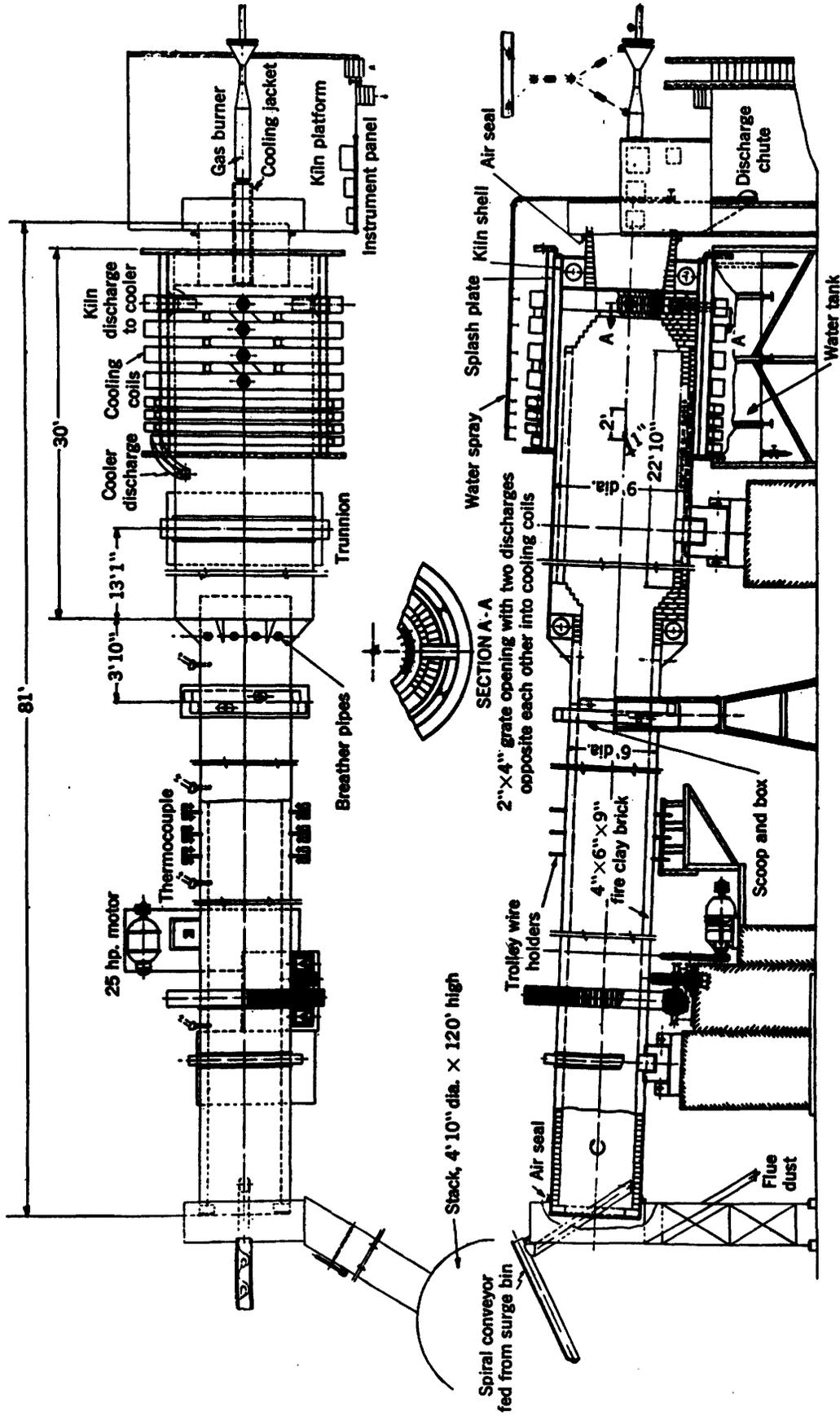
1. - 1.1 U.S. Bureau of Mines (Laramie).
  - 1.2 Réduction au moyen d'un réducteur solide dans un four tournant composé de deux parties de diamètres différents où ont lieu respectivement le préchauffage et la réduction du minerai.
  - 1.3 C.E. Williams, E.P. Barrett et B.M. Larsen.
  - 1.4 U.S. Bureau of Mines.
  
2. - Dessin joint.
  
3. - Four tournant de réduction, matériel auxiliaire pour le concassage, la concentration et le briquetage de l'éponge.
  
4. - 4.1 U.S. Bureau of Mines.
  - 4.2.1 Laramie (Wyoming).
  - 4.2.2 Le four se compose de 2 parties : côté charge : 15 m de long, 1,80 m de  $\phi$  extérieur, 1,50 m de  $\phi$  intérieur; côté décharge : 9 m de long, 2,70 m de  $\phi$  extérieur, 2,20 de  $\phi$  intérieur.
  - 4.2.3 Avec les minerais de Soumont  $\sim$  10 t/24 h d'éponge de fer (2).
  
5. - 5.3 Charbon ou coke de petit calibre.
  
6. - 6.1 Minerais de natures diverses. Les essais les plus récents ont été effectués par les Français avec des minerais de Soumont.
  - 6.2 Minerais à gangue siliceuse : humidité 0,55 %, Fe total 34,8 %, Fe<sup>++</sup> 31,4 %, Fe<sup>+++</sup> 3,4 %, SiO<sub>2</sub> 18,9 %, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 7,1 %, CaO 3,6 %, MgO 0,7 %, CO<sub>2</sub> 15,7 %, H<sub>2</sub>O combiné 6,0 %, Mn 0,38 %.



PRODUCTION OF SPONGE IRON

I D LARAMIE

4 I.D. x 120' High



LARAMIE

6.3 Minerais fins.

8. - Variable selon les matières employées (en moyenne 1050° C).

10. - 10.1 Eponges en forme de boulettes.

10.2 Variable selon les matières employées. Avec des minerais de Soumont et une température de réduction de 1050° C :

S	P	Mn	C	Fe
0,075	0,8 - 1,0	0,23	0,12	95

10.3.2 > 90 %

11. - 11.1 Refroidissement par refroidisseur à ruissellement d'eau.

11.2 Broyage et briquetage après enrichissement magnétique.

11.4 Enrichissement magnétique.

12. - 12.1 Briquettes.

14. - Emploi dans les aciéries en remplacement de la ferraille.

15. - 15.1 )  
( Variables selon les matières premières employées.  
15.2 )

17. - 17.2 Le fonctionnement du four à marche continue n'a pas encore pu être réalisé par suite de la formation de garnissages annulaires. L'enrichissement de l'éponge produite s'est heurté à des difficultés considérables (2).

18. - 18.1
1. (+) Johnston T.L. e Mahan W.M. : Laramie sponge - iron pilot plant. Bureau of Mines - Report of Investigations 4376 - sept. 1948.
  2. (+) Astier J. : Essais de réduction directe de minerai de Soumont (Normandie) au four tournant de Laramie (Wyoming, Etats-Unis) - Publication de L'INSID, Série A. N° 63, juin 1954.
  3. Buehl e Russel C. : Production of sponge iron in a rotary kiln at temperatures below the fusion point of the material - A study of the Iron and Steel Industry in Latin America United Nations, New York 1954, p. 220/227.

---

(+) Source bibliographique consultée.

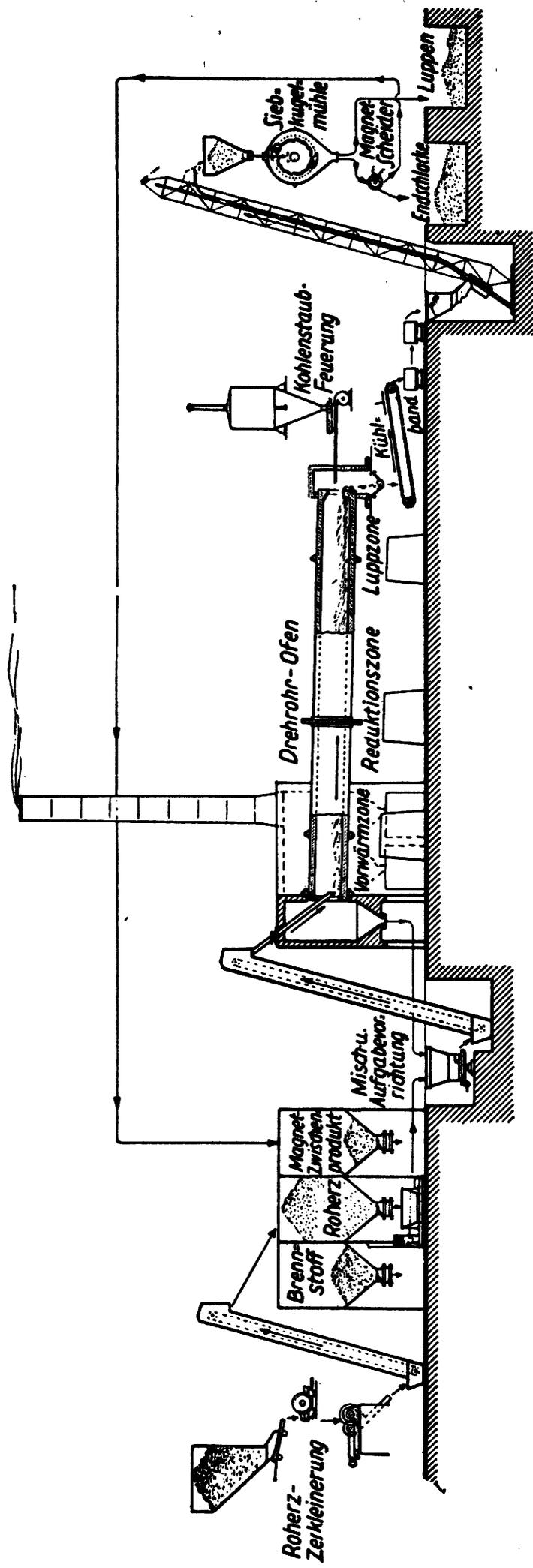
Pièce jointe.

Janvier 1958

P R O C E D E  
K R U P P - R E N N

I E

1. - 1.1 Procédé Krupp-Renn.
  - 1.2 Procédé pour la production de fer avec emploi de combustibles fins, à l'exclusion de coke en morceaux, en vue du traitement économique des minerais siliceux.
  - 1.3 Prof. Johannsen, Clausthal-Zellerfeld (Brevets d'origine).
  - 1.4 Fried. Krupp.
  - 1.5 Le procédé est déjà appliqué depuis des années dans de grandes installations industrielles (cf. liste au point 4.3). Le procédé est particulièrement intéressant dans les pays qui veulent se constituer une industrie sidérurgique mais à qui leurs ressources en matières premières ne permettent pas de recourir au haut fourneau habituel.
- 
2. - Dessin joint.
- 
3. - Cf. schéma du procédé.
- 
4. - 4.2 - 4.2.1 Aciérie de Rheinhausen.
    - 4.2.2 Four tournant d'une longueur de 14 m et d'un  $\emptyset$  intérieur de 90 cm, mesuré à l'intérieur du revêtement réfractaire.
    - 4.2.3 Environ une tonne de loupes par jour. Le facteur déterminant est la teneur en fer du minerai chargé.
  - 4.3 - 4.3.1 )
    - 4.3.2 ) Les installations Renn construites jusqu'à présent
    - 4.3.3 ) par Fried. Krupp, ou en cours de construction, sont les suivantes :



I E KRUPP-RENN

Installation d'Essen-Borbeck

Propriétaire : Fried. Krupp, Essen.

1 four de 3,60 m de  $\phi$  x 50 m pour le traitement de 275 à 300 t de minerai par jour. Année de construction : 1935. Cette installation a été exploitée comme installation expérimentale à grande échelle. Elle a fonctionné de 1935 à 1945, époque à laquelle elle a été démontée et transférée en Union Soviétique.

Installation de Frankenstein (Silésie)

Propriétaire : Schlesische Nickelwerke, Frankenstein, Silésie.

2 fours de 3,60 m de  $\phi$  x 50 m pour le traitement de 275 à 300 t chacun de minerai contenant du nickel et du fer (garniérite). Année de construction : 1er four, 1935; 2ème four, 1941. Les loupes ont été employées comme matière de charge pour les aciers au nickel. Les 2 fours ont été en service jusqu'à la fin de la guerre en 1945 et ont été ensuite démontés par l'U.R.S.S.; les Polonais ont, dans l'intervalle, reconstruit les installations.

Installation de Salzgitter-Watenstedt

Propriétaire : Krupp.

3 fours de 4,20 m de  $\phi$  x 70 m, permettant de traiter chacun 500 t/jour de minerai brut de Salzgitter d'une teneur en fer de 25 à 30 %. Année de construction 1943/1944. Les loupes phosphoreuses étaient fondues au haut fourneau pour obtenir de la fonte. 2 fours ont fonctionné de 1944 à la fin de la guerre en 1945, le 3ème four se trouvait encore en cours de montage à la fin de la guerre. Les 3 fours ont été démontés en 1950 et livrés au titre des réparations.

Installation de Königshof (Tchécoslovaquie)

Propriétaire : Industrie Sidérurgique de Prague.

1 four de 3,60 m de  $\phi$  x 60 m, pour le traitement de 300 à 325 t/jour d'hématites brunes contenant 30 à 35 % de fer et ayant une teneur élevée en  $\text{SiO}_2$ . En service depuis 1943. L'installation a été agrandie après la guerre par l'adjonction de 2 nouveaux fours; selon les informations les plus récentes, il y aurait en service en Tchécoslovaquie 16 fours Renn au total.

Installation d'Anzan/Mandchourie

Propriétaire : Showa Steel Works.

8 fours mesurant chacun 3,60 m de  $\phi$  x 60 m, permettant

chacun le traitement de 300 t de minerai par jour. Minerai quartzitique contenant 35 à 36 % de fer et 47 à 48 % de  $\text{SiO}_2$ . Les loupes sont chargées en partie dans l'installation de préaffinage de l'aciérie, en partie dans le haut fourneau, ou bien elles sont transportées par bateau au Japon.

#### Installation de Seishin (Corée)

Propriétaire : Mitsubishi Shoji Kaisha.

4 fours de 3,60 m de  $\phi$  x 60 m, permettant chacun le traitement de 300 t/jour de magnétite d'une teneur en fer comprise entre 55 et 60 %. Les loupes sont acheminées par bateau vers le Japon et chargées dans des fours Martin ou des fours électriques.

#### Installation de Kuji (Japon)

Propriétaire : Kawasaki Dockyard.

2 fours de 3,60 m de  $\phi$  x 60 m, permettant chacun le traitement de 300 t/jour de sables titanifères contenant 34 à 35 % de fer et 5 à 8 % de  $\text{TiO}_2$ .

#### Installation de Nihon Yakin KK (Japon)

4 fours de 3,60 m de  $\phi$  x 70 m, permettant ensemble le traitement de 500 à 600 t de minerai contenant du nickel et du fer. Les fours ont été construits entre 1940 et 1942. Après la guerre, les 2 fours ont traité du minerai de Nouvelle-Calédonie contenant du nickel; les loupes obtenues, qui contiennent du nickel, sont employées comme matières de charge pour les aciers spéciaux.

#### Installation d'Avilès (Espagne)

1 four de 3,60 m de  $\phi$  x 60 m, permettant de traiter par jour 250 à 275 t de quartzite ferrifère contenant 30 à 40 % de fer et 20 à 30 % de  $\text{SiO}_2$ . Cette installation est en service depuis l'automne de 1954. Un deuxième four de 4,20 m x 70 m est en commande.

#### Installation de Larymna (Grèce)

Propriétaire : Hellenic Company of Chemical Products & Fertilizers Ltd.

1 four de 4,20 m de  $\phi$  sur 90 m pour le traitement d'environ 400 t/jour de minerais de fer contenant environ 36 % de fer et 1,5 à 1,75 % de nickel. Cette installation a été mise en service en avril 1956.

### Installation de Salzgitter-Watenstedt

Propriétaire : Rennanlage Salzgitter-Ruhr GbR. (constituée par 8 grandes aciéries de la Ruhr).

2 fours mesurant chacun 4,20 m de  $\phi$  x 95 m et 1 four de 4,60 m de  $\phi$  x 110 m, pour le traitement de minerais acides des contreforts du Harz et de produits intermédiaires provenant de la préparation par voie humide, contenant 28 à 34 % de fer. Quantité de minerais traités par jour de marche : au total environ 2 000 t. Le premier four a été mis en service en octobre 1956, l'installation fonctionne à pleine capacité depuis avril 1957.

### Installation de Borbeck

Propriétaire : Rennanlage Rhein-Ruhr GbR. (constituée par 8 aciéries de la Ruhr).

6 fours de 4,60 m de  $\phi$  x 110 m, permettant de traiter ensemble 4 200 t/jour de minerai. Cette installation est actuellement en construction et le premier four doit entrer en service en 1959.

- 4. - 4.4 Les installations fonctionnent de façon continue.
- 4.5 Le coefficient d'utilisation dans le temps peut être évalué à environ 300 jours de marche par an.
- 4.6 950 à 1 000 t chargées par jour, combustible non compris, pour un four de 5 m de  $\phi$  x 110 m de long.
  
- 5. - 5.1 Fines d'antracite, poussier de coke, semi-coke de lignite.
- 5.3 Le combustible est employé sous la forme de grains fins d'une granulométrie autant que possible inférieure à 3-5 mm. La proportion de matières volatiles doit si possible être inférieure à 10 %. La teneur en cendres joue un rôle secondaire.
- 5.5 Dépend de la charge et de l'allure.
- 5.6 L'analyse des gaz de sortie indique moins de 3 % de CO pour 19 % de CO<sub>2</sub>. La température de ces gaz à la sortie du four Renn est de l'ordre de 400 à 600° C.
  
- 6. - 6.1 Les minerais de fer les plus appropriés sont ceux qui ont une teneur élevée en SiO<sub>2</sub>. Leur origine peut être quelconque. Le procédé Renn se prête particulièrement au traitement des minerais oxydés contenant du nickel (type garniérite).

- 6.2 Minerais acides contenant 30 à 50 % de Fe.
  - 6.3 La granulométrie du minerai est fonction de la réductibilité et ne doit pas excéder 10 mm.
  - 6.4 Le procédé n'exige aucune préparation spéciale en dehors du concassage permettant d'obtenir le calibre voulu.
7. - 7.1 Les additions sont, selon l'analyse de départ du minerai, de la castine, du sable ou des matières d'appoint argileuses.
  - 7.2 La quantité d'additions est calculée de manière que le rapport  $\text{CaO/SiO}_2$  se situe entre 0,1 et 0,4 %.
  - 7.3 La granulométrie des additions doit être adaptée à celle du minerai.
8. - La température maximum dans l'appareil de réduction est de l'ordre de 1 290° C.
  9. - La pression de travail dans l'appareil de réduction correspond à la pression atmosphérique.
  10. - 10.1 Le produit se présente sous forme pâteuse et on trouve le fer mêlé au laitier sous forme de loupes.
  - 10.2 Pas d'analyse, étant donné que l'on obtient un conglomérat de laitier renfermant des loupes de fer.
  - 10.3 - 10.3.2 Le taux de réduction des loupes, tel qu'il résulte du rapport entre le fer métallique et le fer total, est supérieur à 99 %.
11. - Après refroidissement, les matières défournées sont concassées de manière à débarrasser les loupes du laitier adhérent par criblage et par séparation magnétique.
  12. - 12.1 Le produit final, appelé loupe, se présente sous forme de grains de 1,2 mm à des calibres pouvant atteindre presque la grosseur du poing. La granulométrie la plus fréquente se situe entre 1,2 et 5 mm.
  - 12.2 Les principales données de l'analyse de ces loupes sont : 94 % de Fe (+ Ni), 0,8 % C et des teneurs en S variant selon la teneur en S des matières chargées, par exemple dans le cas d'un anthracite pauvre en S : 0,1 S et, si l'on emploie du poussier de coke : 0,6 - 0,8 % S. La teneur en S n'a aucune importance

lorsque les loupes sont traitées au haut fourneau ou au cubilot à vent chaud. Même lorsqu'elles doivent être traitées en aciérie au four Martin ou au four électrique, l'expérience a montré qu'une teneur en S plus élevée pouvait être admise à condition que le pourcentage de loupes dans la charge n'excède pas 30 %.

13. - 13.2 Le rapport entre le fer contenu dans le produit final et le fer chargé est de 92 à 95 p.
14. - Les loupes peuvent être utilisées au haut fourneau et en aciérie en remplacement de la ferraille. Le procédé à employer pour leur enfournement dépend avant tout de la composition des matières premières employées.
15. - 15.1 Les combustibles de réduction nécessaires - fines d'antracite, poussier de coke ou semi-coke - représentent environ 750 à 1 000 kg par t de loupes. Ce chiffre dépend, d'une part, des teneurs en cendres et de la réactivité du combustible et, d'autre part, de la réductibilité des minerais.
- 15.2 Pour calculer le total des besoins en combustible, il faut ajouter au combustible de réduction le combustible de chauffage. Pour le chauffage, on peut employer le poussier de charbon ou le fuel. La quantité de poussier de charbon nécessaire est de l'ordre de 150 à 250 kg par t de loupes.
- 15.3 - 15.3.2 Les besoins d'énergie électrique sont compris entre 75 et 110 kWh par t de loupes, le maximum de consommation correspondant au cas où un travail supplémentaire de concassage doit être effectué.
- 15.6 1,5 m<sup>3</sup> par t de loupes.
- 15.7 8 à 10 kg par t de loupes.
- 15.8 4 heures de main-d'oeuvre par t de loupes selon la teneur en fer de la charge et le travail de concassage éventuellement nécessaire.
- 15.9 Les frais d'entretien courants englobent, outre l'entretien habituel des installations mécaniques, les travaux de remise à neuf du revêtement réfractaire dans la zone des loupes. Dans les installations industrielles allemandes, la durée de service de ces revêtements atteint 7 à 8 mois dans la zone des loupes. Elle est d'environ 2 ans ou plus dans la zone de réduction et dans la zone de réchauffage. En plus des dépenses de réfractaires, les frais courants de réparation et d'entretien représentent environ 2,5 à 3,5 % des dépenses de premier établissement.

- 16.1 Le total des investissements requis pour une installation industrielle complète, y compris les installations annexes, routes, voies ferrées, service des eaux, y compris équipement électriques, bureaux, atelier et bains-douches, mais à l'exclusion des installations d'énergie, pour une production annuelle d'environ 420 000 t de loupes, représente environ 90 Mns de DM, soit 215 DM par t/an de loupes.
- 16.2 Les dépenses concernant toutes les installations annexes à l'intérieur de l'usine sont comprises dans la somme précitée. Les dépenses concernant les installations extérieures à l'usine dépendent des conditions locales.
- 16.3 Selon la valeur du produit final, de 1 à 2 % du prix de revient.

17. - Les domaines d'application du procédé peuvent se caractériser comme suit :

1. Transformation directe des minerais de fer en acier sans recours au haut fourneau, les loupes produites dans le four Renn étant ensuite traitées au four Martin ou au four électrique. Ce procédé convient particulièrement aux régions où il existe du minerai mais où l'on ne trouve pas le coke en morceaux utilisé au haut fourneau. Lorsqu'il existe d'autres combustibles à grains fins, quels qu'ils soient, le procédé Renn permet d'entreprendre la production de fer avec les seuls moyens existant sur place. Les loupes sont ou bien chargées directement dans un four Martin ou un four électrique, ou bien soumises à une fusion préalable dans un four tournant ou dans un cubilot à vent chaud.
2. Production d'un avant-produit pour obtenir de la fonte; les loupes sont alors transformées en fonte au haut fourneau. Cette application du procédé Renn est intéressante, en particulier lorsqu'il existe des hauts fourneaux et que l'on a à traiter des minerais très siliceux. Cette méthode se recommande également lorsqu'on doit traiter de grandes quantités de minerai fin qu'il est en général plus économique de traiter selon le procédé Renn que d'agglomérer et de fondre ensuite au haut fourneau. L'enfournement des loupes au haut fourneau présente en outre l'avantage d'augmenter considérablement la production du haut fourneau.
3. Combiné au procédé du "four rotatif" (Wälzverfahren), procédé où la réduction est suivie immédiatement d'une oxydation des vapeurs métalliques et qui est très utilisé dans la métallurgie des métaux non ferreux, le procédé Renn permet d'utiliser des minerais, des produits intermédiaires et des matières premières qui contiennent, en plus du fer, des métaux susceptibles de se volatiliser, tels que le zinc, le plomb et l'étain. Le fer est alors transformé en loupes métalliques; les métaux volatiles sont éliminés sous forme d'oxydes avec les gaz de sortie du four et sont

récupérés par des filtres à la sortie du four.

Ainsi qu'il ressort de la liste des installations en service, le procédé Renn a déjà fait ses preuves en maints endroits à l'échelle industrielle depuis de nombreuses années. Il présente l'avantage particulier de n'exiger que des installations mécaniques simples. Seuls les réfractaires doivent être d'une qualité particulière.

18. - Voir notice.

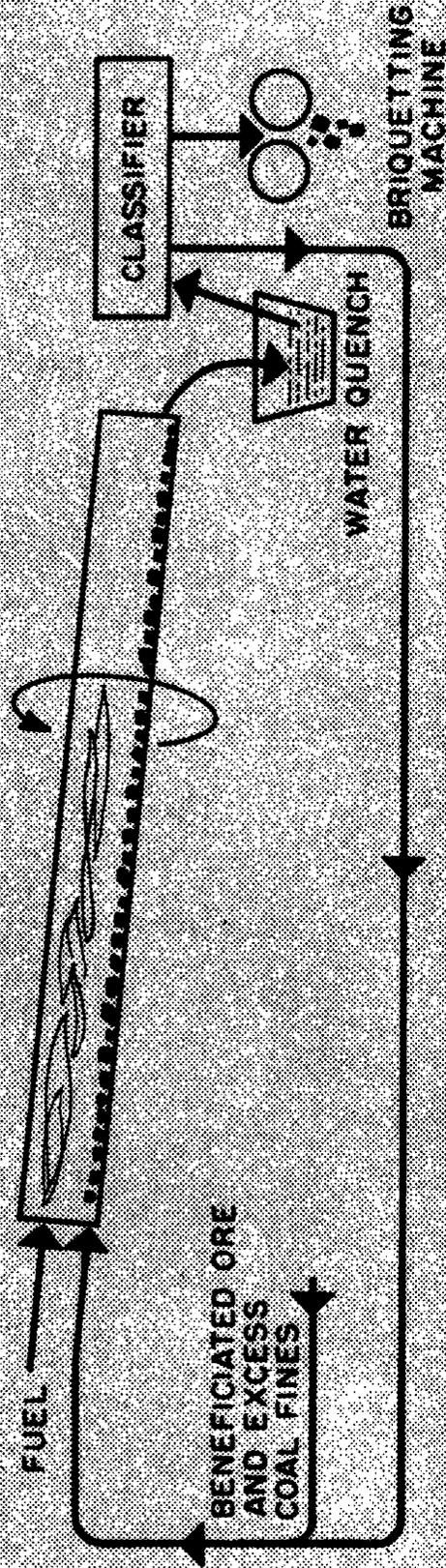
Janvier 1958

PROCEDE  
R - N

I F

1. - 1.1 R-N
- 1.2 Réduction au four tournant avec :
  - a) gaz réducteur et réducteur solide (1).
  - b) réducteur solide en excès important (2).
- 1.4 Republic Steel Corp. and National Lead Co
- 1.5 Différentes sociétés américaines, parmi lesquelles (1) :
  - Republic Steel Corp.
  - U.S. Steel Corp.
  - ARMCO
  - Jones and Laughlin.
2. - Dessin joint.
3. - Four tournant légèrement incliné.
  - Installation de pelletisation (si le minerai contient un excès de fines).
  - Installation de mélange du minerai avec le charbon.
  - Installation de refroidissement du produit.
  - Installation de classification et de séparation du charbon qui n'a pas réagi.
  - Installation de broyage du produit (seulement pour les minerais pauvres).
  - Installation de séparation magnétique du produit (seulement pour les minerais pauvres).
  - Installation de briquetage de l'éponge.
  - Installation de préparation du gaz réducteur (1).

R-N



I F R-N

- 4. - 4.2 - 4.2.1 Birmingham, Alabama (Etats-Unis).
  - 4.2.2 Four rotatif de :
    - 42 m de long,
    - 2,70 m de  $\phi$  intérieur.
  - 4.2.3 50 - 75 t d'éponge par jour.
  
- 5. - 5.1 Combustible solide (1), (2) et (3); combustible solide et gaz naturel ou autre gaz (1).
  - 5.2 Combustion du gaz à l'air chaud (1).
  - 5.3 Le combustible se présente sous forme de fines de coke, de houille, etc. (1), (2) et (3); le gaz est de composition inconnue.
  
- 6. - 6.1 Red Mountain (Birmingham) (3).
  - 6.2 25 à 30 % de Fe (sables ferrifères) (3).
  - 6.3  $\leq$  25 mm (1).
  - 6.4 Pelletisation éventuelle si la teneur en fines du minerai est excessive; les pellets sont enfournés à l'état cru.
  
- 7. - 7.1 Additions éventuelles de chaux (1).
  
- 8. - Température maximum 950 à 1050° C dans l'appareil de réduction (1); 1250° C (?) selon (3).
  
  
- 10. - 10.1 Eponge de fer.
  - 10.2 Pour les minerais riches : 95 - 97 % de fer dont 92 % à l'état métallique.  
Pour les minerais pauvres : composition inconnue (1).
    - 10.3.2 Pour les minerais riches 95 - 97 % (1); 90 % (3).

11. - 11.1 A l'eau.
- 11.2 Pour les minerais riches, compactage.  
Pour les minerais pauvres, concassage et compactage.
- 11.4 Pour les minerais pauvres : traitement magnétique.
12. - 12.1 Briquettes.
- 12.2 Pour les minerais riches : 95 - 97 % de fer total avec 92 % de fer métallique (1).  
Pour les minerais pauvres : 92 % de fer total dont 83 % de fer métallique ou 70 - 75 % de fer total dont 70 % de fer métallique (1); la fraction riche en fer varie de 35 à 50 % (1).
14. - Le produit a été traité avec de bons résultats comme ferraille artificielle soit au four Martin, soit au four électrique.
15. - 15.2 Total de 4 300 à 5 000 Kcal par t de fer réduit à partir de minerais riches, dont 2 000 seraient fournis par le gaz et 2 300 à 3 000 par les combustibles solides. Le rendement effectif de ce combustible dans la réduction est de 75 % : gazéification en CO (1).
16. - 16.1 Pour la production annuelle de 350 000 t de fer (1 000 t/j) (4 fours de 100 m de long et de 3,60 m de  $\phi$ ), les frais de construction seraient de l'ordre de 14 Mns de \$ (40 \$ par t annuelle) (1).
- 16.3 La R-N Corporation demandera par tonne de fer produite un chiffre compris entre 1 \$ et 2,25 \$, qui variera soit en fonction de la teneur en fer métallique et de la quantité de  $\text{SiO}_2$  contenue dans l'éponge, soit en fonction du prix officiel de la tonne de fonte (1).
17. - 17.1 Les informations disponibles ne permettent pas de formuler une opinion précise. Le procédé sera décrit de façon détaillée au Congrès de l'AIMME en février 1958 (1).

18. - 18.1
1. Coheur P. : Rapport succinct sur la fabrication d'éponge de fer aux U.S.A. et au Mexique, p. 8/12.
  2. Anonyme : The case for direct reduction - Steel, 28 octobre 1957, p. 180/192.
  3. Wright E.C. : Economics of the new Iron Ore Reduction Processes 72, octobre 1957, p. 99/104.

N.B. Les références bibliographiques ont été indiquées en ce qui concerne les renseignements sur lesquels les auteurs ne sont pas tous d'accord.

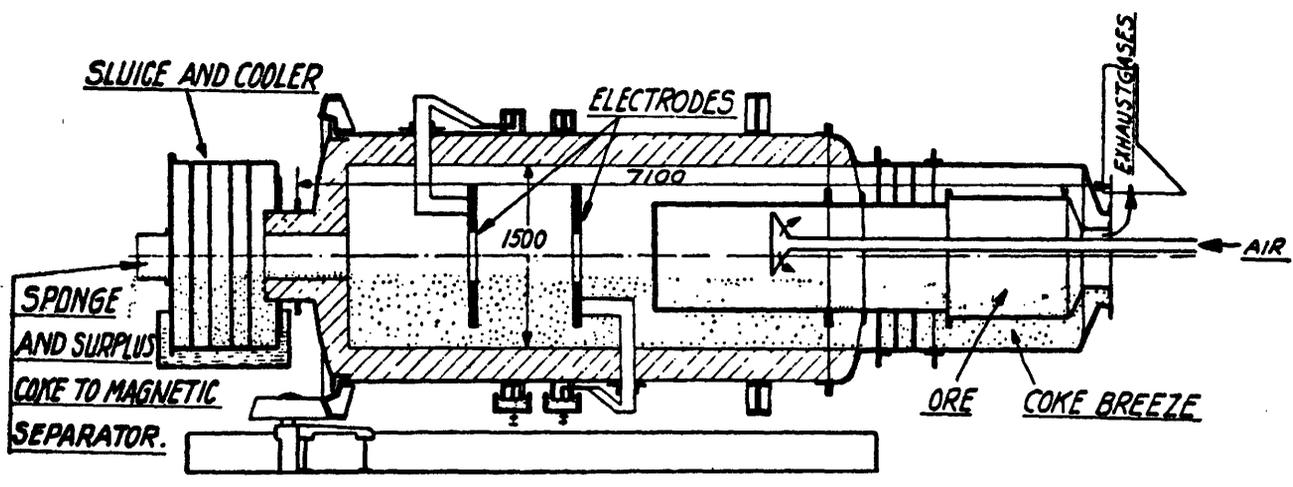
Pièce jointe.

Janvier 1958

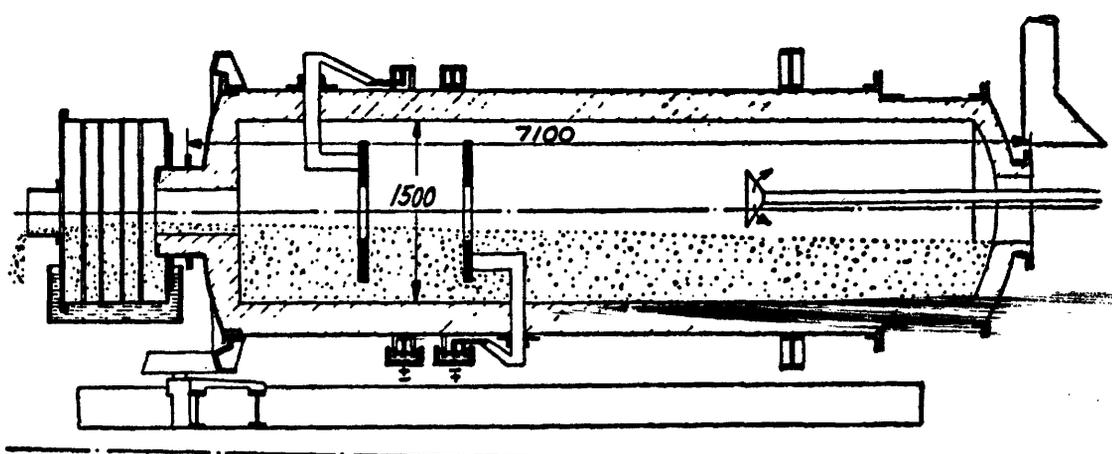
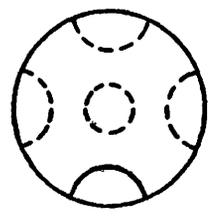
P R O C E D E  
KALLING  
(Avesta)

I G

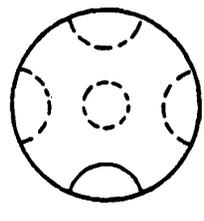
1. - 1.1 Kalling (méthode Avesta).
  - 1.2 Réduction au moyen de combustibles solides (charbons) dans un four tournant. La chaleur est fournie à la zone de réduction par un courant électrique circulant à travers la charge entre deux électrodes annulaires.
  - 1.3 Bo Kalling.
  - 1.4 Etablissements Avesta.
  
2. - Dessin joint.
  
3. - Four tournant de réduction.
  - Installation de concentration magnétique.
  
4. - 4.2 - 4.2.1 Avesta (Suède).
  - 4.2.3 5/6 t de Fe métallique/24 h.
  
5. - 5.3 Charbon de bois ou coke de petit calibre.
  
6. - 6.1 Minerais suédois.
  - 6.2 60,65 % de Fe.
  - 6.3 Minerai fin.



*SPONGE IRON FURNACE AT AVESTA, SWEDEN  
FIRST CONSTRUCTION*



*SPONGE IRON FURNACE AT AVESTA, SWEDEN  
MODIFIED CONSTRUCTION*



I G AVESTA

10. - 10.1 Eponge de fer.

11. - 11.1 Dans un réfrigérant à la sortie du four.

11.4 Désulfuration et enrichissement magnétique.

12. - 12.1 Poussière.

12.2

Fe total	Fe métal	S	Degré de réduction
94,5	88	0,010	93 %

15. - 15.1 Coke et charbon de petit calibre : 530 kg par t de Fe dans l'éponge.

15.3 - 15.3.1 1000 kWh par t de Fe dans l'éponge } réduction et désulfuration.

17. - 17.1 L'installation pilote d'Avesta a fonctionné pendant de longues périodes en produisant de la poudre de fer; mais l'exploitation a cessé depuis plusieurs années.

18. - 18.1 1. (+) Kalling Bo : The rotary kiln process for sponge iron, developed at the Avesta Iron and Steel Works and the Domnarfvet Iron and Steel Works, Sweden - A study of the Iron and Steel Industry in Latin America - United Nations - New York, 1954, p. 216/219.

2. Kalling Bo et Jehansson F. : Nouvelle méthode de fabrication d'éponge de fer au four tournant - Jernkontorets Annaler (mai 1954), 138, N° 5, p. 253/270 ou Journal of the Iron and Steel Institute (mai 1954), 177, N° 1, p. 76/85, ou la traduction C.D.S. parue dans C.I.T. (octobre 1954), 1851/1870.

(+) Source bibliographique consultée.

18.2 N° 1 964 402 - Kalling Bo M.S. and von Delwig Carl -  
Method of reducing ore - 26 juin 1934.

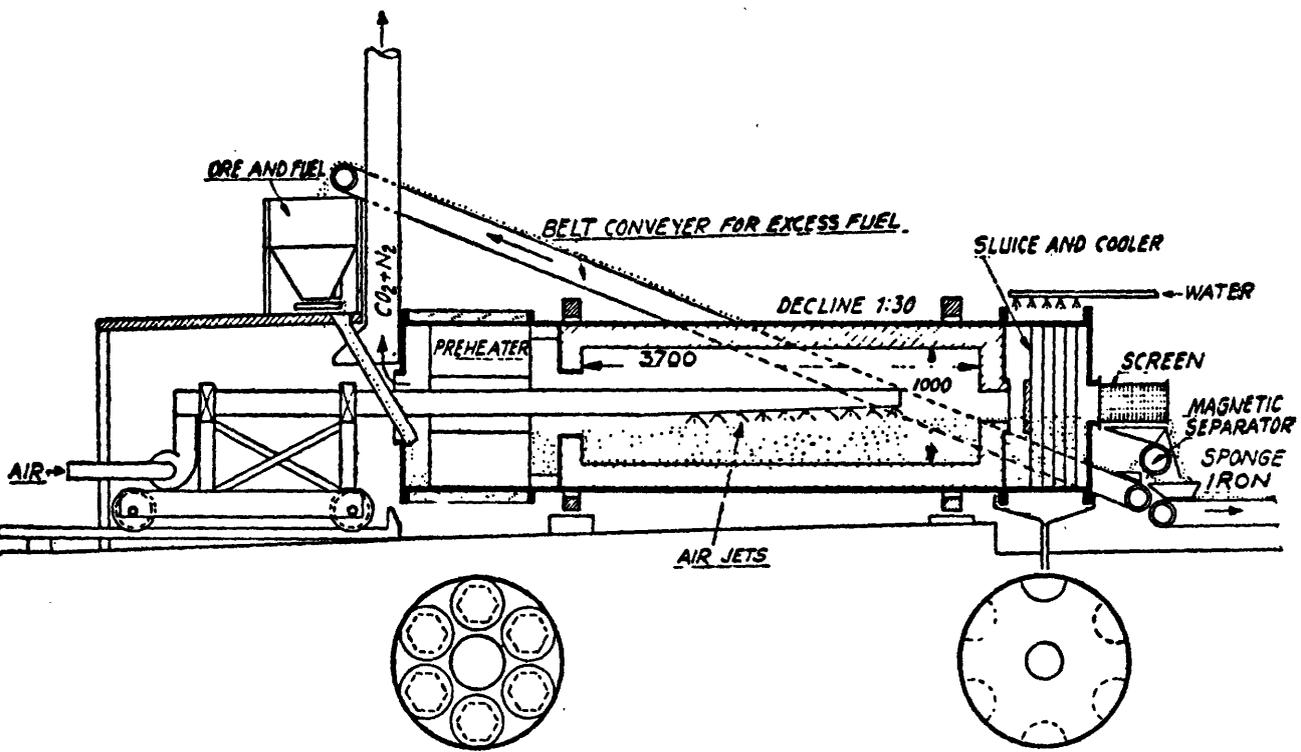
Pièce jointe.

Janvier 1958

PROCEDE  
KALLING  
(Domnarfvet)

I H

1. - 1.1 Kalling (méthode Domnarfvet).
  - 1.2 Réduction au moyen de combustibles solides (charbons) dans un four tournant. La chaleur nécessaire est fournie par la combustion d'une partie du combustible au moyen d'air chaud introduit suivant l'axe du four.
  - 1.3 Bo Kalling.
  - 1.4 Etablissements Domnarfvet.
2. - Dessin joint.
3. - Four tournant de réduction.
  - Installation de concentration magnétique.
4. - 4.1 Essais préliminaires à l'usine de Högfors en 1939.
  - 4.2 - 4.2.1 Domnarfvet (Suède).
    - 4.2.2  $\varnothing$  intérieur : 1 m, long. : 3,50 m.
    - 4.2.3 3 t de Fe réduit/24 h.
5. - 5.3 Grésillon de coke (80 % C) broyé  $\leq$  2 mm.
6. - 6.1 Hématite suédoise siliceuse (Striberg).



SPONGE IRON FURNACE AT PILOT PLANT DOMNARFVET, SWEDEN\*

I H DOMNARFVET

6.2

Fe	MnO	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S
55,4	0,1	0,7	2,1	1,0	18,0	0,04	0,01

6.3 < 12 mm

6.4 Broyage.

8. - 1075 - 1150° C

10. - 10.1 Éponge brute.

10.2

Fe <sub>tot</sub>	Fe <sub>net</sub>	Mn	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	C
68,0	57,5	0,01	0,8	2,5	2,1	23,1	0,04	0,21	1,2

10.3.2 84,5 %.

11. - 11.1 Dans un tambour rotatif refroidissement à l'eau.

11.4 Traitement magnétique.

12. - 12.2

Fe total	Fe métal	S	C	Degré de réduction
91,8	83,0	0,23	0,35	90,3

13. - 13.2 91 %
15. - 15.1 Consommation totale de 650 kg par t de Fe contenu dans l'éponge.
- 15.2 Consommation totale de 650 kg par t de Fe contenu dans l'éponge.
17. - 17.1 Il semblait en 1952 qu'une installation importante devait être installée à bref délai. On ne possède aucune information plus récente.
18. - 18.1
1. (+) Kalling Bo. : The rotary kiln processes for sponge iron, developed at the Avesta Iron and Steel Works and the Domnarfvet Iron and Steel Works, Sweden. A study of the Iron and Steel Industry in Latin America - United Nations - New York, 1954, p. 216/219.
  2. Kalling B. et Johansson F. : Nouvelle méthode de fabrication d'éponge de fer au four tournant - Jernkontorets Annaler (mai 1954), 138, N° 5, p. 253/270 ou Journal of the Iron and Steel Institute (mai 1954), 177, N° 1, p. 76/85 ou la traduction en français, C.D.S. parue dans C.I.T. (octobre 1954), 1851/1870.
  3. (+) Astier M. : Les procédés non classiques de réduction des minerais de fer. Application aux minerais français - SIM - La documentation métallurgique - 15 avril 1956, p. 75/96.

---

(+) Source bibliographique consultée.

18.2 Cf. procédé Kalling (méthode Avesta).

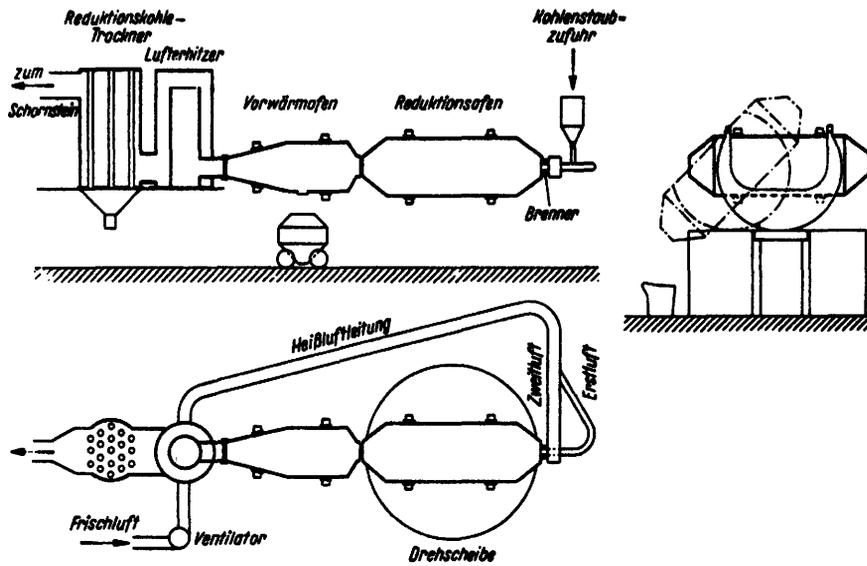
Pièce jointe.

Janvier 1958

PROCEDE  
STÜRZELBERG

I J

1. - 1.1 Stürzelberg.
  - 1.2 Réduction au moyen de combustibles solides (charbons) dans un four à réverbère tournant horizontal, avec production de fonte liquide.
  - 1.3 F. Eulenstein et A. Krus.
  - 1.4 Sachtleben A.G. (Cologne) en collaboration avec la DEAG (Duisbourg).
  
2. - Dessin joint.
  
3. - Four de réduction tournant, à réverbère; outre le mouvement de rotation autour de l'axe longitudinal, le four peut pivoter autour d'un axe horizontal perpendiculaire à l'axe principal de rotation.
  - Four de préchauffage.
  - Installations pour le réchauffage de l'air et pour le séchage de la charge.
  
4. - 4.3 - 4.3.1 Stürzelberg (Dusseldorf).
  - 4.3.2 Le revêtement métallique du four a une longueur de 13 m et un diamètre intérieur de 4,20 m. Cette carcasse est revêtue d'un pisé de dolomie et de brai d'une épaisseur de 0,35 m.
  - 4.3.3 30 - 40 t/24 h (en 3 coulées) (13).
  - 4.3.4 Exploitation discontinue.
  
5. - 5.3 Coke, anthracite, coke de lignite, coke de pétrole de petit calibre.
  - 5.6 Température 1300 - 1400° C.



11 STURZELBERG

6. - 6.1 Cendres de pyrite (13). Minerai sud-américain contenant 67 % de Fe et 4 % de SiO<sub>2</sub> (14).

6.2 Cendres de pyrite contenant du zinc.

N.B. D'autres minerais peuvent également être employés (p. ex. minerais fins contenant du zinc, du plomb, de l'étain, boues rouges, minerais titanifères).

6.4 Aggloméré Dwight-Lloyd préchauffé à 500°, en utilisant la chaleur des gaz d'échappement.

7. - 7.1 Chaux ou calcaire.

7.3 8 à 15 mm.

10. - 10.1 Fonte liquide.

10.2 Le type normal de fonte produite a la composition suivante :

C	Si	Mn	P	S
4,4 - 4,8	0,015	0,2 - 0,4	0,01 - 0,03	<0,010

10.3.2 100 %.

14. - Le produit final est la fonte.

15. - 15.1 - Environ 700 kg/t fonte de coke de petit calibre (13).  
- 980 kg (14).

15.2 - Environ 600 kg de charbon pulvérisé (13).  
- 680 kg de coke et de charbon pulvérisé (14).

16. - 16.1 Pour une production annuelle de 85 000 t de Fe par an (240 t par jour) (4 fours), les frais de construction s'élèveraient à 3 500 000 \$ (41 \$ par t/an) (14).

17. - 17.1 A Stürzelberg, l'installation fonctionne régulièrement depuis de nombreuses années.
- 17.3 La consommation élevée de combustibles en limite l'emploi à des installations situées dans des localités où l'on dispose de quantités importantes de combustible de basse qualité à des prix suffisamment bas et de minerais fins ayant une teneur élevée en zinc, en plomb, en étain, etc.
- 17.4 Le minerai doit être riche en fer et ne pas être trop siliceux. Le combustible destiné au brûleur peut être du charbon pulvérisé, du naphte ou du gaz.
18. - 18.1
1. (+) Eulenstein F. et Krus A. : Eisengewinnung im Trommelofen - Stahl u. Eisen 57 (1937), p. 6/12.
  2. (+) Badin W. et Krus A. : Entschwefelung von Roheisen mit gebranntem Kalk im Stürzelberger Trommelofen - Stahl u. Eisen 58 (1938), p. 1457/60.
  3. Hofmeister H. : Eisengewinnung im Drehofen nach dem Stürzelberger Verfahren. Demag-Nachr. 12 (1938) N° 1 C, p. 7/11.
  4. Brenthel F. : Über die Nutzbarmachung des Zink - Blei - und Eiseninhalts von Bleischlacken-Metall u. Erz 36 (1939), p. 355/61.
  5. F.I.A.T. Report N° 1062 - Le procédé Stürzelberg pour la fabrication de fonte brute (14 mars 1947).
  6. Jensen C.W. : The Stürzelberg Process - The Mining Magazine (septembre 1951), p. 144/146.
  7. (+) Reinfeld H. : Das Stürzelberger Roheisengewinnungsverfahren. Giesserei 38 (1951), p. 517/23.
  8. Reinfeld H. : Die neueren Entwicklungsarbeiten beim Stürzelberger Eisenreduktionsverfahren - Radex - Rdsch. 1951, p. 178/87.
  9. Hofmeister H. et Herrmann C. : Entwicklung und heutiger Stand des Stürzelberger Reheisengewinnungsverfahrens - Demag - Nachr. 1953, N° 131, p. 1/11.
  10. Hofmeister H. et Herrmann C. : Ein neuer Weg vom Erz zum Stahl - Revue Demag N° 136.

11. Herrmann C. : Das Stürzelberger Roheisengewinnungsverfahren.  
Lernen n. Leisten 9 (1954) N° 1, p. 2/3.
12. Boddeker W. : Die Verhüttung von Eisenerzen im Trommelofen,  
Metall u. Giessereitechn. 4 (1954), p. 148/57.
13. (+) Durrer R. : Verhütten von Eisenerzen, 1954, Verlag Stahleisen  
m.b.H. Dusseldorf, p. 125/129.
14. (+) Astier M. : Les procédés non classiques de réduction des  
minerais de fer. Application aux minerais fran-  
çais - SIM, La documentation métallurgique,  
5 avril 1956, p. 75/96.

---

(+) Source bibliographique consultée.

Pièce jointe.

Janvier 1958

P R O C E D E  
C Y C L O S T E E L

I K

1. - 1.1 Cyclosteel Process.

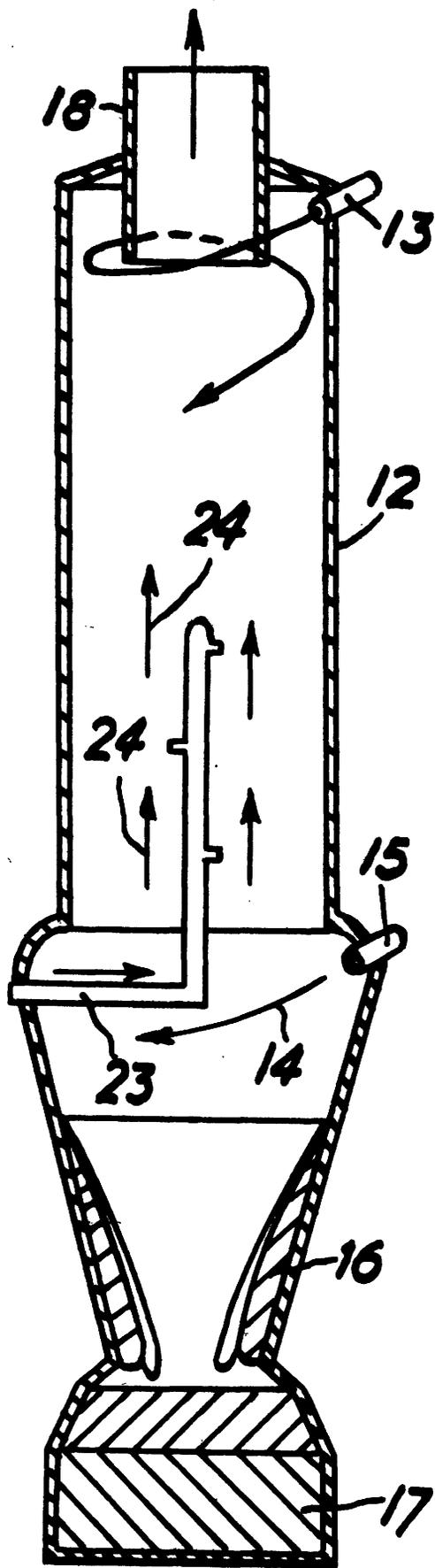
1.2 Le minerai de fer pulvérisé est transformé en fer dans la partie réductrice de l'appareil. Ensuite ce produit est fondu dans de telles conditions que le produit final puisse être désigné comme acier ou semi-acier. Dans la zone de fusion, la fusion des matières se fait au moyen de charbon pulvérisé partiellement brûlé à l'aide d'oxygène. Cette combustion est réglée de telle façon que le potentiel chimique de l'oxygène soit le plus bas possible pour obtenir une production d'acier. Les gaz dans la zone de fusion montent vers la zone de réduction causant un certain préchauffage et une certaine pré-réduction des matières introduites. Dans la cuve, la charge entière tourbillonne par l'introduction tangentielle en suspension du minerai pulvérisé et du combustible, d'où le nom "cyclosteel".

1.3 B.I.S.R.A. (Mr. Rigdion est chargé de l'étude de ce projet).

2. Dessins joints.

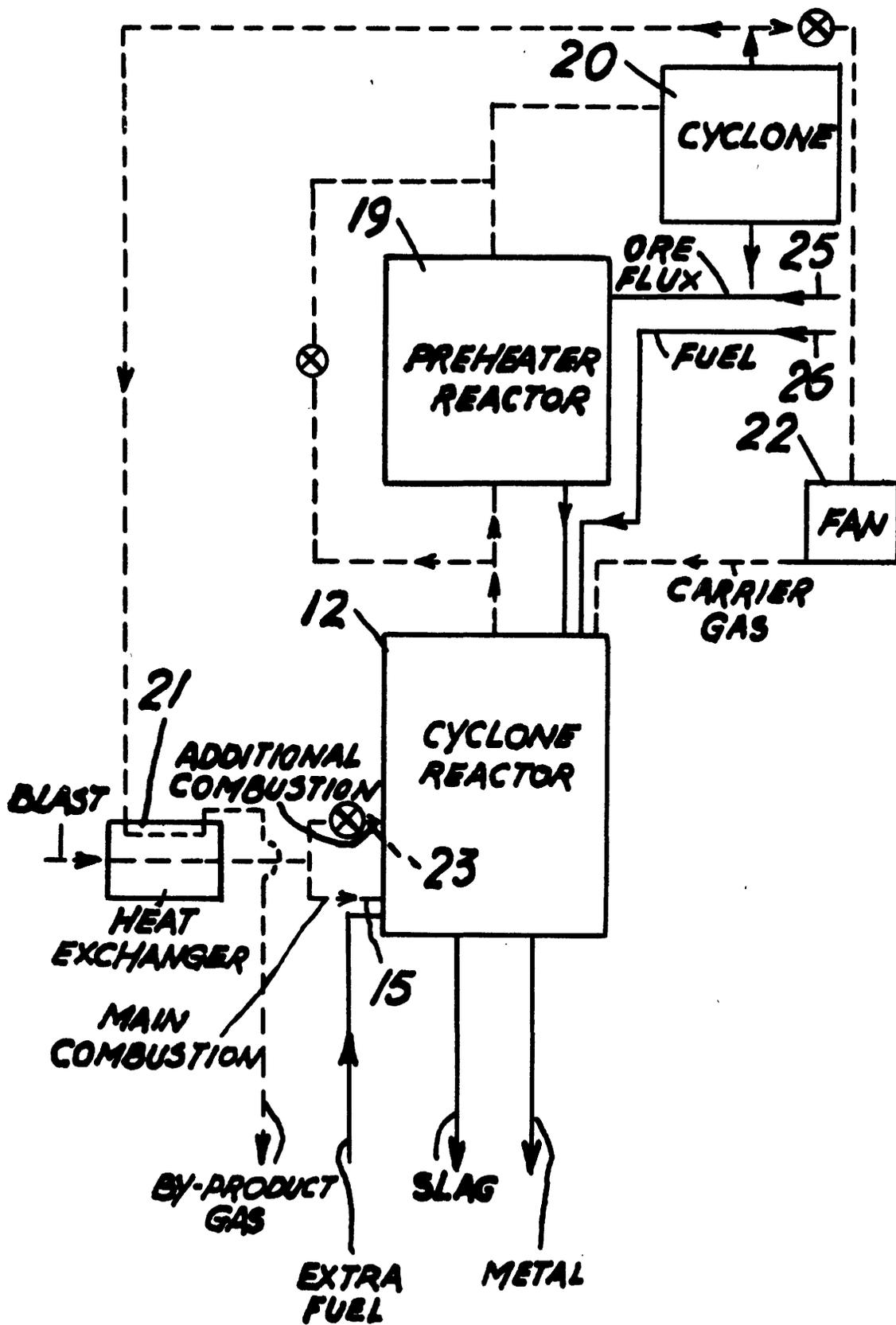
Description du dessin 1 (Brevet australien 16 801 du 19 mars 1956, dessin daté du 12-4-1956)

- (13) A cet endroit le minerai pulvérisé suspendu dans un fluide transporteur inerte est introduit d'une telle façon qu'un mouvement tourbillonnant se produit dans la cuve.
- (15) Injection du combustible (dans la majorité des cas, il s'agit de charbon pulvérisé également en suspension).  
En même temps on introduit à cet endroit un gaz contenant de l'oxygène pour obtenir une combustion partielle et pour renforcer le tourbillonnement.
- (14) Fusion du minerai préchauffé et préalablement réduit par les gaz (24). La matière en fusion est lancée contre les parois de la cuve et se ramasse ensuite dans le récipient (17) où la gangue et les additions surnagent.



**Fig. 1**

I K CYCLOSTEEL



**Fig. 2**

- (23) Ce tuyau sert à introduire de l'oxygène additionnel s'il est nécessaire d'en ajouter, afin que le minerai soit bien réduit, mais ne subit pas de recarburation; le produit devient donc de l'acier.
- (18) Sortie des gaz d'échappement.

Description du dessin 2

Cette figure reproduit schématiquement le même processus. Les courants gazeux sont indiqués par des pointillés, les matières solides et les liquides par des traits pleins. Les deux zones de la figure 1 sont représentées séparément : préchauffeur et cyclone.

3. - A côté de l'installation elle-même, il faut une usine pour la production d'oxygène et une installation pour la préparation du charbon. En plus, il sera nécessaire de prévoir l'utilisation des gaz comme sous-produits.
4. - 4.1 B.I.S.R.A.
5. - 5.1 Tous les combustibles peuvent être employés, mais de préférence le charbon pulvérisé, sans caractéristiques particulières.
- 5.2 En cas d'emploi de charbon pulvérisé, il faudra concevoir une installation de séchage et de pulvérisation, et employer un fluide transporteur pour lequel le gaz d'échappement ou de l'azote semble devoir être proposé. Les autres réducteurs ne sont pas préparés.
- 5.3 Lors de son introduction dans le four, le combustible est encore dans son état original.
- 5.4 Si l'on se sert de gaz comme moyen réducteur, le préchauffage est recommandé.
- 5.5 La vitesse des gaz dans l'appareil de réduction doit être assez importante pour maintenir le tourbillon, mais aucune indication exacte n'est donnée.
8. - On distingue entre une zone de fusion et une zone de réduction préliminaire. Dans la première règne une température de l'ordre de 1600° C; dans la seconde la température est d'autant plus basse qu'on s'éloigne davantage de la première zone.

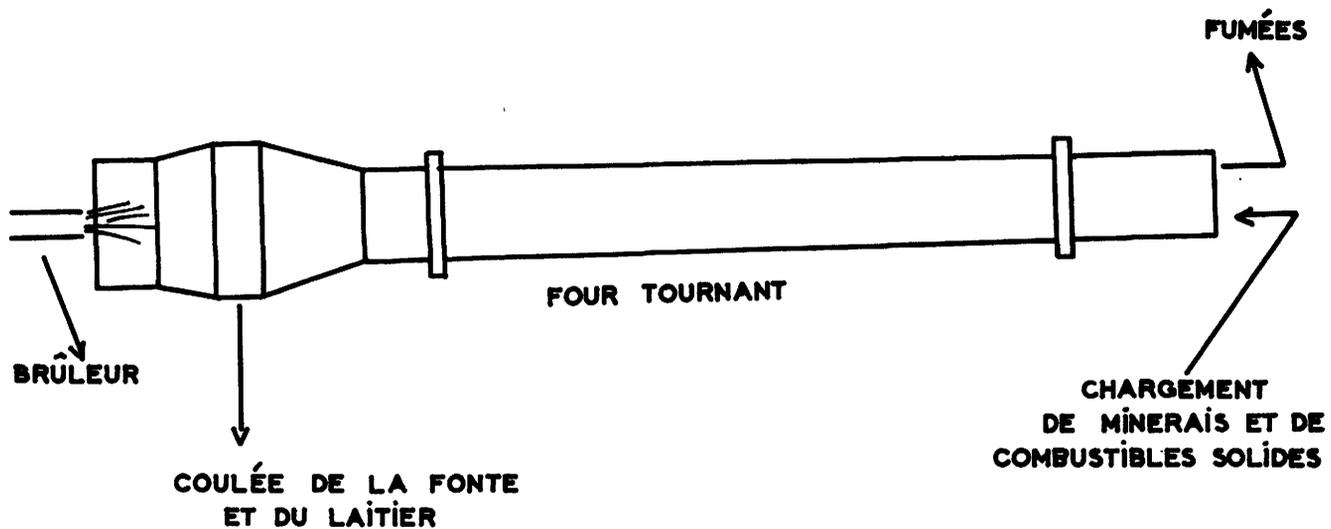
9. - Le travail se fait à la pression atmosphérique, mais ceci n'exclut pas l'emploi de pressions plus élevées.
10. - 10.1 Acier ou semi-acier liquide.  
10.2 Assez basse teneur en phosphore et en carbone, pas de silicium.
11. - Le produit obtenu est, selon les inventeurs, semblable à de l'acier.
17. - 17.1 Ce procédé est encore au stade des recherches; on ne peut donc rien dire des résultats.  
17.4 On peut s'attendre à une grande usure des réfractaires.
18. - 1. Goodeve, C. : Steelmaking since Bessemer  
The advancement of science, N° 50, sept. 56  
British Ass. Sheffield, 30 août 1956, p. 8  
Book : J. Iron and Steel Inst., 184 (1956)  
N° 2, p. 113  
British Steelmaker 22 (1956) N° 10, p. 286  
Iron and Coal Trades Review 173 (1956)  
N° 4607, p. 6  
Engineering 182 (1956) N° 4722, p. 295
2. Anon. Cyclosteel, New direct steelmaking process,  
British Chemical Engineering, oct.1956,p.291
3. Anon. In goes ore, out comes steel, Chemical Week,  
janvier 1957, p. 95
4. Anon. Cyclosteel - Steel, 6 mai 1957, p. 83
5. G.K. Bhat, Cyclosteel - Steel direct from ore, 25 mai 1957,  
vol. 179, N° 21, p. 129 - Iron Age
6. P.M. Unterweiser, Steelmaking plans for tomorrow,  
19 sept. 1957, vol. 180, N° 12, p. 139 -  
Iron Age.
- 18.2 Brevet australien 16 801 du 19 mars 1956, dessins datés  
du 12-4-1956.

Mai 1958

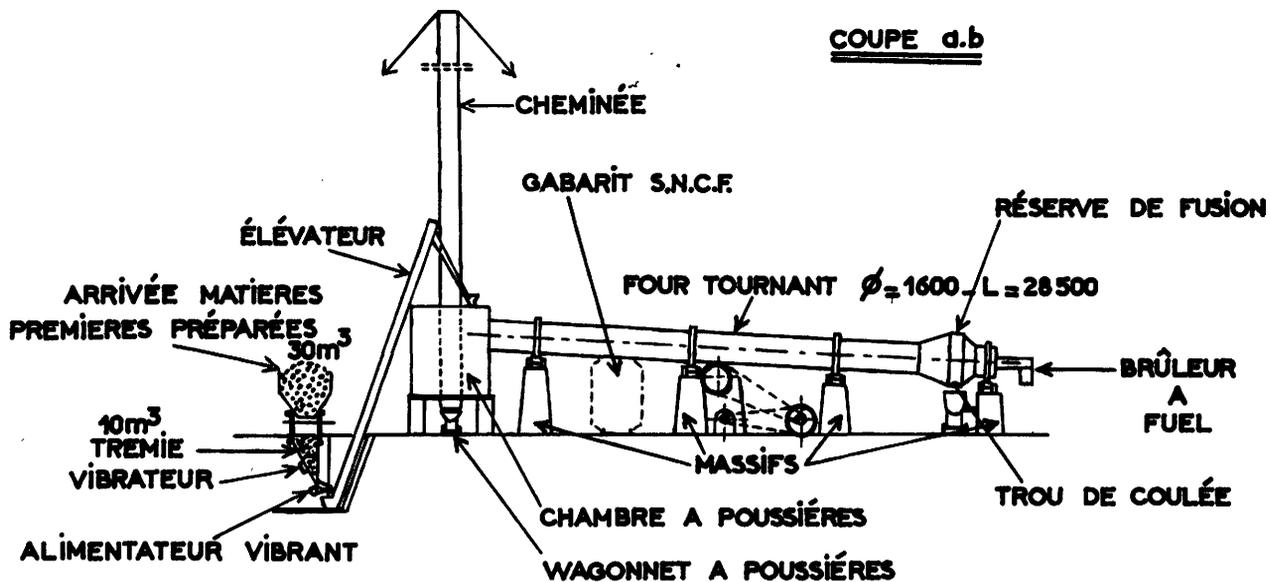
PROCEDE  
D'AZINCOURT

I L

1. - 1.1 Procédé d'Azincourt.
  - 1.2 Réduction par le carbone dans un four tournant chauffé par un brûleur.
  - 1.3 IRSID - Union Sidérurgique du Nord de la France (USINOR) - Denain-Anzin - Société Anonyme des Fonderies, Laminoirs et Ateliers de Biache Saint-Vaast - Paris-Outreau.
  - 1.4 IRSID.
2. - Dessin joint.
3. - Four tournant du type des fours à ciment ordinaires avec quelques modifications de construction; on a en outre envisagé d'utiliser un avant-creuset chauffé par un brûleur ou électriquement. Le four pourrait être éventuellement combiné avec une installation de semi-cokéfaction de charbons donnant le combustible solide pour la réduction et un gaz pour le brûleur.
4. - 4.1 IRSID.
  - 4.2 Cokerie d'Azincourt à Monchecourt (Nord)
    - 4.2.1 Nord de la France.
    - 4.2.2 La figure ci-jointe donne une vue schématique en élévation de l'installation du four tournant.  
Les principales caractéristiques du four sont :
      - Longueur : 28,5 m
      - Diamètre (dans la partie cylindrique)
        - extérieur : 1,6 m
        - intérieur : 1,2 m
      - Pente : 6 %
      - Vitesse moyenne de rotation :  $\frac{1}{2}$  à 1 tour/min.
    - 4.2.3 De 5 à 15 tonnes de fonte par jour.



## SCHÉMA DU PROCÉDÉ D'AZINCOURT



## VUE EN ÉLÉVATION DU FOUR TOURNANT D'AZINCOURT

5. - 5.1 Charbon introduit dans la charge éventuellement après cokéfaction; on peut employer pour le brûleur du gaz de four à coke, du fuel-oil, du gaz naturel, du charbon pulvérisé.
- 5.2 Le combustible de la charge peut être du charbon utilisé à l'état brut ou un produit de carbonisation tel que du poussier de coke ou un semi-coke.
- 5.3 La granulométrie recommandée est 0-2 mm.  
Il est possible et même souvent intéressant d'employer un mélange de charbon de granulométrie fine (0-2 mm) et de poussier de coke comportant une proportion assez importante de 5-15 mm.
- 5.4 Préchauffage de l'air de combustion à 400-500° C.
- 5.6 - Sans post-combustion :
- |                 |       |
|-----------------|-------|
| CO              | 10 %  |
| H <sub>2</sub>  | 9 %   |
| CO <sub>2</sub> | 10 %  |
| O <sub>2</sub>  | 1,5 % |
- Avec post-combustion : La combustion est à peu près complète en CO<sub>2</sub> et H<sub>2</sub>O.

6.

Origine Analyse	Poussières de HF Thomas	Poussières de HF hématite	Minerai d'Escaro (Pyrénées)	Mélange de cen- dres de pyrites et de poussiè- res Thomas
Fe (%)	38	45	45	55
Rapport CaO/SiO <sub>2</sub>	1	0,6	0,4	0,5
SiO <sub>2</sub> (% env.)	10	10	15	10
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (% env.)	6	2	3	6
CaO (% env.)	10	6	6	5
MgO (% env.)	1,5	-	-	-
Granulométrie	0-1 mm	0-1 mm		
Préparation	-	-	broyage à 2 mm	-

7. - Fondants éventuellement pour ajuster la composition du laitier.
  - 7.3 0-2 mm de préférence.
8. - 1400 à 1500° C.
9. - Pression normale.
10. - 10.1 Produits liquides (fonte et laitier).
  - 10.2 Analyse de la fonte

1	à	3	%	C
0	à	3	%	Si
0	à	0,7	%	Mn
0,15	à	0,7	%	S
  - 10.3 Degré de réduction de 100 % dans la fonte.
11. - Traitements à l'état liquide de la fonte, tels que recarburation, désulfuration et désiliciation pour obtenir les teneurs désirées, soit pour l'affinage, soit pour la coulée d'une fonte de moulage.
12. - Fonte liquide.
13. - Rendement en fer 90 à 95 %.
14. - Les possibilités d'utilisation sont identiques à celles des fontes habituelles.
15. - Il est encore très difficile de donner une estimation sérieuse des consommations par tonne de fonte. Pour un minerai à 43 % de fer on peut estimer que la consommation de charbon sera de l'ordre de 800 kg avec une consommation de fuel de l'ordre de 200 kg par tonne de fonte. Il y aura probablement une consommation d'électricité de l'ordre de 100 kWh.
16. - L'étude n'est pas assez avancée pour donner des renseignements précis.

- 17. - 17.1 L'étude en atelier-pilote n'est pas encore terminée et l'on envisage des modifications au procédé.
- 17.2 Usure des réfractaires.
- 17.3 Le procédé paraît, en particulier, applicable aux minerais siliceux.

Juin 1958

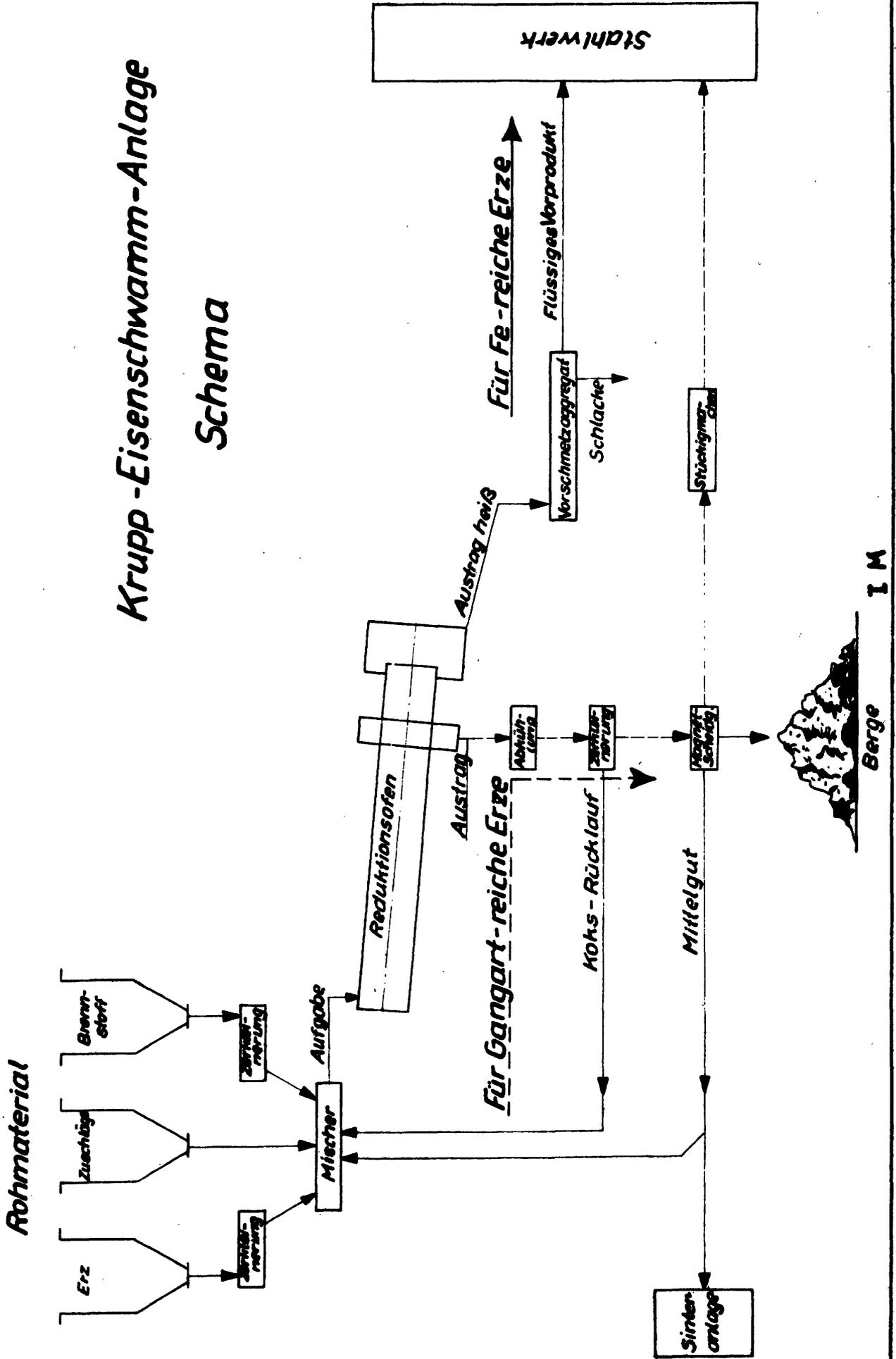
PROCEDE  
KRUPP - EISENSCHWAMM

I M

1. - 1.1 Procédé Krupp-Eponge de fer.
- 1.2 Réduction d'oxydes de fer et d'oxydes métalliques dans un four tubulaire tournant à l'aide de réducteurs solides.
- 1.3 Mise au point dans le cadre du procédé Krupp-Renn.
- 1.4 )  
1.5 ) ( Fried. KRUPP, Essen.
2. - Dessin joint.
3. - Cf. schéma du procédé de séparation à froid et à l'état liquide.
4. - 4.1 Fried. KRUPP, Essen, Service de recherches.
  - 4.2.1 Installation expérimentale de la Sté Fried. KRUPP à Rheinhausen.
  - 4.2.2 Four tubulaire tournant de 14 m de long et d'un diamètre de 90 cm mesuré à l'intérieur du revêtement réfractaire, avec dispositifs spéciaux pour l'adduction d'air et de défournement du produit réduit.
  - 4.2.3 Capacité d'environ 6 t par 24 heures.
- 4.3 Il n'existe pas encore d'installation de production.
5. - 5.1 Combustibles solides de granulométrie fine, tels que poussier de coke, lignite, semi-coke, coke de pétrole, anthracite, fines de charbon. Un chauffage additionnel est en outre assuré au moyen de gaz, de charbon pulvérisé, de fuel liquide ou gazéifié.

# Krupp - Eisenschwamm-Anlage

## Schema



- 5.4 Le combustible n'est pas préchauffé.
- 5.5 La vitesse des gaz est adaptée aux diverses conditions de marche par réglage du tirage de la cheminée.
- 5.6 Environ 3 à 6 % de CO; environ 300 à 400° C.
  
- 6. - Minerai de fer ayant une teneur en fer moyenne, mais de préférence élevée, et minerai se prêtant à une réduction sélective. Granulométrie en rapport avec la réductibilité du minerai.
  
- 8. - Selon la température d'agglomération des différentes matières traitées.
  
- 9. - Pression atmosphérique.
  
- 10. - 10.1 Eponge de fer agglomérée avec gangue.
  - 10.3.2 De l'ordre de 80 à 90 %.
  
- 11. - 11.1 Pour la séparation par la méthode magnétique ou par des méthodes mécaniques : refroidissement à l'abri de l'air. Pour la séparation à l'état liquide, cf. point 12.
  - 11.2.4 Les matières défournées sont broyées et séparées par triage magnétique ou transformées par le procédé de fusion directe en utilisant la chaleur sensible. La meilleure méthode à employer se détermine en fonction de la teneur en fer de la matière traitée et des conditions locales.
  
- 12. - Eponge de fer contenant environ 90 % de Fe, si la préparation a eu lieu par la méthode magnétique. En cas de fusion suivant immédiatement la réduction, les matières peuvent passer directement en une seule charge dans tout le processus d'élaboration.
  
- 14. - Utilisation dans des fours d'aciérie.
  
- 15. - 15.1 Environ 2 à 5 % de plus que le tonnage théoriquement nécessaire pour la réduction.

- 15.2 Combustible total : combustible pour la réduction, cf. 15.1  
+ combustible de chauffage, dont la quantité nécessaire est fonction de la teneur en fer du minerai, des dimensions du four et de la nature du combustible et ne saurait, de ce fait, être indiquée en valeur absolue.
- 15.6 1,5 m<sup>3</sup>/t d'éponge.
- 15.7 3 à 5 kg/t d'éponge.
- 15.8 2 à 3 heures de main-d'oeuvre/t d'éponge.
- 15.9 2 % des frais d'installation.
17. - 17.1 Le procédé fait actuellement l'objet d'essais de production.
- 17.2 Les difficultés de marche peuvent être facilement résolues.
- 17.3 Le domaine d'utilisation ressort des indications fournies au point 6.
- 17.4 Aucune exigence particulière en ce qui concerne les matières de fabrication et les réfractaires.

Janvier 1958

P R O C E D E  
W I B E R G

II A

1. - 1.1 Procédé Wiberg.
- 1.2 Réduction en four à cuve au moyen d'un gaz produit dans un carburateur et régénéré de façon permanente.
- 1.3 Prof. Wiberg (1918).
- 1.4 Fa. Stora Kopparbergs Bergslags AB - Suède, et récemment  
Fa. Uddeholm AB - Suède.

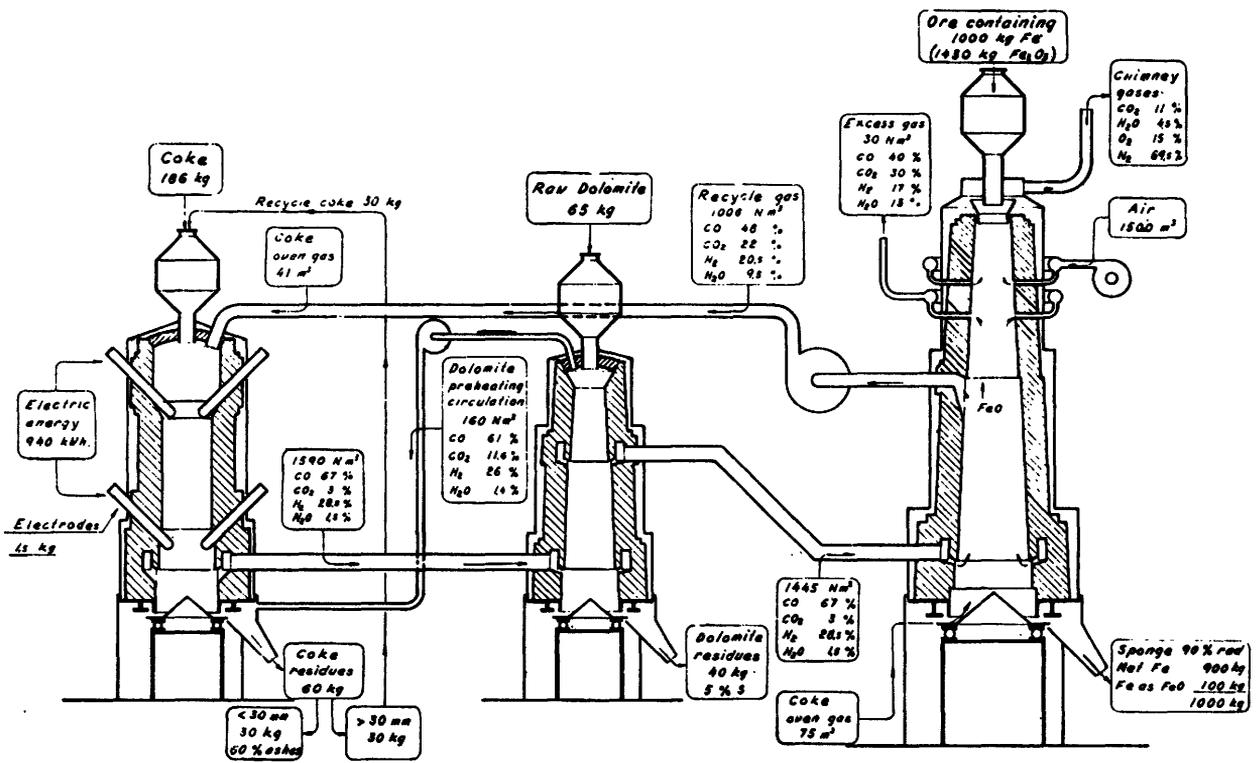
2. - Dessin joint.

Le four à cuve de réduction est chargé par le haut avec du minerai riche en morceaux. Introduit par le bas, le gaz réducteur préchauffé, qui est produit à l'extérieur du four dans un carburateur et qui contient environ 20 % de H<sub>2</sub> et 75 % de CO, traverse la charge descendante. Une partie du gaz réducteur est évacuée à mi-hauteur et acheminée vers le carburateur pour y être régénérée. Le gaz demeuré dans le four de réduction est brûlé à l'aide d'air insufflé aux 3/4 environ de la hauteur du four, ce qui permet le préchauffage de la charge. L'éponge de fer produite est utilisée comme ferraille de très bonne qualité. Pour désulfurer le gaz réducteur, un four à cuve en dolomie est intercalé entre le carburateur et le four de réduction. Le chauffage du carburateur s'effectue au moyen de 3 ou 4 paires d'électrodes. Pour que le gaz réducteur contienne suffisamment d'hydrogène, le gaz recyclé est additionné d'eau avant son entrée dans le carburateur.

3. - Four à cuve de réduction.

- Carburateur.
- Désulfureur.

4. - 4.2
  1. Woxna (1920) 0,5 tonne/jour.
  2. Sandviken (1925) 2 " "
  3. Domnarfvet (1930) 2 " "



H A WIBERG

- 4.3.1
  - 1. Söderfors (à partir de 1932) (1)
  - 2. Sandviken ( " 1951) (1)
  - 3. Persberg (1954) (2)
  - 4. Hellefors (1952) (2)
  - 5. Hofors (1953) (2)
  
- 4.3.2
  - 1. 1 four
  - 2. 1 four
  - 3. 2 fours de 3 m de  $\phi$ , de 24 m de hauteur totale, dont 6,50 m pour la zone de réduction. Courant fourni par transformateur de 3 600 kVA pour un carburateur.
  
- 4.3.3
  - 1. 10 000 t/an ou 27 t/j.
  - 2. 18 000 t/an.
  - 3. 30 000 à 40 000 t/an.
  - 4. 18 000 t/an.
  - 5. 20 000 à 30 000 t/an.
  
- 4.3.4 Continu.
  
- 4.3.6 18 - 20 000 t/an par four.

- 5. - 5.1 Charbon ou coke.
- 5.2 Gazéification par carburateur.
- 5.3 Gaz réducteur

74,4 % CO	21,2 % H <sub>2</sub>
3,2 % CO <sub>2</sub>	1,2 % H <sub>2</sub> O

5.4 950 à 1000° C

- 5.6 1. Gaz recyclé (865 Nm<sup>3</sup>/t)
 

54,7 % CO	6,6 % H <sub>2</sub>
25 % CO <sub>2</sub>	15,7 % H <sub>2</sub> O

(700 - 800° C)

2. Gaz excédentaire (175 Nm<sup>3</sup>/t)

38 %	CO	11,5 %	H <sub>2</sub>
40 %	CO <sub>2</sub>	10,5 %	H <sub>2</sub> O

3. Gaz usés (1 500 Nm<sup>3</sup>/t)

58,7 %	N <sub>2</sub>	15,8 %	O <sub>2</sub>
12 %	CO <sub>2</sub>	3,5 %	H <sub>2</sub> O

6. - 6.2 > 62 % de Fe, mais du minerai contenant 50 % de Fe a déjà également été traité, faible teneur en P.

6.3 Pellets, agglomérés ou minerai en morceaux (20 - 80 mm). Les pellets conviennent le mieux.

6.4 Pelletisation ou agglomération.

7. - 7.1 Dolomie crue (60 kg/t).

8. - 1000° C.

10. - 10.1 En morceaux.

10.2 77 à 91 % de Fe (selon la pureté du minerai),  
p. ex. 80 % de Fe total, 70 % de Fe métallique, 0,004 % de S.

10.3 - 10.3.2 85 - 87 %.

11. - Il n'y a aucun traitement complémentaire particulier de l'éponge de fer poreuse, qui se présente en morceaux.

14. - Ferraille de très bonne qualité à utiliser au four électrique et au four Martin.

15. - 15.1 177 à 230 kg de coke ou  
165 kg de coke + 75 Nm<sup>3</sup> de gaz de cokerie (4) ou  
111 kg de coke + 63 kg de fuel (4) ou  
151 kg de coke + 41 Nm<sup>3</sup> de méthane (4) ou  
157 kg de charbon de bois (6).

- 15.3.1 870 - 1 100 kWh
- 15.6 9 m<sup>3</sup>/t (9)
- 15.8 1,5 - 2,4 h/t
- 15.9 4 % du coût des investissements (1) ou 6,30 DM/t (9).
16. - 1. Selon (1) les frais correspondant à une installation produisant 35 000 t annuelles d'éponge de fer à partir de minerai contenant 69 % de Fe sont évalués à 83,1 Mns de DM, c.à.d. 237 DM par t/an.
2. Selon (4) une installation produisant 20 000 t annuelles revient à 3 Mns de DM, c.à.d. 150 DM par t/an.
3. Selon (9) les frais correspondant à une installation produisant 50 000 t annuelles d'éponge de fer à partir d'un minerai contenant 56 % de Fe sont évalués à 12,6 Mns de DM, c.à.d. 252 DM par t/an.
4. Selon (10) une installation produisant 40 à 60 000 t annuelles d'éponge de fer revient à 9,7 Mns de DM, c.à.d. 162 - 243 DM par t/an.
17. - Les matières enfournées doivent être en morceaux. Les températures doivent être maintenues dans des limites strictes; malgré cela, il se forme fréquemment des adhérences dans le four de réduction, la formation de poussières est considérable et les canalisations de gaz doivent être nettoyées journalièrement. Formation de SiO dans le carburateur, ce qui gêne le passage du gaz et provoque des projections. La poussière contenue dans les pellets obtenus est pyrophorique et s'enflamme facilement spontanément. Les frais d'investissement sont élevés. La soufflante assurant la circulation du gaz est mise à rude épreuve car elle doit faire circuler les gaz réducteurs dont la température est de l'ordre de 700 à 800° C. La capacité maximum atteinte par four a été de 18 à 20 000 t/an. En vue de développer le procédé, on envisage de combiner le four de réduction avec un four électrique de fusion afin de pouvoir transformer l'éponge de fer en acier sans la refroidir.
18. - 1. Mitteilung der königl. norweg. Industrie und Handelskammer.
2. Durrer, Verhütten von Eisenerzen.
3. W. Lehnert, Erzmetall VII (1954), p. 436/40.
4. John Stalhed, Stahl und Eisen 72 (1952), p. 459/66.
5. Unveröff. Bericht v. VDEh.

6. Ameen, Jernkont. Ann. 127 (1943), p. 227/332, vergl. Stahl und Eisen 63 (1943), p. 700/3.
7. M. Tigerschiöld, Stahl und Eisen 70 (1950), p. 401/3.
8. Iron and Coal, 4494 (1954), p. 1270/3.
9. Cavanagh, Met. Progr. 57 (1950), p. 633.
10. Stalhed, Sim, La Docum. Métall. Sh 1 (1956), p. 60/74.
11. S. Cope, Murex-Review, Vol. 1, p. 484/6.
12. Stalhed, Vol. 2, Proc. of the Exp. Work Group held at Bogota, New York 1954, p. 204/9.

Brevets : F.M. Wiberg

Schwe. P	46 507	(1918)
D. P.	356 762	(1919)
Ö. P.	82 588	(1919)
Schweiz.F.	90 120	(1920)
F. P.	501 733	(1919)
E. P.	130 334	(1919)

Janvier 1958

P R O C E D E  
NORSK-STAAAL

II B

1. - 1.1 Procédé Norsk-Staal.

1.2 Le minerai est réduit au gaz dans des moufles à fond perforé.

1.3 E. Edwin (1926).

1.4 Fried. Krupp et les Vereinigte Stahlwerke ont fondé la Eisenschwamm GmbH. Bochum.

2. - Dessin joint.

Le minerai, disposé dans de grands moufles (2,50 m de  $\varnothing$  et 1,50 m de haut) contenant chacun environ 3 t de minerai, est introduit dans le four de réduction par le bas. Les moufles empilés les uns sur les autres sont réchauffés par le gaz réducteur introduit par le haut et préchauffé à une température de 1000° C. Le gaz réducteur pénètre alors dans les moufles par leurs fonds perforés et provoque la réduction du minerai. Le gaz réducteur, principalement composé de CO, se refroidit alors et s'oxyde en partie. Du four de réduction, il est acheminé par un échangeur de chaleur et par un laveur de gaz vers un réservoir à gaz. De là, il repasse par l'échangeur de chaleur pour être dirigé vers un four à arc à haute tension où il est porté à une température de 1600 à 1800° C et partiellement régénéré au moyen de goudron et d'huile. Le gaz est ensuite intégralement régénéré au coke dans un gazogène, il traverse une tour de désulfuration à la chaux et revient finalement au four de réduction. Avant d'être introduits dans le four de réduction, les moufles sont préchauffés dans une tour distincte et refroidis après réduction dans une autre tour. Le mouvement des moufles est assuré par des dispositifs hydrauliques.

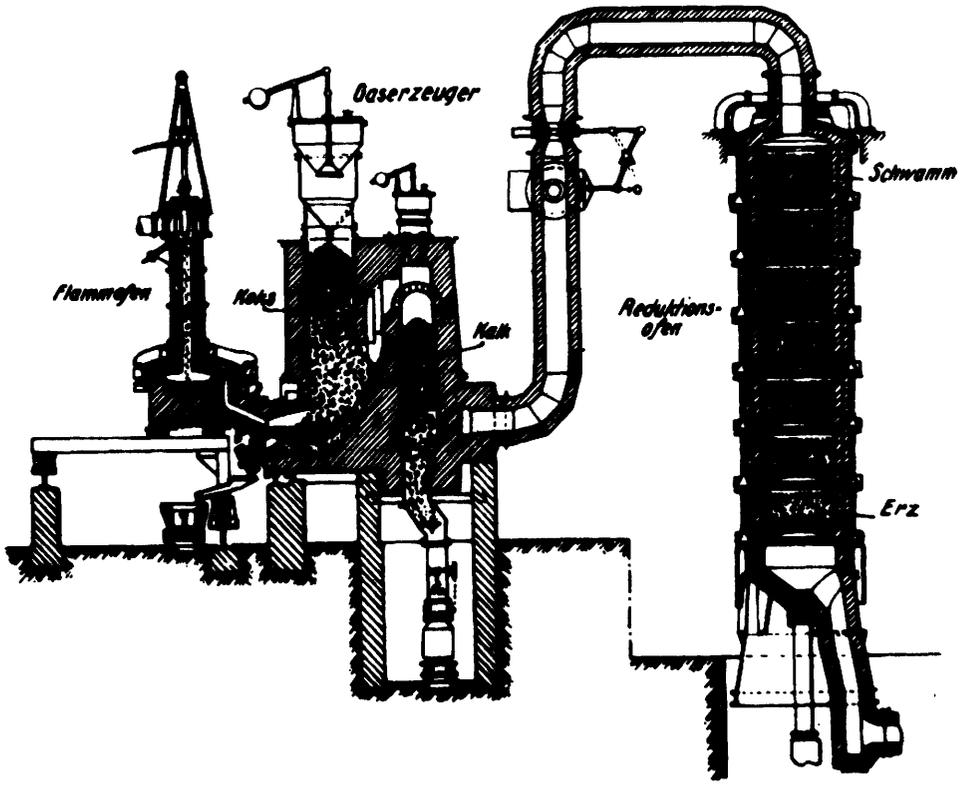
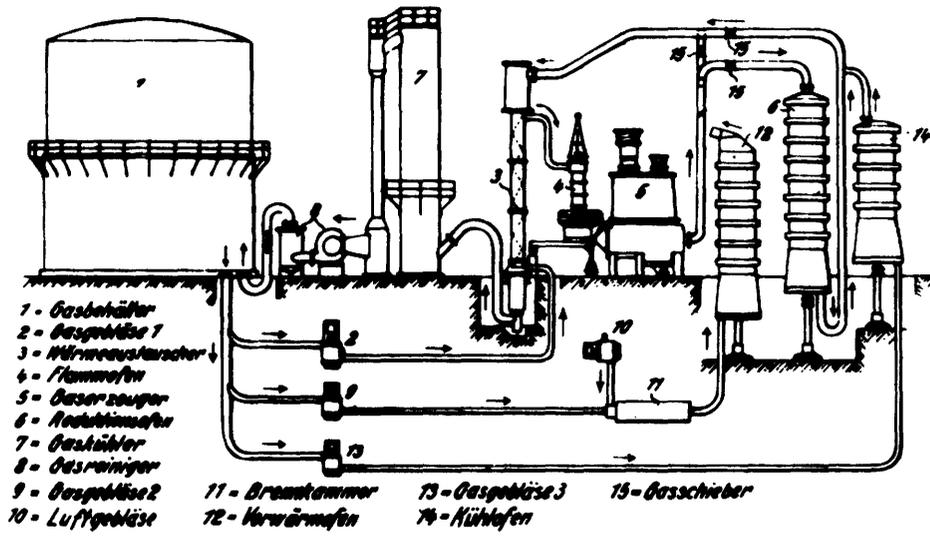
3. - Four de réduction.

- Four de préchauffage.

- Four de réfrigération.

- Régénérateur de gaz.

- Four à arc à haute tension (four Schönherr).



II B NORSK-STAAI

- Refroidisseur de gaz.
- Gazogène.
- Epurateur de gaz.
- Réservoir à gaz.

4. - 4.1 Norsk-Staal-Trondhjem (1924).

4.2 Norsk-Staal, Trondhjem.

4.2.2 Four de réduction tubulaire tournant d'une longueur de 10 m et d'un diamètre de 0,66 m.

4.3 - 4.3.1 Bochum (1930/31).

4.3.2 Four de réduction à cuve.

4.3.3 18 - 38 t.

4.3.4 Continu.

5. - 5.1 Gaz de cokerie et/ou coke.

5.2 Préchauffage du gaz recyclé dans un four à arc à haute tension (1600 - 1800° C) avec addition éventuelle d'huile ou de goudron, régénération au coke dans un gazogène, désulfuration à la chaux.

5.4 1000° C.

6. - 6.1 Minerai à haute teneur.

6.2 68 % de Fe.

6.3 Minerai en gros morceaux ou briquettes de minerai.

6.4 Le minerai fin est briqueté.

7. - 7.1 60 kg de castine (pour la régénération et la désulfuration du gaz).

8. - Au-dessous de la température de frittage  
1000 - 1050° C.

10. - 10.1 Grains fins.  
10.2 92-94 % Fe - 1,2 % C - P + S  $\leq$  0,025 % - 3,5 % de gangue - 2,3 % O<sub>2</sub>.  
10.3.2 En général  $\geq$  90 %; 10-20 % de l'éponge de fer atteignant un degré de réduction de 80-90 %.
11. - Briqueté sans séparation magnétique après refroidissement dans la tour de réfrigération.
12. - 12.1 Briquettes d'éponge de fer.  
12.2 Cf. 10.2.
14. - Ferraille de très bonne qualité.
15. - 15.1 220 kg de coke ou  
350 Nm<sup>3</sup> de gaz de cokerie + 70 à 80 kg de coke (1).  
15.2 115 Nm<sup>3</sup> de gaz de cokerie pour le chauffage du four de réduction.  
15.3 15.3.1 1 418 - 1 600 kWh/t (1).
17. - La seule installation industrielle connue à ce jour a fonctionné à Bochum en 1932; elle a été fermée après une exploitation de plusieurs mois : le procédé était trop compliqué, la consommation de courant trop élevée et le rendement trop faible eu égard à l'importance de la dépense totale.
18. - Brevets : Aktinselkapet Norsk Staal, Norw. P. 42 213 (1924)  
" " 42 290 (1924)  
D. P. 438 558 (1925)  
A. P. 1 638 684 (1925)
1. Ivor Bull-Simonsen, Stahl und Eisen 52 (1932), p. 457/61.
  2. Durrer, Metallurgie des Eisens, p. 421/5.
  3. Iron Age 119 (1927), p. 562/565.
  4. Techn. Blätter 22 (1932), p. 114 - Dusseldorf.

Janvier 1958

PROCEDE NORVEGIEN  
DE REDUCTION DU MINERAI DE FER PAR L'HYDROGENE

II C

1. - 1.1 Procédé norvégien de réduction du minerai de fer par l'hydrogène.
- 1.2 Réduction au moyen d'un gaz contenant de l'hydrogène dans un four à cuve chauffé électriquement.
- 1.3 Olaf Jensen, Oslo.
- 1.4 Norsk Hydro-Elektrisk, Kvaelstofaktieselskab, Oslo.

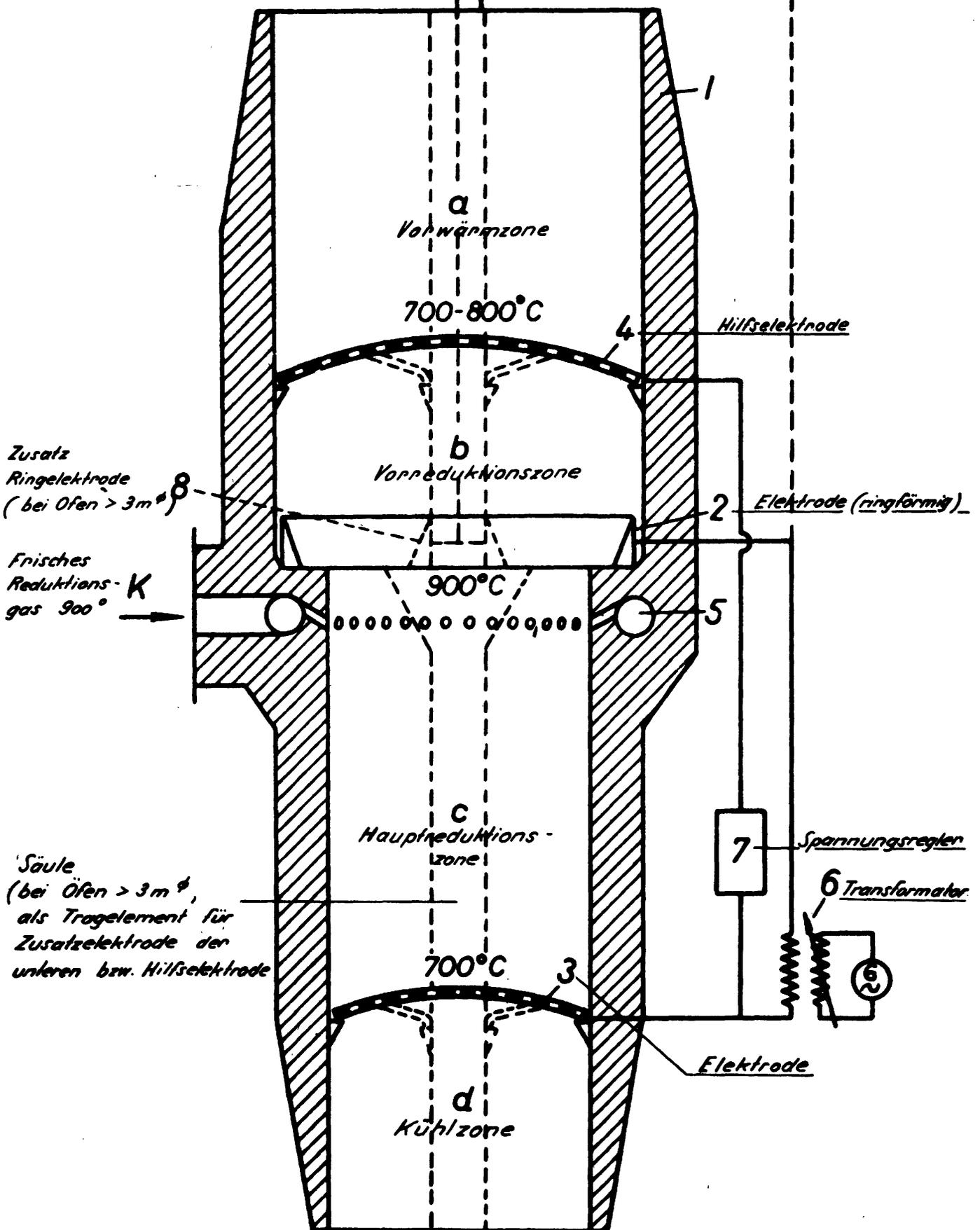
2. - Dessin joint.

Le minerai en gros morceaux ou les pellets de minerai descendant dans un four à cuve sont portés à une température de 900° C par chauffage électrique à résistance alimenté en courant alternatif monophasé ou en courant continu. Le courant est amené par une électrode annulaire ainsi que par deux électrodes en forme de grille. Le gaz réducteur froid qui monte de la partie inférieure du four se compose d'un mélange H<sub>2</sub> CO contenant au moins 50 % de H<sub>2</sub>. En outre, du gaz réducteur frais préchauffé à 900° C est introduit dans le four au-dessus de l'électrode annulaire. Le CO<sub>2</sub> et le H<sub>2</sub>O contenus dans les gaz usés du four sont éliminés et le gaz est recyclé. En vue d'améliorer la conductibilité électrique de la masse et d'éviter des surchauffes locales, il est nécessaire de recycler une partie de l'éponge de fer produite.

3. - Four à cuve pour réduction du minerai.
- Transformateur, régulateur de tension.
- Préchauffeur de gaz.
- Régénération du gaz (séparation de H<sub>2</sub>O et de CO<sub>2</sub>).
- Concassage du minerai.
- Installation de pelletisation pour minerai fin.
- Concassage complémentaire et séparation magnétique pour la décharge du four.
- Installation de briquetage pour l'éponge de fer.
- Eventuellement, installation de production de gaz.

Eisenerz (Stück)  
u. Eisenschwamm

E → H (Gas im Umlauf,  
H<sub>2</sub>O u. CO<sub>2</sub> werden entfernt)



Zusatz  
Ringelektrode  
(bei Ofen > 3m<sup>φ</sup>) 8

Frisches  
Reduktions-  
gas 900° K →

Säule  
(bei Ofen > 3m<sup>φ</sup>,  
als Tragelement für  
Zusatzelektrode der  
unteren bzw. Hilfselektrode

Hilfselektrode 4

Elektrode (ringförmig) 2

Spannungsregler 7

6 Transformator

Elektrode 3

a  
Vorwärmszone

700-800°C

b  
Vorreduktionszone

900°C

c  
Hauptreduktions-  
zone

700°C

d  
Kühlzone

F ↓ G

Eisenschwamm  
(z.T. im Umlauf)

H<sub>2</sub> / CO - Gas (mindestens 50% H<sub>2</sub>)

5. - 5.1 Gaz de gueulard de bas fourneau électrique ou gaz à l'eau ou fuel gazéifié.
- 5.2 Si la matière première est le charbon, production de gaz à l'eau dans un gazogène.  
Si la matière première est le fuel, gazéification préalable.
- 5.3 Gaz  $H_2$  CO (au moins 50 % de  $H_2$ ).
- 5.4 Gaz frais porté à 900° C.  
Gaz recyclé non préchauffé.
6. - 6.1 Indifférente.
- 6.2 Indifférente ( $\geq 33$  % Fe).
- 6.3 Minerai en morceaux ( $\leq 70$  mm) ou pellets de minerai.
- 6.4 Pelletisation éventuelle.
7. - 7.1 Solution de sulfite (comme liant).
8. - 900° C.
10. - 10.1 En morceaux.
- 10.2 Selon la pureté du minerai, en cas d'utilisation du concentré le plus pur :  
93,8 % de Fe, 0,005 % P, 0,93 % Si, 0,005 % S, 0,0065 % C.
11. - Refroidissement par gaz recyclé introduit par le bas. Si le minerai est riche en gangue, le produit réduit est finement concassé, enrichi magnétiquement, puis compacté en morceaux.
12. - 12.1 En morceaux.
14. - Four d'aciérie.

15. - 15.1 750 Nm<sup>3</sup> de gaz (Pci ~ 2 300 kcal/Nm<sup>3</sup>)  
à savoir : gaz de gueulard de bas fourneau électrique,  
gaz à l'eau ou fuel gazéifié.
- 15.3.1 1 130 - 2 250 kW/t.
- 15.8 0,55 h/t + 21 % pour frais administratifs (en cas d'emploi  
de concentré de haute teneur).
- 15.9 4 % du coût des investissements.
16. - 1. Une installation pour la production de 190 000 t annuelles  
déponge de fer contenant 69 % de Fe est évaluée à 44,5 Mns de DM,  
c'est-à-dire 234 DM par t/an.
2. Une installation pour la production de 600 000 t annuelles  
déponge de fer à partir d'un minerai contenant 33 % de Fe  
est évaluée à 282 Mns de DM, c'est-à-dire 470 DM par t/an.
17. - On ne possède aucun renseignement sur les installations expérimen-  
tales ou industrielles, mais on peut s'attendre à des difficultés  
en raison du mode de chauffage.
18. - 1. Brevet allemand DBP 100 3 776 Bl. 18 a (2-2-55).
2. Renseignements fournis par la Chambre Royale norvégienne  
d'Industrie et de Commerce par lettre en date du 4-10-1957.

Janvier 1958

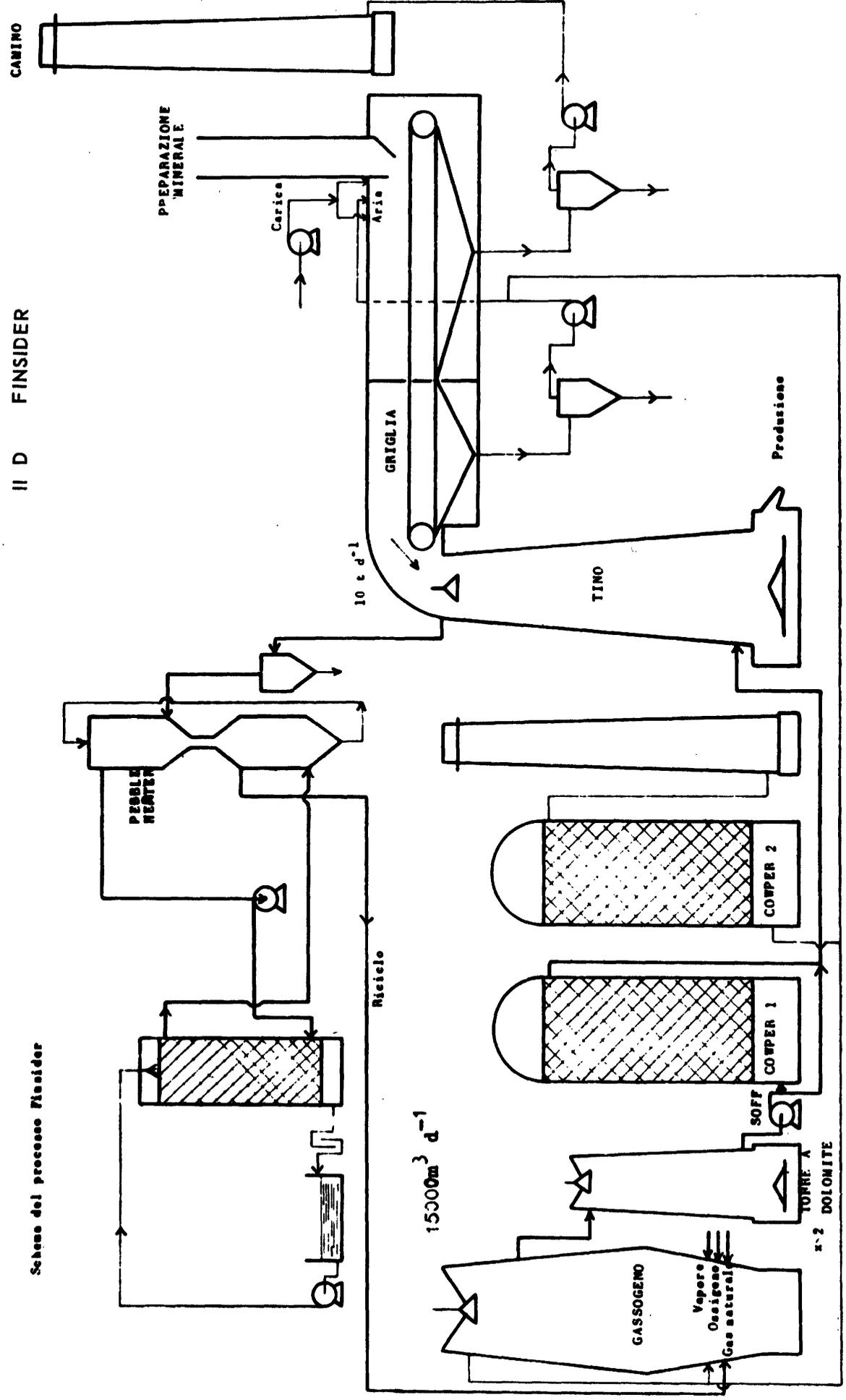
PROCEDE  
FINSIDER  
(Projet)

II D

1. - 1.1 Finsider.
  - 1.2 Réduction en four à cuve au moyen de gaz provenant de la gazéification des charbons par l'oxygène.
  - 1.3 Finsider.
  - 1.4 Finsider.
  
2. - Dessin joint.
  
3. - Gazogène à oxygène,
  - Four à cuve,
  - Installation de pelletisation,
  - Installation de cuisson et de préréduction sur grille,
  - Dispositifs de recyclage.
  
4. - 4.1 Istituto Siderurgico Finsider - Genova-Cornigliano.
  - 4.2 - 4.2.1 Istituto Siderurgico Finsider.
    - 4.2.2 Certains éléments pour l'expérimentation de différentes phases du procédé (gazéification, pelletisation, réduction) sont soit à l'échelle du laboratoire, soit au stade de l'usine pilote.
  
5. - 5.1 Charbons et oxygène.
  - 5.2 Gazéification du charbon par l'oxygène.
  - 5.3 Gaz du type 70 % CO, 30 % H<sub>2</sub>.
  - 5.4 1000° C.
  - 5.6 47 % CO - 23 % CO<sub>2</sub> - 20 % H<sub>2</sub> - 10 % H<sub>2</sub>O.

II D FINSIDER

Schema del processo Finsider



- 6. - 6.1 Variée.
- 6.2 Magnétites enrichies à 62 % de Fe.
- 6.3 Pour les premiers essais : fines provenant de l'enrichissement magnétique.
- 6.4 Pelletisation.
  
- 8. - 1000° C.
  
- 9. - Pression normale.
  
- 10. - 10.1 Eponge sous forme de petites billes.
- 10.2 Selon les matières employées : 90 % de Fe total pour un degré de réduction de 90 %.
- 10.3.2 90 %.
  
- 11. - 11.1 Décharge et conservation en containers fermés.
- 11.2 Aucun traitement.
- 11.4 Aucun enrichissement.
  
- 12. - 12.1 Billes d'éponge.
- 12.2 Selon les matières employées, comme sous 10.2.
  
- 13. - 13.1 Pratiquement total.
- 13.2 Pratiquement total.
  
- 14. - Emploi en aciérie comme ferraille synthétique (charge vierge).
  
- 15. - 15.2 0,376 t de charbon et 111 Nm<sup>3</sup> de gaz naturel par t de Fe métal.
- 15.3 - 15.3.1 Pour la fabrication de l'oxygène : 152 kWh par t de Fe métal.

- 15.5 276 Nm<sup>3</sup> par t de Fe métal.
- 15.6 Évaluée, pour une grande installation, à 0,07 \$ par t de Fe métal.
- 15.8 Évaluées à 6,17 \$.
- 15.9 Évaluée à 1,64 \$.
  
- 16. - 16.1 Amortissements évalués à 3,95 \$/t de Fe métal correspondant à 50 \$/t annuelle d'investissements.
  
- 17. - 17.1 Projet présenté à la C.E.C.A.
  - 17.3 Possibilité d'utiliser des minerais enrichis et des charbons à bas prix.
  
- 18. - 18.1 Rapports intérieurs de l'Istituto Siderurgico Finsider.

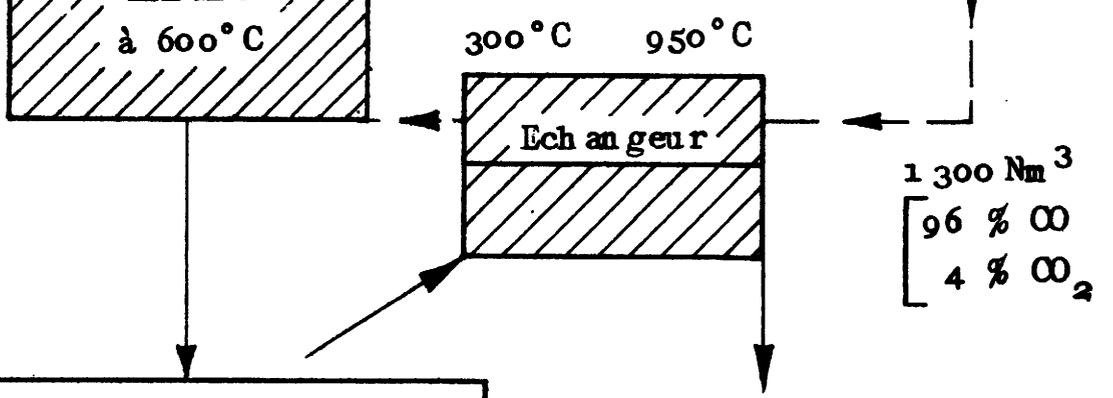
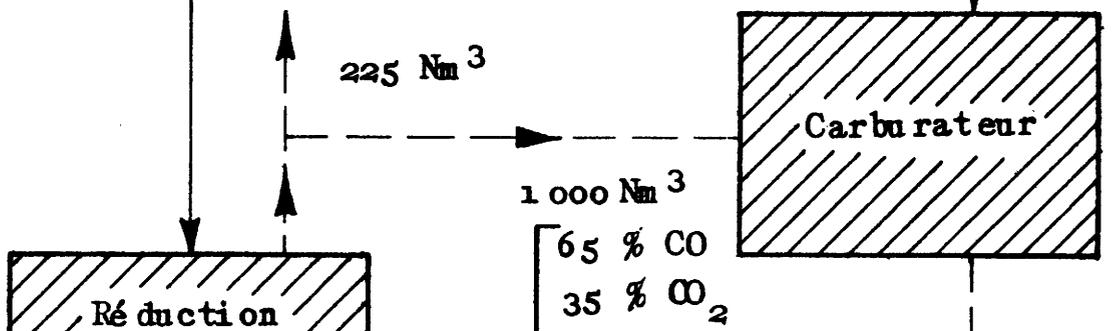
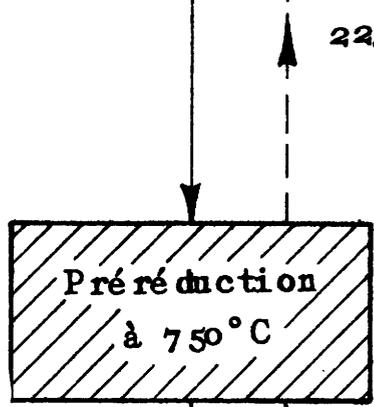
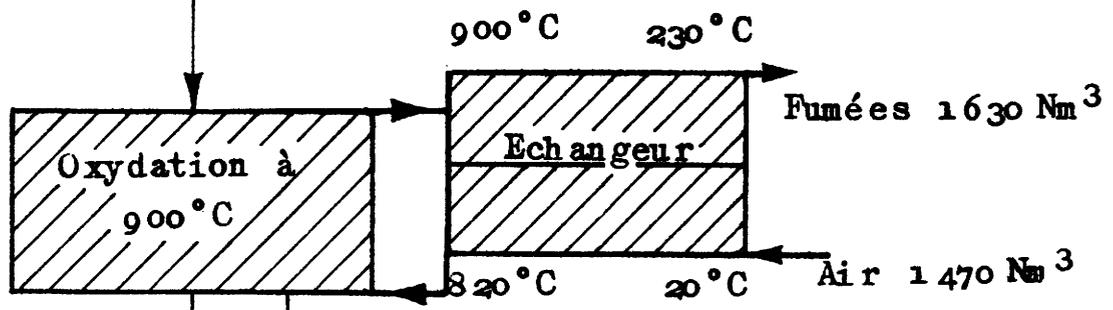
Juin 1958

PROCEDE  
STELLING

II E

1. - 1.1 STELLING
  - 1.2 Réduction par CO à 600° C.
  - 1.3 Stelling (Otto) et Pereswetoff-Morath (Ivan) avec l'aide de diverses sociétés suédoises.
- 
2. Dessin joint.
- 
3. - Production de CO dans un carburateur à coke.
    - Recyclage des gaz dans le carburateur.
    - Préchauffage du minerai en fluidisation avec oxydation de la magnétite en hématite (900° C).
    - Un étage de préréduction en fluidisation à 750° C.
    - Un étage de réduction en fluidisation à 600° C.
- 
4. - 4.1 Ecole Technique Royale de Stockholm.
    - 4.2 - 4.2.1 Ecole Technique Royale à Stockholm.
    - 4.2.2 Réacteur de fluidisation de 35,5 cm de diamètre et 2,5 m de hauteur.
    - 4.2.3 Environ 100 kg de minerai réduit par jour.
- 
5. - 5.1 Coke.
  - 5.2 Gazéification.

1 290 kg de concentrés pulvérulents (62 % Fe)



1000 kg d'oxyde et carbure de fer contenant 800 kg Fe degré de réduction : 87 %

Excédent de chaleur disponible

5.3 Gaz à 96 % CO - 4 % CO<sub>2</sub>

On a étudié des gaz à 85 % CO ou 65 % CO  
5 % CO<sub>2</sub> 2 % CO<sub>2</sub>  
10 à 15 % H<sub>2</sub>O  
15 % S

5.4 300° C.

5.5 On signale des essais à 17 cm/s.

5.6 Dépend de la nature des gaz utilisés.

6. Concentrés suédois

6.1 - Concentrés des Mines suédoises de : Örling, Grangesberg, Rud, Smältarmossa, Balsjo

- Cendres de pyrites lavées

- Analyse du mélange de concentrés suédois :

Fe %	62,5
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %	62,4
FeO %	24,3
SiO <sub>2</sub> %	5,6
CaO %	1,8
MgO %	1,8
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %	0,9
MnO %	0,7
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> %	0,019
S %	0,22
Cu %	0,019
Perte au feu	2,1

8. - Oxydation du minerai (s'il s'agit de magnétites) à 900° C.

- Préréduction à 750° C.

- Réduction finale et carburation à 600° C.

- Production de gaz réducteurs à 950° C, refroidissement à 300° avant son entrée dans le réacteur de réduction.

9. Faible.
10. Minerai réduit et carburé pulvérulent.
  - 10.2 Environ 30 % de FeO - 50 % de Fe<sub>3</sub>C
  - 10.3 - 10.3.1 Environ 87 %
11. Refroidissement à 200° C.
12. - 12.1 Minerai réduit pulvérulent.
13. Sauf dans le cas où l'on enrichit les minerais réduits, il ne semble pas y avoir de pertes à ce stade du traitement. Il n'en est plus de même pour l'utilisation du produit.
14. Dans tous les cas, on compte utiliser ces produits en aciérie; les avantages ou inconvénients par rapport à l'utilisation des ferrailles sont mal connus.
15. - Consommations probablement très voisines de celles du procédé Wiberg.
  - 15.1 Coke
16. Probablement voisins du procédé Wiberg

17. - 17.1 Une nouvelle étude en atelier pilote est à faire.

17.3 Ne s'appliquerait bien que si on a des minerais riches de granulométrie adaptée à la fluidisation.

18. - 18.1 STELLING (C) et PERESMETOFF-MORATH (I.) -  
Metod för direct reduktion av järnmalmslig med koloxid utan smältning - Jernkontorets Annaler (1957) 141, N° 5, 237-260.  
Traduction en français publiée par le C.D.S. (C.I.T. N° 1-58, pages 97 à 117).

Juin 1958

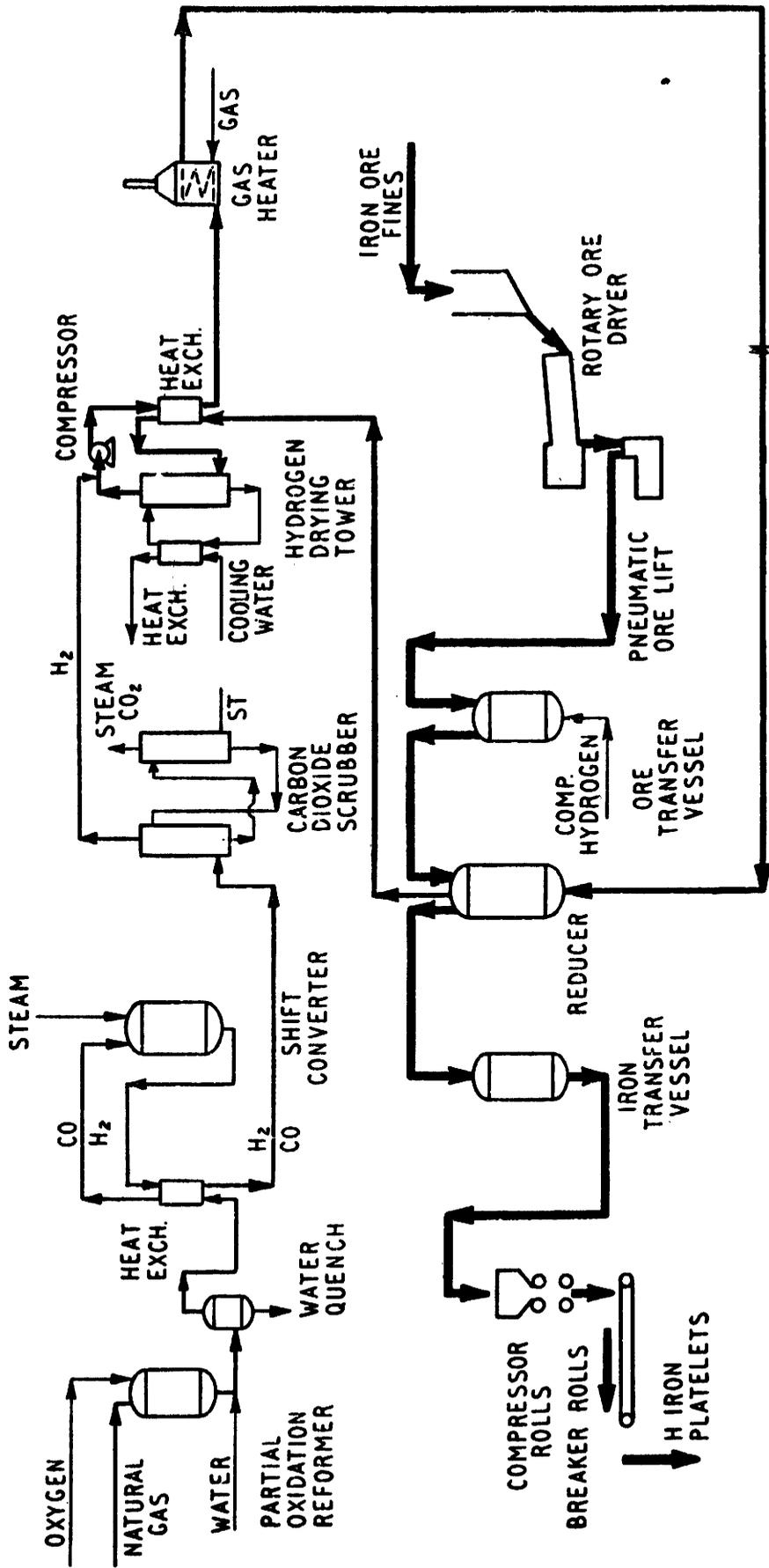
PROCEDE  
H-IRON

III A

1. - 1.1 H-IRON
- 1.2 Réduction par  $H_2$  à 480° sous pression
- 1.3 Hydrocarbon Research Inc.  
115 Broadway-NEW YORK / Etats-Unis
- 1.4 HYDROCARBON RESEARCH  
Inc. et Bethlehem Steel  
Etats-Unis
- 1.5 - 1.5.1 Alan Wood Steel Co  
pour  
50 t/j de fer ou de minerai réduit
- 1.5.2 - Bethlehem Steel (+)  
- Jones and Laughlin  
- Société Sidérurgique de l'Adour  
- ARMCO
2. - Dessin joint.
3. - Production d'hydrogène pur (par exemple par cracking de gaz naturel ou gazéification de fuel ou charbon avec épuration poussée).  
- Epuration et recyclage des gaz.

---

(+) Un atelier de 400 t/j serait prévu en Californie et un atelier de 2 000 t/j est en étude pour le Venezuela ou la côte Est des Etats-Unis.



III A H IRON

- Préchauffage du minerai au four tournant.
- Four de fluidisation (éventuellement à plusieurs étages).
- Installation de compactage du minerai réduit et de passivation par recuit.

4.

4.2 - 4.2.1 Trenton, New Jersey (Etats-Unis)

4.2.2 Réacteurs de 85 cm (34 pouces) de diamètre et 9 m de hauteur (30 pieds).

4.2.3 On peut traiter 5 t de minerai en 8 à 12 h soit une production maximum de 10 tonnes de minerais réduits par jour.

4.3 On peut noter qu'un atelier de 18 t/j avait été construit en 1950 à Brownsville (Texas) pour fabriquer des catalyseurs.

5. - 5.1 - Fuel
- Gaz naturel
  - Charbon

5.2 Gazéification et purification.

Gazéification suivie d'une purification du gaz par le procédé TEXACO-HRI "Partial Oxydation process". Le principe est de brûler  $\text{CH}_4$  avec l'oxygène pour faire :

$\text{CH}_4 + \frac{1}{2} \text{O}_2 = \text{CO} + 2\text{H}_2$  et conversion de CO par la vapeur d'eau.

5.3 HRI préfère un gaz à 99 %  $\text{H}_2$  moins de 0,1 % CO.

Des essais ont été faits avec des gaz contenant de

- 0,8 à 2,5 % CO
- jusqu'à 5 %  $\text{N}_2$
- moins de 1,5 %  $\text{CH}_4$

Il n'y aurait pas d'ennuis techniques mais une augmentation sensible des frais de fabrication.

5.4 540° C.

- 5.5 30 à 45 cm/S (en moyenne 33,5 cm/S).
- 5.6 La composition dépend des minerais et du nombre d'étages.  
Avec 3 étages, on pense arriver à 90 ou 91 % H<sub>2</sub>  
8 ou 7 % H<sub>2</sub>O  
2 % de divers.
- La température est d'environ 450° C.

6. Minerais très divers.

Nature Analyse	Concentrés de magnétite de Suède	Concentrés de magnétite Alan Wood (Etats-Unis)	Battitures de laminage	Minerai de Cerro Bolivar (Venezuela)
Fe %	72	72,1	74,8	68,5
O %	27,2	27,6	24,5	28,4
Inerte %	0,8	0,3	0,7	2,1
SiO <sub>2</sub> %	-	-	-	-

Nature Analyse	Minerai du Pérou	Concentré de la mine Benson (Etats-Unis)	Martite (Etats-Unis)	Minerai pauvre en fer du Pérou
Fe %	60,0	62,0	62,2	33
O %	26,8	26,8	24,0	-
Inerte %	13,2	13,2	14,0	-
SiO <sub>2</sub> %	-	-	-	50

- 6.3 On demande 20-325 mailles Tyler, soit 833 à 40 microns.

8. Préchauffage du minerai dans un four tournant à 480° C.  
Amenée du gaz réducteur à 540° C.  
Réduction en plusieurs étages à des températures de l'ordre de 480° C.

9. 28 kg/cm<sup>2</sup> (400 psi)  
17 kg/cm<sup>2</sup> dans l'appareil de Trenton.
10. Minerai réduit pulvérulent  
10.3.1 Variable, jusqu'à 95 %.
11. Envoi à l'abri de l'air dans l'appareil de compactage.  
11.2 Compactage  
11.4 On a envisagé un enrichissement par séparation magnétique si l'on traitait des minerais pauvres.
12. 12.1 Briquettes
13. Sauf dans le cas où l'on enrichit les minerais réduits, il ne semble pas y avoir de pertes à ce stade du traitement. Il n'en est plus de même pour l'utilisation du produit.
14. Dans tous les cas, on compte utiliser ces produits en aciérie; les avantages ou inconvénients par rapport à l'utilisation des ferrailles sont mal connus.
- 15.
- |   | Cas du fuel                                     | Cas du gaz naturel |
|---|---|--------------------|
| 15.2 - 15.2.1 pour produire l'hydrogène                 | 225 litres                                      | 245 m <sup>3</sup> |
| 15.2.2 comme combustible                                | 280 litres                                      | 220 m <sup>3</sup> |
| 15.3.2  | 165 kWh   | 30 kWh             |
| 15.6 Eau de refroidissement                             | 30 m <sup>3</sup>                               | 30 m <sup>3</sup>  |
| 15.8 Heures de main-d'oeuvre pour la production         | 28/100 h<br>+ 25 * pour supervision et contrôle | 26/100 h           |
| 15.9 Main-d'oeuvre et matières pour l'entretien courant | estimé à 3 % du coût                            |                    |

COMMENTAIRES :

Ces données sont relatives à des ateliers de 2 000 t de minerai réduit par jour; on trouvera des données plus complètes aux annexes 1, 2 et 3.

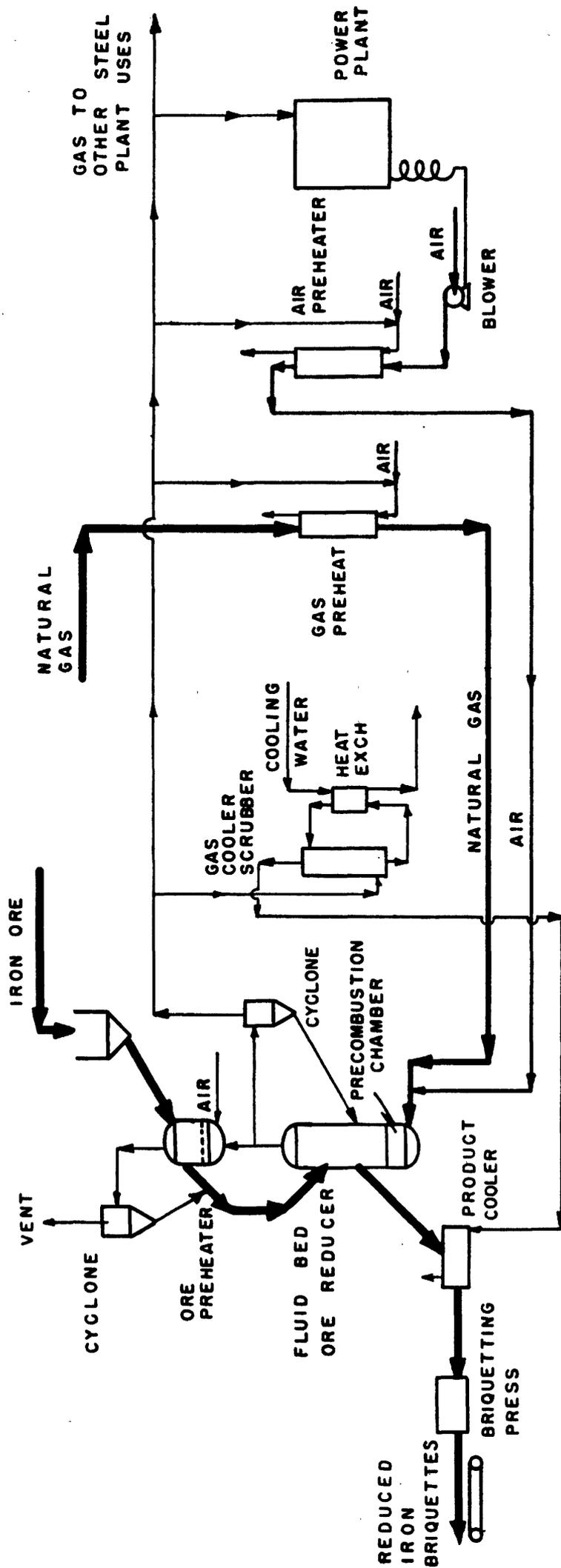
16. 16.1 Voir Annexe 4
- 16.2 Tout compris et d'après les promoteurs des procédés, les investissements seraient de :
- |                |                        |
|----------------|------------------------|
| pour 1 000 t/j | 16 millions de dollars |
| 2 000 t/j      | 24 millions de dollars |
- 16.3 Droits de licence non encore bien fixés.
17. 17.1 Paraît bien étudié au stade de 10 t/j.  
Des essais dans un atelier semi-industriel de 100 à 200 t/j paraîtraient fort utiles.
- 17.2 Pyrophorisme
- 17.3 Ne s'appliquerait bien que si :
- 1) on a des minerais riches de granulométrie adaptée à la fluidisation;
  - 2) du gaz naturel ou du fuel bon marché.
18. - 18.1 HYDROCARBON RESEARCH INC. - The "H-Iron" process for direct reduction of iron fines - 1er mars 1956.
- H.T. SHARP - Hydrogen reduces iron ore in fluid bed (Hydrocarbon Research, Inc. e Bethlehem Steel) - Chemical Engineering Mai 1956, p. 110.
- HYDROCARBON RESEARCH, INC. - The "H-Iron" process - 30 novembre 1956.
- ANONYME - Fluidised Metallurgy and H-Iron - British Chemical Engineering, dic. 1956, p. 424/427.
- Le procédé H-Iron par A.M. SQUIRES et C.A. JOHNSON - Journal of Metals, avril 1957, 9 - N° 4.
- 18.2 Brevet américain déposé le 14 janvier 1953.  
Brevets français N° 1 091 390 et 1 147 343.

Juin 1958

P R O C E D E  
Arthur D. LITTLE ou LEWIS

III B

1. - 1.1 Arthur D. LITTLE ou LEWIS
- 1.2 Réduction par  $H_2 + CO$  à  $700-800^\circ C$ .
- 1.3 Esso Research and Engineering Co.  
Le Professeur Warren K. LEWIS a pris une partie des brevets dès 1941.
- 1.4 Arthur D. LITTLE Inc. 30 Memorial Drive, Cambridge (Massachusetts)  
Etats-Unis
  
2. - Dessin joint.
  
3. - Production du mélange  $H_2 + CO$  par cracking du gaz naturel avec de l'air.
  - Pas de recyclage. Les gaz sont utilisés pour des préchauffages et dans une centrale électrique.
  - Préchauffage du minerai au four tournant, au four à cuve ou de préférence en fluidisation.
  - Four de fluidisation (éventuellement à plusieurs étages).
  
4. - 4.1 Arthur D. LITTLE.
  - 4.2 - 4.2.1 Cambridge / Massachusetts (Etats-Unis).
  - 4.2.2 - Réacteur de fluidisation de 10 cm de diamètre intérieur (4 pouces).
    - Réacteur de fluidisation à deux étages ayant l'un et l'autre 30 cm (1 pied) de diamètre avec une hauteur totale de 9 m (30 pieds). Il y aurait un récipient d'oxydation de 10 cm de diamètre intérieur (4 pouces).
    - On construit actuellement un réacteur de 1,50 m de diamètre (5 pieds).
  - 4.2.3 Environ 1 tonne de minerai réduit par jour.



III B ESO-LITTLE

5. - 5.1 Gaz naturel.

5.2 Pyrolyse du gaz naturel (méthane) en présence d'air à 1100-1300° C dans des tours à fonctionnement discontinu ou dans un appareil du type Texaco Development.

5.3 On utiliserait un gaz complexe contenant CO - H<sub>2</sub> - N<sub>2</sub> dans des proportions malconnues (on aurait utilisé en particulier un gaz contenant 20,5 % CO, 41 % H<sub>2</sub> et 38,5 % N<sub>2</sub>).

5.4 850° C.

5.6 D'après le brevet 2 711 368 de LEWIS, on obtient un gaz à

29,2 % H<sub>2</sub>  
14,5 % CO  
0 % H<sub>2</sub>O (\*)  
6,2 % CO<sub>2</sub>  
48,2 % N<sub>2</sub>  
1,9 % CH<sub>4</sub>

(\*) analyse sur gaz/sec.

6. - Fines de minerai riches en fer.

6.1 Fines de minerai riches en fer, notamment de CERRO-BOLIVAR (Venezuela) à 64,5 % Fe.

6.3 0/2 mm.

8. - Préchauffage du minerai dans un four tournant ou dans un four à cuve à 1200° C ou par fluidisation avec de l'air préchauffé à 850° C environ.

- Amouée du gaz réducteur à 1000 - 1200° C.

- Température de réduction de 700 à 850° C contrôlée par une arrivée d'air réglable (750 à 950° C d'après le brevet).

9. - 0 à 2 kg/cm<sup>2</sup>.

10. - Minerai réduit pulvérulent.

10.3.1 Variable jusqu'à 95 %.

11. - 11.2 Compactage.

12. - 12.1 Minerai réduit pulvérulent

13. Sauf dans le cas où l'on enrichit les minerais réduits, il ne semble pas y avoir de pertes à ce stade du traitement. Il n'en est plus de même pour l'utilisation du produit.

14. Dans tous les cas, on compte utiliser ces produits en aciérie; les avantages ou inconvénients par rapport à l'utilisation des ferrailles sont mal connus.

15. Cas du gaz naturel

15.2 - 15.2.1	pour produire l'hydrogène	)	au total 435 m <sup>3</sup>
15.2.2	comme combustible		

15.8 Heures de main-d'oeuvre pour la production 42/100 h

COMMENTAIRES : Ces données sont relatives à un atelier de 1 000 t/j

16. - 16.2 Tout compris et d'après les promoteurs des procédés, les investissements seraient de :  
pour 1000 t/j 14 millions de dollars

16.3 Droits de licence pas encore fixés.

17. - 17.1 L'étude en atelier pilote ne paraît pas très avancée.

17.2 Collages

17.3 Ne s'appliquerait bien que si :

- 1) on a des minerais riches de granulométrie adaptée à la fluidisation;
- 2) du gaz naturel ou du fuel bon marché.

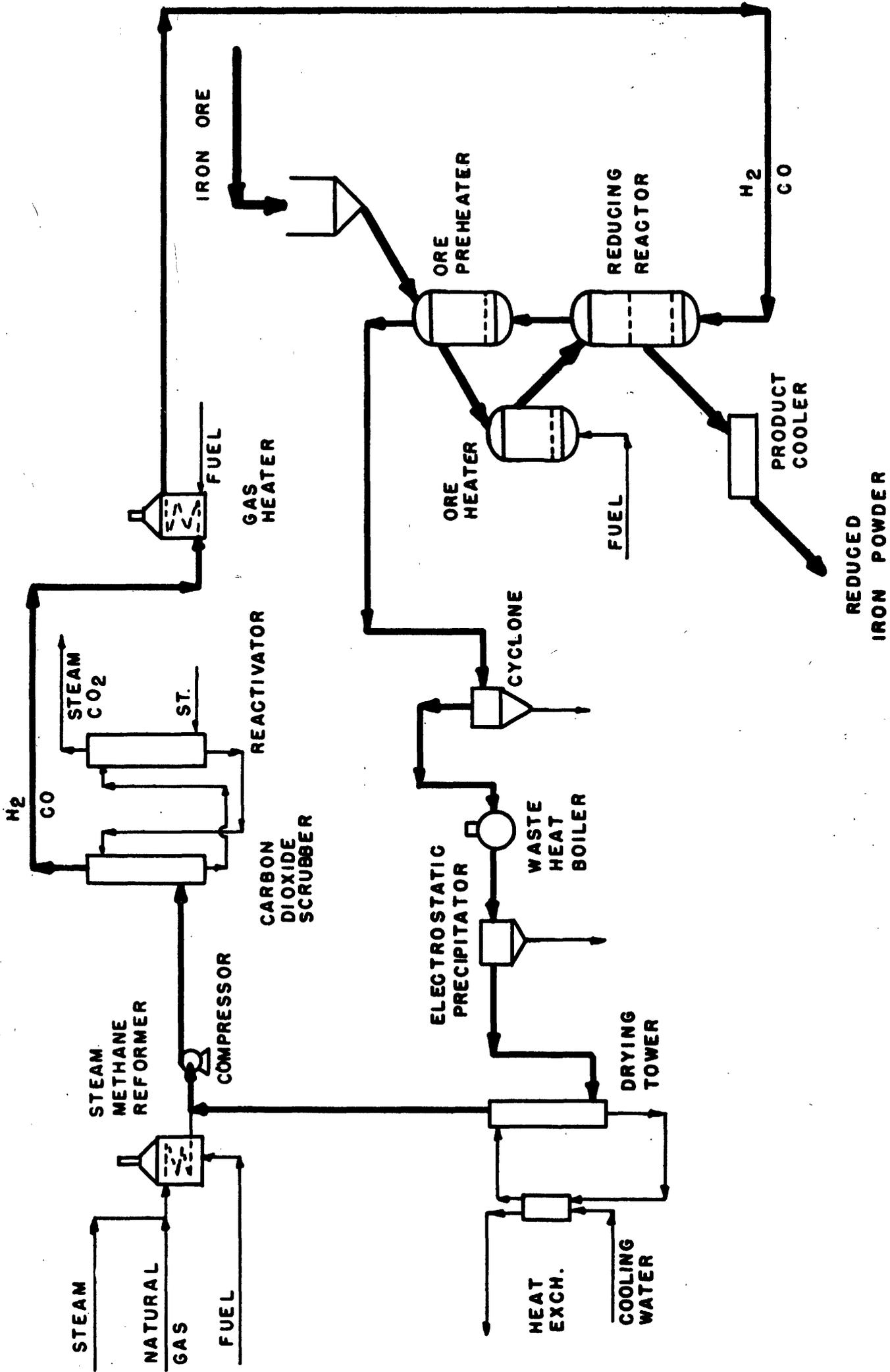
18. - 18.1 Iron Reduction in fluid beds  
Chemical Engineering (sept. 1953) 398-400  
ANONIMO-Processes & Technology-Methane Reduces  
Iron Ore in Fluid Bed-Chemical Engineering, N° 1,  
Janvier 1957, pp. 130/132.  
B.S.OLD and R.W. HYDE of Arthur LITTLE, Inc. -  
New Development in Direct Reduction  
Relazione in possesso dell'Istituto Siderurgica, 1957  
"Processes for direct reduction of iron" by Dr. BRUCE  
S. OLD, communication présentée au Congrès de Pittsburgh  
de l'American Iron and Steel Institute, October 2, 1957.
- 18.2 Brevet américain 2 638 414 déposé le 30 juillet 1948  
et accordé le 12 mai 1953.  
Brevet américain 2 711 368 déposé le 1er décembre 1949  
et accordé le 21 juin 1955.  
Brevet français 980 671 et 981 112.

Janvier 1958

P R O C E D E  
U.S. STEEL ou SHIPLEY

III C

1. - 1.1 U.S. STEEL ou SHIPLEY
  - 1.2 Réduction par  $H_2 + CO$  à 600 - 700° C
  - 1.3 Mr. Shipley (U.S. Steel Corporation)
  - 1.4 U.S. STEEL (Etats-Unis)
  
  - 1.5 - 1.5.2 U.S. STEEL
  
2. Dessin joint.
  
3. - Production du mélange  $H_2 + CO$ .
  - Epuration et recyclage des gaz.
  - Préchauffage du minerai en fluidisation.
  - Four de fluidisation à deux étages.
  
4. - 4.1 U.S. STEEL
  - 4.2 - 4.2.1 South Works de U.S. STEEL, Chicago (Illinois) Etats-Unis.
  - 4.2.2 Réacteur de fluidisation à deux étages : le 1er aurait 90 cm (3 pieds) de diamètre et 3 m de hauteur et le 2ème 60 cm (2 pieds) de diamètre et 2 m de hauteur.
  - 4.2.3 Environ 5 t de minerai réduit par jour.
  
5. - 5.1 Gaz naturel
  - 5.2 Cracking du gaz naturel
  - 5.3 D'après le brevet de Shipley on utilise un gaz à
    - 74,7 %  $H_2$
    - 13,8 %  $CO$
    - 1,5 %  $H_2O$
    - 0 %  $CO_2$
    - 10 %  $N_2$



5.6 D'après le brevet de Shipley on obtient un gaz à

48,7 % H<sub>2</sub>  
7,9 % CO  
27,5 % H<sub>2</sub>O  
5,9 % CO<sub>2</sub>  
10 % N<sub>2</sub>

6. - Fines de minerai riches en fer.

6.1 Surtout du Venezuela.

8. - Préchauffage du minerai en fluidisation à 370° C (700° F).

- Amenée du gaz réducteur à 800 - 930° C (1500 - 1700° F).

- Température de réduction de 600 à 760° C (1100 à 1400° F) pour les deux étages de réduction.

9. 0 à 4 kg/cm<sup>2</sup> (50 psi).

10. Minerai réduit pulvérulent.

10.3.1 Variable jusqu'à 95 %.

11. - 11.2 Compactage

12. - 12.1 Minerai réduit pulvérulent.

13. Sauf dans le cas où l'on enrichit les minerais réduits, il ne semble pas y avoir de pertes à ce stade du traitement. Il n'en est plus de même pour l'utilisation du produit.

14. Dans tous les cas, on compte utiliser ces produits en aciérie; les avantages ou inconvénients par rapport à l'utilisation des ferrailles sont mal connus.
17. - 17.1 Paraît bien étudié au stade de 5 t/j.  
Des essais dans un atelier semi-industriel de 100 à 200 t/j paraîtraient fort utiles.
- 17.2 Collages.
- 17.3 Ne s'appliquerait bien que si :
- 1) on a des minerais riches de granulométrie adaptée à la fluidisation;
  - 2) du gaz naturel ou du fuel bon marché.
18. - 18.2 Brevet américain 2 752 234 déposé le 7 juillet 1955 et accordé le 26 juin 1956.

Juin 1958

PROCEDE  
NOVALFER

III D

1. - 1.1 NOVALFER.
  - 1.2 Réduction par  $H_2 + CO$  à  $650 - 700^\circ C$ .
  - 1.3 GUILLEMONAT, PATRY et ONIA.
  - 1.4 Office national industriel de l'Azote à Toulouse (ONIA) en collaboration avec le Gouvernement général de l'Algérie et les Mines de fer de Miliana.
2. -
3. - Production du mélange  $H_2 + CO$ .
  - Epuration et recyclage des gaz.
  - Préchauffage du minerai en fluidisation.
  - Four de fluidisation.
4. - 4.1 O.N.I.A. à Toulouse.
  - 4.2 - 4.2.1 O.N.I.A. à Toulouse.
    - 4.2.2 On a essayé plusieurs réacteurs avec des diamètres de 20 à 40 cm.
    - 4.2.3 Environ 500 kg de minerai réduit par jour. Un atelier pilote de 10 t/jour est en cours de construction.
5. - 5.1 Gaz naturel ou fuel.
  - 5.2 Cracking du gaz naturel.
  - 5.3 On a utilisé des gaz contenant jusqu'à 40 %  $CO$ . La teneur en  $CO_2 + CH_4 + N_2$  a été de 10 à 25 %.
  - 5.4  $750$  à  $800^\circ C$  environ.
  - 5.5 On a essayé des vitesses de 20 à 100 cm/s.

5.6 Dépend de la nature des gaz utilisés

6. Fines de minerais riches en fer

6.1

Analyse \ Origine	Miliana / Algérie		Jacutinga/Brésil
	Cru	Grillé	
Fe %	42,7	60	68,9
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %	1,8	-	98,5
FaO %	53,05	-	-
SiO <sub>2</sub> %	1,15	4,6	0,3
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %	0,4	-	1,2
CaO %	2,1	2,6	-
MgO %	3,5	4,3	-
Mn %	0,9	-	0,04
P %	-	-	0,04
Perte au feu	-	-	0,18
H <sub>2</sub> O %	0,7	-	-
CO <sub>2</sub> %	36,6	-	-
S %	0,05	-	-

6.3 Supérieure à 50 microns, de préférence entre 0,3 à 1,2 mm.

- 8. - Préchauffage du minerai à fluidisation.
- Préchauffage du gaz réducteur.
- Réduction à des températures de l'ordre de 650 à 700° C.

9. Faible.

10. Minerai réduit pulvérulent.

10.2

10.3.1 Jusqu'à 90 à 92 %.

11. - Refroidissement.

12. - 12.1 Minerai réduit pulvérulent.

13. - Sauf dans le cas où l'on enrichit les minerais réduits, il ne semble pas y avoir de pertes à ce stade du traitement. Il n'en est plus de même pour l'utilisation du produit.

14. - Dans tous les cas, on compte utiliser ces produits en aciérie; les avantages ou inconvénients par rapport à l'utilisation des ferrailles sont mal connus.

15. - 15.4 )  
          ( Fonction du procédé de cracking.  
          15.5 )

17. - 17.1 L'étude en semi-industriel est à peu près terminée. L'installation pilote de 10 t/jour est en cours de construction.

17.2 Collages.

17.3 Ne s'appliquerait bien que si :

- 1) on a des minerais riches de granulométrie adaptée à la fluidisation;
- 2) du gaz naturel ou du fuel bon marché.

18. - 18.1 GUILLELONAT (M.A.)

Sur la réduction directe des minerais de fer  
C.R. CONGR. Soc. Savantes, Alger, 1954, Section Scie.  
p. 167/8.

18.2 Brevet français 1 084 764 déposé le 16 juin 1953  
          délivré le 13 juillet 1954

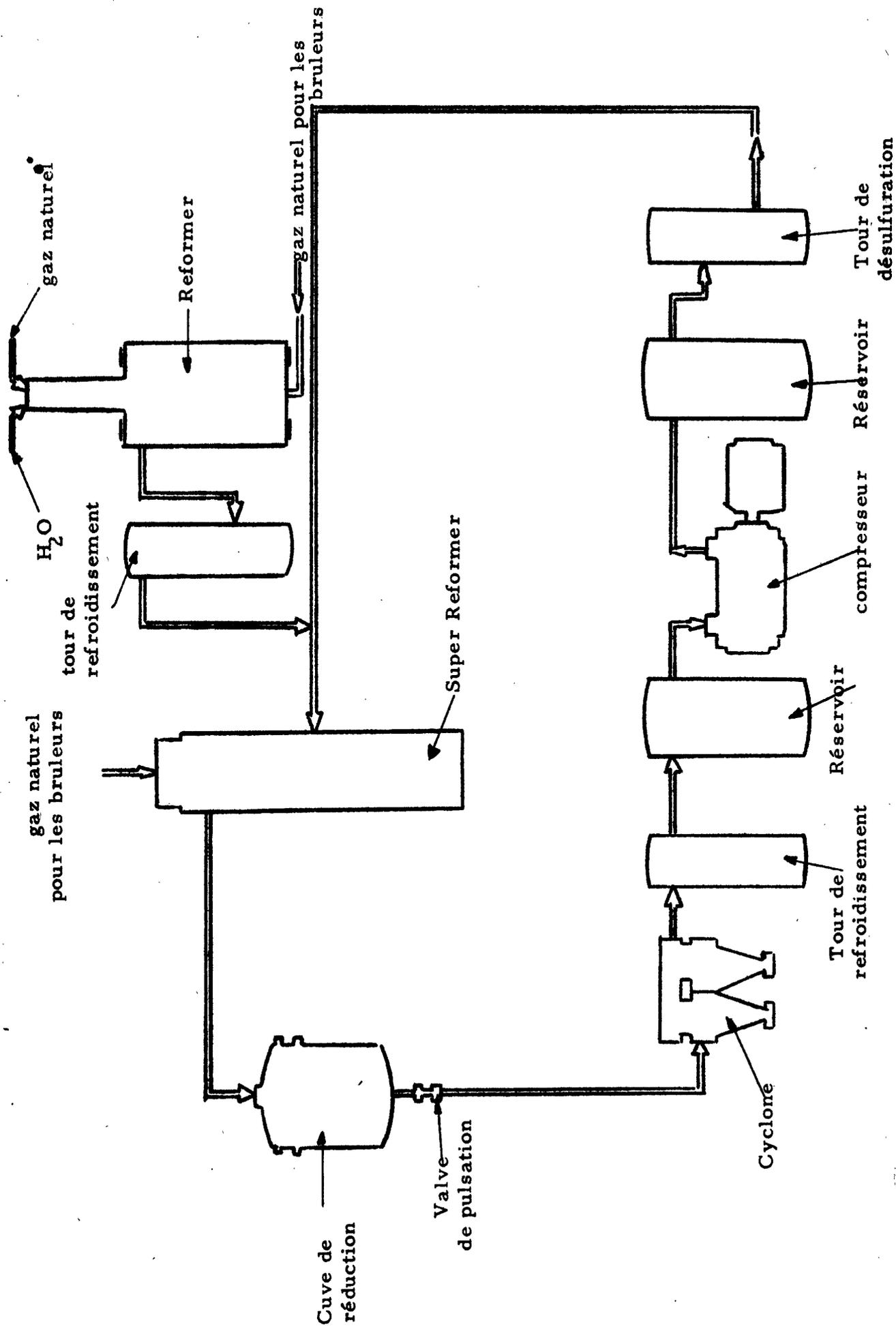
Brevet français 1 115 194 déposé le 26 novembre 1954  
          délivré le 26 décembre 1955.

Janvier 1958

PROCEDE  
MADARAS

III E

1. - 1.1 Procédé Madaras.
  - 1.2 Procédé discontinu de réduction dans un four à cuve, au moyen de gaz réducteur obtenu à partir de gaz naturel. Le minerai peut être du tout-venant de granulométrie inférieure à 75-100 mm ou des pellets de fines de minerai enfournés à l'état cru. La pression du gaz réducteur circulant dans la cuve a un caractère pulsatoire (20 pulsations par minute, pression maximum 2,8 atm.).
  - 1.3 Julius D. MADARAS.
  - 1.4 Madaras International Corp. c/o The Murmanill Corp. 5307. East Mockingbird Lane - DALLAS (Texas), USA.
  - 1.5 Les sociétés suivantes sont spécialement intéressées :  
ARCO, JONES AND LAUGHLIN, COPPER WELDED STEEL Co.
2. - Dessin joint.
  3. - Reformeur et superreformeur pour la production de gaz réducteur à partir de gaz naturel.  
Cuve de réduction  
Dépoussiéreurs  
Compresseur  
Tours de désulfuration  
Chauffage du gaz  
Série de réservoirs intermédiaires.
4. - 4.1 Voir 4.2.
  - 4.2 - 4.2.1 Longview (Texas)
  - 4.2.2 Cuve cylindrique permettant de traiter 14,5 tonnes de minerai, ce qui correspondrait pratiquement à une cuve de 2,4 m de diamètre intérieur et de 2,4 m de hauteur utile.



4.2.3 Période de chauffe : 3 à 5 h.

Réduction : 2 h à 2 h 30.

Refroidissement, déchargement, rechargement évalués à 2 h.

Soit un total approximatif de 8 h 15 par opération.

Ce qui correspond à un traitement de 42 t/jour de minerai. Ces temps pourraient être réduits.

4.3 Non existantes à l'heure actuelle.

5. - 5.1 Gaz naturel et vapeur d'eau.

5.2 Dans un "reformer", on a  $2\text{CH}_4 + 4\text{H}_2\text{O} = \text{CO} + 3\text{H}_2 + \text{CO}_2 + \text{H}_2\text{O}$ .

Dans un "super reformer" on a  $\text{CH}_4 + \text{CO}_2 = 2\text{CO} + 2\text{H}_2$ .

5.3 Mélange principal de  $\text{CO} + \text{H}_2$ , provenant de la réaction globale  $\text{CH}_4 + \text{H}_2\text{O} = \text{CO} + 3\text{H}_2$  contenant au début de la réduction environ 2,5 %  $\text{CO}_2$  et 6 % à la fin de la réduction.

5.4 1 040° C.

5.5 Débit 30 m<sup>3</sup>/min. soit pour une section de  $\frac{\pi (2,4)^2}{4} \approx 5,5 \text{ m}^2$  une vitesse de 18 m/min. c'est-à-dire 0,3 m/sec.

5.6 L'analyse est caractérisée par la teneur en  $\text{CO}_2$  du gaz. Cette teneur est de 13 % au début de la réduction et de 6 % à la fin de celle-ci.

La température du gaz à la sortie passe de 860° C au début à 700° C en fin de réduction.

6. - 6.1 Divers types. Essais connus sur minerai du Venezuela.

6.2 Non indiquée.

6.3 Peut passer des minerais de n'importe quelle granulométrie en dessous de 100 à 125 mm.

Si la quantité de fines du minerai est exagérée, on procède à une pelletisation préalable et les pellets sont enfournés à l'état cru.

6.4 Pelletisation éventuelle.

7. - Néant.
8. - Toute la cuve est le siège de la réduction.
9. - La pression du gaz réducteur circulant dans la cuve a un caractère pulsatoire (20 pulsations par minute) et vaut au maximum 2,8 atm. Ceci a pour but d'éviter la formation de cheminées dans la masse du minerai.
10. - 10.1 Etat solide.
- 10.2 Produit obtenu à partir du minerai de fer vénézuélien
- |                 |        |
|-----------------|--------|
| fer métallique  | 92,8 % |
| carbone libre   | 5,4    |
| carbone combiné | 0,8    |
| silice          | 0,86   |
| manganèse       | 0,02   |
| phosphore       | 0,044  |
| soufre          | 0,021  |
| CaO - MgO       | -      |
- 10.3 - 10.3.2 Environ 98 %.
11. - Après réduction, l'éponge est compactée à chaud sous la forme désirée ou éventuellement refroidie, broyée, traitée magnétiquement et compactée.
12. - Pas d'informations autres qu'indiquées en (10).
13. - 13.1 98 %.
14. - Ferrailles synthétiques.
15. - Cas du minerai du Venezuela (10).
- 15.1 Gaz naturel 177 Nm<sup>3</sup> (2 h de réduction à 470 cfm).  
Vapeur d'eau 177 Nm<sup>3</sup> (en accord avec la réaction indiquée en 5.3).
- Ce qui correspondrait théoriquement à 708 Nm<sup>3</sup> de gaz réducteur/t Fe.

D'un autre côté on signale que la production de gaz réformé est de 1 600 cfm soit pour 120 minutes et par tonne de fer 600 Nm<sup>3</sup>.

Le nombre de 708 Nm<sup>3</sup> paraît plus correct.

- 15.2 15 000 cf/t soit 470 Nm<sup>3</sup>/t gaz naturel à 8 500 cal.  
Dans l'essai décrit on a compté 16 120 soit 504 Nm<sup>3</sup>/t (avec recirculation). Pour l'installation pilote il faut encore ajouter 50 Nm<sup>3</sup>/t pour le chauffage qui ne seraient pas nécessaires dans une installation industrielle.
- 15.3 50 à 70 kW/t.
- 15.4 - 15.4.1 Comme moyen de réaction environ 180 Nm<sup>3</sup>/t.
- 15.5 Pas de consommation d'oxygène.
- 15.6 Pas d'informations.
- 15.7 Pas d'informations.
- 15.8 Pas d'informations sur l'installation pilote. Pour une installation de 1 100 t/jour on pourrait prévoir 10 minutes de main-d'oeuvre correspondant à un effectif de 7-8 hommes/pause.
- 15.9 Pas d'informations.
16. - 16.1 Nous ne possédons que des évaluations d'un constructeur désigné par Madaras :

GIFFELS & VALLET, INC., DETROIT (Michigan)

Les prix sont exprimés en dollars USA.

Installation pour

	300 tonnes de fer par jour	1 200 tonnes de fer par jour
1. Bâtiments	137 000	208 500
2. Manutention des minerais	93 000	135 000
3. Reformation, chauffage et circulation du gaz	568 000	1 500 000
4. Cuves et équipement (3 unités à 50 000)	150 000	4 cuves à 110 000
Fondations	55 000	76 000
	soit 205 000	516 000
5. Compresseurs pour le gaz	280 000	500 000
6. Conduites et vannes	150 000	225 000
7. Appareils de mesure	120 000	125 000
8. Briquetage et manipulation de l'éponge de fer	125 000	300 000
9. Centrale électrique	50 000	100 000
10. Pompes de circulation d'eau et tour de refroidissement	35 000	100 000
11. Appareillages divers	30 000	125 000
	<hr/> 1 793 000	<hr/> 3 834 500
Engineering et imprévus	307 000	600 000
	<hr/> 2 100 000	<hr/> 4 434 500

16.3 Ne paraissent pas encore fixés.

17. - 17.3 Selon les inventeurs, on pourrait utiliser du gaz de four à coke, du gaz à l'eau, du gaz obtenu à partir de fuel, de charbon ou de lignite.

18. - Armco Test Data, January 31. 1957  
Prepared by J.D. MADARAS.

A. DECKER.

Juin 1958

PROCEDE  
MONTERREY

III F

1. - 1.1 Le procédé s'appelle "The Monterrey Process".
  - 1.2 Le gaz naturel, en mélange avec de la vapeur et en présence d'un catalyseur, produit de l'hydrogène et du CO. Ces gaz réducteurs, mélangés avec de l'oxyde de fer, donnent du fer métallique, à une certaine température et une certaine pression.
  - 1.3 Il n'y a pas d'inventeur bien défini; beaucoup de personnes ont participé au développement de ce procédé.
  - 1.4 La société qui a d'abord développé ce procédé était la Hojalata y Lamina, S.A. Actuellement la société qui le détient, le développe encore et possède un atelier-pilote et un atelier industriel, est la société Fierro Esponja, S.A.
  - 1.5 Fierro Esponja, S.A. possède une installation industrielle et continuera à le développer.
- 
4. - 4.2 Atelier-pilote.
    - 4.2.1 Les essais ont lieu à Monterrey, N.L., Mexique.
    - 4.2.3 La capacité de l'atelier-pilote est d'environ 35 t/jour.
  - 4.3 Atelier industriel.
    - 4.3.1 L'atelier industriel est situé également à Monterrey, N.L., Mexique.
    - 4.3.3 La capacité est d'environ 230 t de fer total en 24 h.
    - 4.3.4 Travail 24 h par jour et 365 jours par an.
    - 4.3.6 La capacité de production maximum sera pratiquement la même que la capacité actuelle.
- 
5. - 5.1 Le gaz réducteur est obtenu par crackage de gaz naturel et de vapeur.
  - 5.3 Analyse du gaz : 95 % du gaz réducteur est CO et H<sub>2</sub>.

6. - 6.1 Le minerai de fer vient de Pihuamo, de l'Etat de Jalisco.
  - 6.2 L'analyse du minerai est d'environ 68 % Fe, 3 % SiO<sub>2</sub>, 0,03 % S.
  - 6.3 Actuellement, broyage du minerai et utilisation de la fraction 1/4" - 1 1/2".
  - 6.4 La seule préparation que subit le minerai est le broyage et le criblage.
- 
10. - 10.1 L'éponge de fer se présente exactement sous la même forme que le minerai de fer.
  - 10.2 Réduction d'environ 92 % du fer total en fer métallique. Le reste des éléments ne change pas.
- 
11. - Aucun traitement ultérieur de l'éponge de fer. Elle est chargée, chaude, au four électrique.
- 
13. - Le rendement en fer est de 100 %.
- 
14. - L'éponge de fer est chargé au four électrique depuis plus de 5 ans, avec de très bons résultats, pour fabriquer des lingots pour produits plats.  

Le plus grand avantage de l'éponge de fer sur les mitrailles est son analyse, car elle ne contient rien qui puisse gêner le four électrique. Le temps de fusion et le prix de revient sont très semblables à ceux des mitrailles.

La différence avec la fonte brute est que la fonte doit être convertie en acier. Cette conversion entraîne des pertes sensibles en fer et des dépenses non négligeables.
- 
16. - 16.1 Le coût de l'atelier industriel (4.3) s'est élevé à 25 millions de pesos ou environ 2 millions de dollars.

Janvier 1958

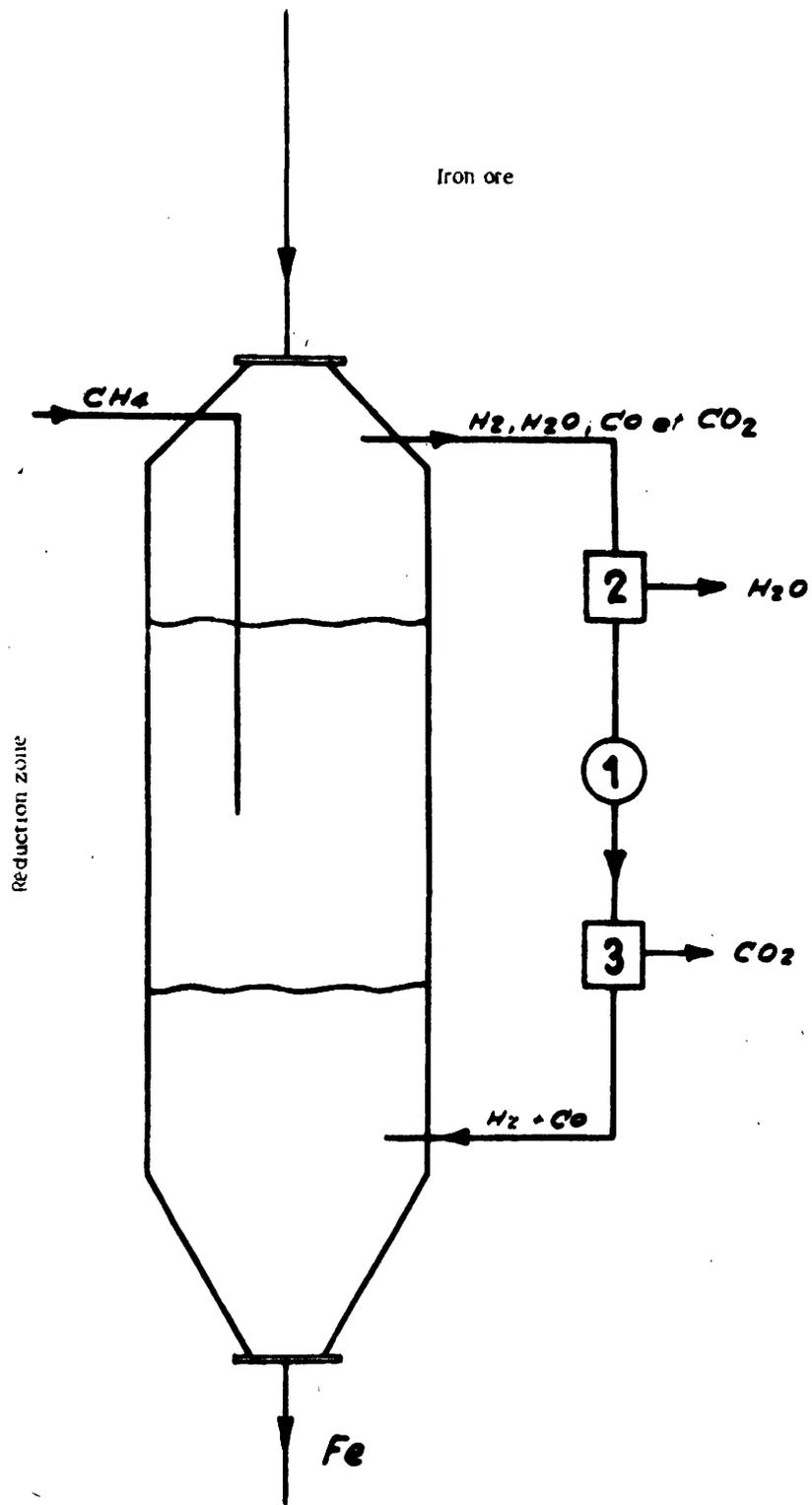
PROCEDE LURGI
------------------

III G

1. - 1.1 Procédé Lurgi.
  - 1.2 Réduction par le gaz naturel ou par des combustibles solides en four à cuve ou en four tubulaire tournant.
  - 1.3 H. Galluser, Genève.
  - 1.4 Lurgi Gesellschaft, Francfort; en collaboration avec la firme Charmilles, Genève.
- 
2. - Dessin joint.

Dans un four à cuve chargé de pellets de minerai, le gaz réducteur froid, qui se compose de 97 % de  $H_2 + CO$ , est introduit par le bas. Le four est chauffé par induction électrique. Le gaz ascendant est préchauffé par la charge descendante tandis qu'il refroidit les pellets réduits et les protège contre la réoxydation. En poursuivant son ascension, le gaz réduit l'oxyde de fer. A mi-hauteur de la cuve, on admet latéralement dans le four du gaz naturel qui, au contact de la charge brûlante, se dissocie instantanément sans qu'on puisse éviter la formation de 0,5 à 3 % de carbone de dissociation. Après élimination de l'eau par condensation et du  $CO_2$  par lavage, le gaz de la cuve, qui se compose de  $H_2$ ,  $CO$ ,  $CO_2$ ,  $H_2O$  et de traces de gaz naturel, est ramené froid vers le four.

Dans ce procédé, des combustibles solides peuvent également être employés à la place du gaz naturel. Dans ce cas, le combustible est ajouté et mélangé à la charge de minerai. Le gaz réducteur ascendant, également composé de  $CO$  et de  $H_2$ , se transforme en partie, au moment de la réduction de l'oxyde de fer, en  $CO_2$  et  $H_2O$ ;  $H_2O$  réagissant de son côté à une température de  $900^\circ C$  sur le carbone de la charge avec formation de  $CO$  et  $H_2$ . Les gaz usés du four sont également régénérés et recyclés.



III G LURGI

3. - Four de réduction (four à cuve) avec chauffage par induction électrique.
  - Régénération des gaz.
  - Installation de pelletisation.
  
4. - 4.1 Firme Charmilles, Genève.
  - 4.2 - 4.2.1 Lurgi, Francfort.
  - 4.2.2 Petit four à cuve de 15 cm de  $\phi$  intérieur, doit être remplacé ultérieurement par un four tubulaire tournant.
  
5. - 5.1 Gaz naturel ou charbon.
  - 5.2 La décomposition du gaz naturel a lieu directement dans le four au contact des gaz humides du four portés à une température de 900° C.
  - 5.3  $CO + H_2 = 97 \%$ .
  - 5.4 Pas de préchauffage.
  
6. - 6.1 Aucune indication, probablement des concentrés à haute teneur.
  - 6.3 Pellets de minerai.
  - 6.4 Minerai broyé  $< 1$  mm, pelletisé avec 4 % de castine.
  
7. - 7.1 Castine.
  - 7.3  $< 1$  mm.
  
8. - 900° C.
  
10. - 10.1 Pellets d'éponge de fer.
  - 10.3.2 80 - 85 %.
  
11. - Refroidissement par le gaz réducteur froid ascendant dans la partie inférieure du four; traitement complémentaire par refusion au four électrique et coulée en lingots.

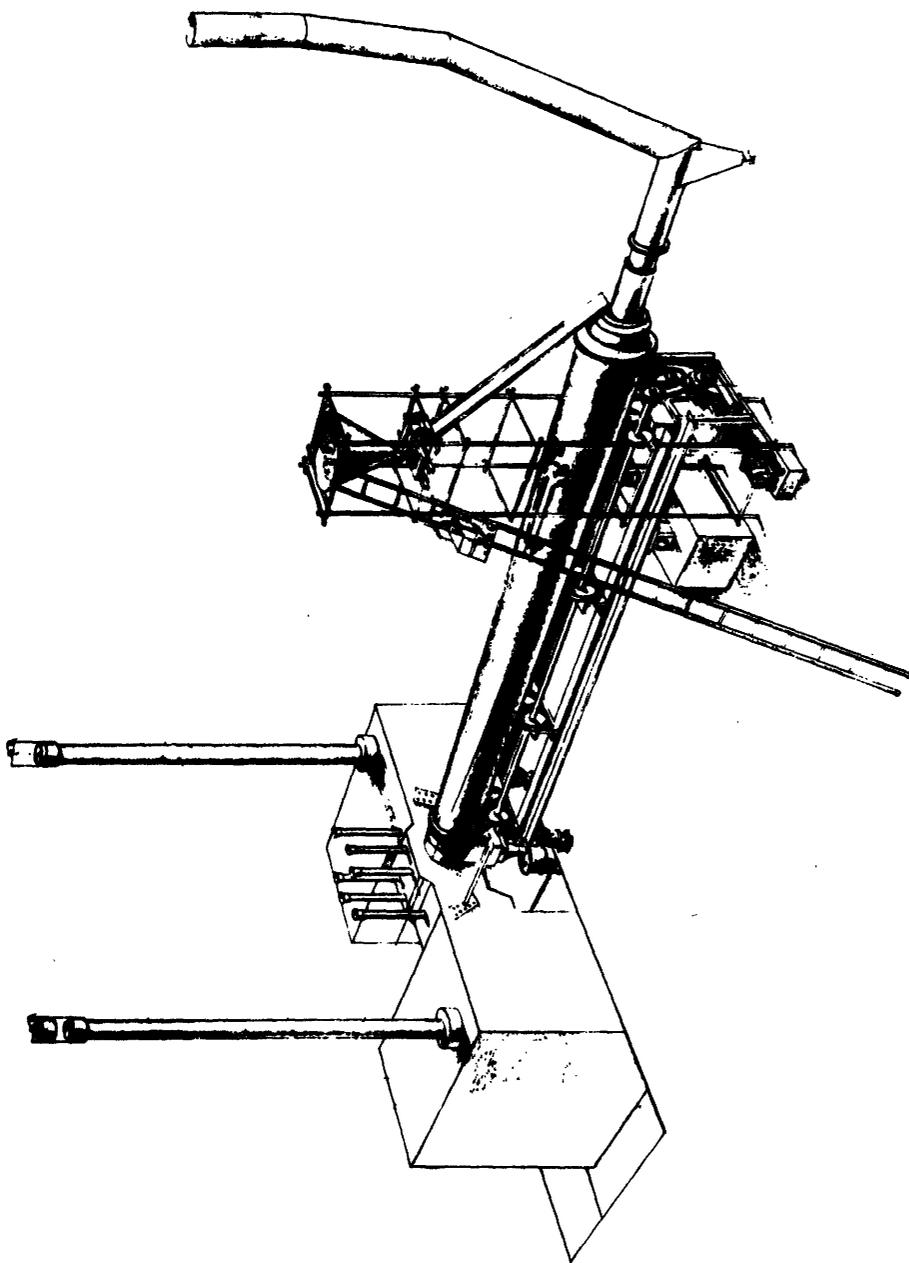
14. - Ferraille synthétique pour aciérie.
15. - 15.1 200 Nm<sup>3</sup> de méthane ou 160 kg de carbone par tonne.  
15.3.1 850 - 1 000 kWh/tonne.
16. - 16.4 Les frais totaux de fabrication sont évalués par Galluser à 35 \$ par tonne d'éponge de fer.
17. - Renseignements trop incomplets, le procédé n'est pas encore exploitable.
18. - 1. Galluser, Advances in Steel Technology in 1955, Vol. 1, p. 99/102, United Nations.  
2. Mitteilung der Lurgi-Gesellschaft an den Verein Deutscher Eisenhüttenleute.

Janvier 1958

P R O C E D E  
S C O R T E C C I

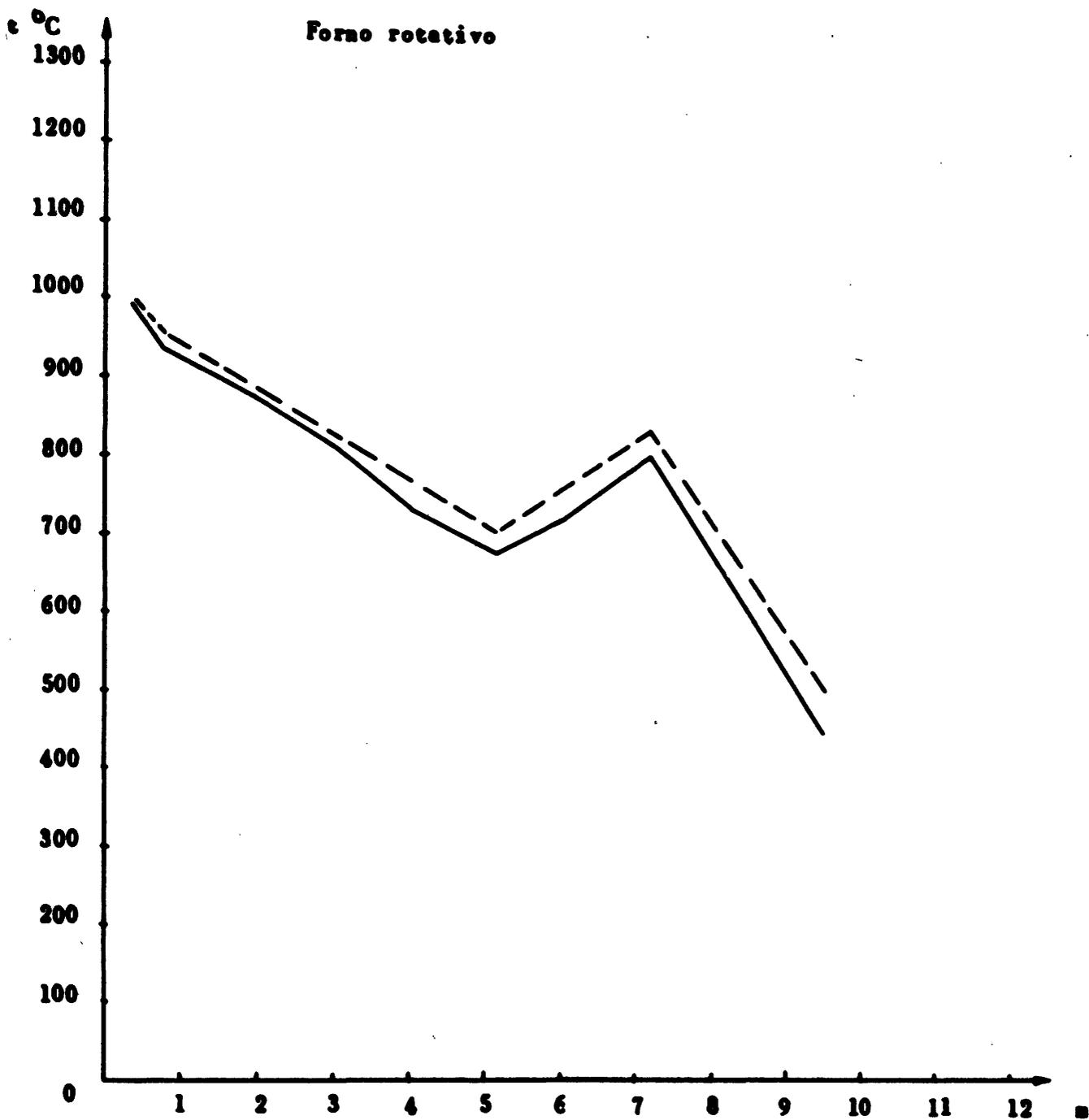
III H

1. - 1.1 Scortecci.
  - 1.2 Réduction au moyen des produits de cracking du méthane.
  - 1.3 Scortecci A.
  - 1.4 Finsider Dalmine.
  
2. - Dessin joint.
  
3. - Chambres de cracking et de réchauffage (en marches alternées); four tournant de réduction et de préchauffage.
  
4. - 4.1 Istituto Siderurgico Finsider - Genova-Cornigliano, Italie.
  - 4.2 - 4.2.1 Dalmine S.p.A. Dalmine (Bergame) - Italie
  - 4.2.2 Four tournant de réduction de 10 m de long, d'un  $\phi$  extérieur de 800 mm et d'un  $\phi$  intérieur de 250 mm.
  - 4.2.3 Maximum 2 t/jour.
  
5. - 5.1 Gaz naturel.
  - 5.2 Cracking à haute température sur empilements réchauffés par inversion.
  - 5.3 Gaz chaud de composition suivante :  $\text{CO}_2$  0,2 % -  $\text{C}_n\text{H}_2$  0,4 % -  $\text{O}_2$  0,2 % -  $\text{CO}$  4,2 % -  $\text{H}_2$  84,2 % -  $\text{CH}_4$  6,0 % -  $\text{N}_2$  4,8 % avec particules de carbone en suspension.
  - 5.4 1000 - 1050° C.
  - 5.5 Environ 4 m/sec.



III H SCORTECCI

Impianto di riduzione diretta secondo il processo Scortecci



Andamento delle temperature lungo il forno rotativo ( 2 rilievi )  
( processo Scortecci )

5.6 Avec préchauffage :  $\text{CO}_2$  0,9 % -  $\text{CO}$  4,6 % -  $\text{H}_2$  65,4 % -  $\text{CH}_4$  3,4 % -  $\text{N}_2$  7,9 % -  $\text{H}_2\text{O}$  17,8 %; le préchauffage s'effectue par admission forcée d'air dans le tiers supérieur du four.

6. - 6.1 Minerais divers (Ouenza, Cileno, Pisonne, pellets de l'île d'Elbe).

6.2 Ouenza : humidité 4,84 %; Fe total 59,31 %;  $\text{MnO}$  2,59 % -  $\text{CaO}$  2,92 % -  $\text{SiO}_2$  3,12 % -  $\text{Al}_2\text{O}_3$  0,41 % -  $\text{MgO}$  1,48 % - perte au feu 4,45 %.

Cileno : humidité 2,20 % - Fe total 63,53 % -  $\text{SiO}_2$  9,69 % -  $\text{CaO}$  2,70 % - perte au feu 3,00 %.

6.3 1 - 8 mm

6.4 Généralement aucune, lorsque l'on dispose de minerais passant au tamis de 8 mm.

8. - Dessin joint.

9. - Maximum 5 mm d'eau.

10. - 10.1 Eponge de fer.

10.2

Fe	MnO	CaO	$\text{SiO}_2$	MgO
81	4	6	4,5	2,5

10.3 - 10.3.2 90/97 %.

11. - 11.1 Le produit est refroidi dans des containers fermés disposés à la décharge du four.

11.2 Briquetage à la presse.

11.3 L'éponge sort du four avec une granulométrie pratiquement égale à celle du minerai introduit.

12. - 12.1 Cylindres de 180 mm de  $\varnothing$  et 65-70 mm de hauteur.
- 12.2 Cf. analyse de l'éponge. Addition, comme liant, de 3 % de goudron à basse teneur en soufre.
13. - 13.1 Pratiquement total, particulièrement si l'on opère sans employer de produits extrêmement fins dans la charge.
- 13.2 Pratiquement total.
14. - Pour la charge des fours électriques, les briquettes sont une excellente matière de remplacement de la ferraille. Il a été effectué des charges dont la partie métallique était constituée à 100 % par de l'éponge.
15. - 15.1 1370 Nm<sup>3</sup> de gaz naturel par tonne de fer dans l'éponge, qui représentent la consommation à l'usine pilote, sans recyclage.
- 15.2 Gaz naturel : 3 500 Nm<sup>3</sup> par tonne de fer métallique : consommation à l'usine pilote sans recyclage.
17. - 17.2 Présence de noir de fumée, obstructions.
- 17.3 Procédé utilisable.
- 17.4 Réfractaires spéciaux dans les chambres de cracking.
18. - 18.1 - 1. Scortecci A. : L'impiego del metano per la riduzione dei minerali di ferro - Gas, N° 1, janvier 1953, p. 2/5 - Atti del Convegno sulle utilizzazioni del metano, septembre 1952.
2. Scortecci A. : L'impiego del metano nella siderurgia italiana - Revue de métallurgie, N° 4, 1953, p. 253/263.
3. Scortecci A. : Sulla riduzione dei minerali di ferro con gas naturale. Memoria presentata al VI° Congresso Latino - Americano di Caracas 12/19, mai 1955, p. 1/13.

Pièces jointes.

Juin 1958

PROCEDE  
JET SMELTING

III J

1. - 1.1 Jet smelting process (Procédé de fusion par jet)

- 1.2 La fusion et la réduction de minerais pulvérisés se fait au moyen d'une flamme de gaz naturel dont la combustion à l'oxygène est partielle.

La flamme se trouve juste au-dessus du bain dans lequel la fonte produite est ramassée.

La recarburation du bain se fait par injection de graphite pulvérisé, si ceci est nécessaire pour l'obtention d'un degré de réduction suffisamment élevé.

Il faut remarquer, cependant, que le procédé se base sur la réduction au moyen du gaz naturel.

Le recyclage des gaz de sortie paraît probable, mais n'est pas mentionné dans la description. Les températures et les compositions des gaz ne sont pas connues.

- 1.3 Dr. P.E. Cavanagh.

- 1.4 Ontario Research Foundation  
43, Queen's Park  
Toronto 5, Ontario  
Canada.

3. - A côté de l'appareil lui-même à fusion par "jet", il faut avoir une installation pour la production d'oxygène. Dans la littérature, on ne mentionne pas le recyclage des gaz sortant de l'appareil à fusion. Cependant, ceci nous semble probable, vu l'efficacité vraisemblablement restreinte du gaz naturel.

4. - 4.1 Le procédé sera étudié dans les laboratoires de l'"Ontario Research Foundation pilot plant for iron ore concentration and steel making".
- 4.2 - 4.2.1 La station est située à Toronto, Ontario, Canada.
- 4.2.2 Par l'aspect des photographies, on peut estimer que le diamètre extérieur de l'appareil à fusion par jet est de 1,70 m; la hauteur de la partie cylindrique de 1,40 m; la hauteur totale du récipient de 1,70 m. Les dimensions intérieures sont probablement de 1 x 1 x 1 m et le poids de l'acier contenu est donc de 500 kg environ.
5. - 5.1 Dans le procédé, le gaz naturel est employé sans traitement préliminaire; l'emploi du gaz recyclé, c'est-à-dire d'un mélange de CO + H<sub>2</sub> est probable.
6. - 6.1 Canada du Nord.
- 6.2 ) Minerais hématites à basse teneur. Ce matériau est aggloméré et réduit en magnétite par le procédé "Flash magnetizing roaster", qui est aussi développé dans ce laboratoire. Ensuite,
- 6.4 ) la magnétite est concentrée magnétiquement.
- 6.3 Fines de concentration de magnétite.
8. - Bien qu'aucune température ne soit mentionnée, il est très probable qu'elle est de l'ordre de 1600° C.
9. - La réduction a lieu à la pression atmosphérique.
10. - Si ce procédé aboutit à un produit, celui-ci sera de la fonte brute ou de l'acier liquide.

17. - 17.1 Il nous semble que l'on n'a pas encore fait d'expériences avec ce procédé.

17.4 Il est probable que les réfractaires s'usent rapidement à cause de la haute teneur en FeO de l'atmosphère du four.

18. - 18.1 Un opuscule a été publié sous le titre "Ontario Research Foundation pilot plant for iron ore concentration and steel making", en novembre (?) 1957.