

**COMMUNAUTE EUROPEENNE  
DU CHARBON ET DE L'ACIER**

**HAUTE AUTORITE**

**ETUDE BIBLIOGRAPHIQUE DES**

**PROCEDES de REDUCTION DIRECTE**

**DES MINERAIS DE FER**

**(Production de fer en dehors du haut-fourneau)**

**Décembre 1960**



## CADRE DE CLASSEMENT DES RENSEIGNEMENTS

### PROCEDES DE REDUCTION 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 PROCEDE (dessin figuratif)

#### 3. - INSTALLATIONS NECESSAIRES

#### 4. - ETAT DE DEVELOPPEMENT

- 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 de 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



**ETUDE BIBLIOGRAPHIQUE DES**  
**PROCEDES DE REDUCTION DIRECTE**  
**DES MINERAIS DE FER**  
**(Production de fer en dehors du haut-fourneau)**

**Décembre 1960**



## S O M M A I R E

	<u>Page</u>
- Procédés de réduction directe des minerais de fer	5
- Classification des procédés de réduction directe des minerais de fer	7
- Procédés	
1 - Elektrokemisk	9
2 - Strategic-Udy	14
3 - Dwight-Lloyd-Mac Wane	19
4 - ORCARB	23
5 - de Sy	27
6 - Basset	31
7 - Stürzelberg	35
8 - Krupp-Renn	39
9 - R-N	47
10 - Krupp-Eisenschwamm	53
11 - Kalling (Avesta)	57
12 - Kalling (Domnarfvet)	61
13 - Höganäs	65
14 - Freeman	69
15 - Jet Smelting	73
16 - Flame Smelting	77
17 - Wiberg	81
18 - Hojalata y Lamina	87
19 - Finsider	93
20 - O.R.F.	97
21 - Republic Steel	99
22 - H-Iron	101
23 - E.R.L.	107
24 - Nu-Iron	111
25 - Novalfer-Onia	115
26 - CO-C-Fer	119
27 - Stelling	123
28 - Elektro-Fluidisation	127



Luxembourg, Décembre 1960

PROCEDES DE REDUCTION DIRECTE DES  
MINERAIS DE FER

---

Etude bibliographique

Répondant à un voeu de la Commission de la Recherche Technique Sidérurgique instituée auprès d'elle par la Haute Autorité, un groupe d'experts constitué par celle-ci a extrait systématiquement de la documentation relative à la réduction directe du minerai de fer les principales données techniques et économiques permettant aux intéressés de se faire une première idée de l'intérêt de chaque procédé, compte tenu des conditions locales d'approvisionnement, notamment en minerai, combustible et énergie.

L'ouvrage parut en 1958.

Depuis, de nouveaux procédés ont fait leur apparition, d'autres ont décliné. Le Congrès International sur la Réduction Directe tenu à CHICAGO en Mai 1960 a modifié certaines perspectives.

Pour la mettre au point, un nouvel effort important a été fourni par les experts suivants, dont le travail consciencieux mérite d'être souligné.

Allemagne : M. KEGEL, du Verein Deutscher Eisenhüttenleute  
M. WILLEMS de la Société PHÖNIX RHEINROHR

Belgique: )  
Luxembourg:) MM. DECKER, GOUZOU ) du Centre National de Recherches  
Pays-Bas: ) et POOS ) Métallurgiques belge

France : MM. ASTIER et FOLIE, de l'Institut de Recherches de la Sidérurgie

Italie : M. PALAZZI, de l'Institut Sidérurgique FINSIDER

En vue de faciliter l'utilisation du document, les renseignements offerts pour chaque procédé ont été uniformément présentés selon un cadre de classement constituant un fascicule séparé.

L'étude actuelle porte sur 28 procédés. Ceux-ci ont été classés d'après la nature du réducteur d'une part, d'après l'état physique du produit obtenu d'autre part.

Le schéma de cette classification figure à la page suivante.

En outre un tableau récapitulatif des divers procédés, inséré à la fin de l'ouvrage, donne une vue d'ensemble des techniques de réduction directe rassemblées dans la présente étude.

CLASSIFICATION DES PROCEDES DE REDUCTION DIRECTE DES MINERAIS DE FER

Famille de procédés d'après la nature du réducteur	Classification supplémentaire à l'intérieur de chaque famille	Désignation des procédés	Numéro
Réducteurs solides	Produits liquides		
	Four électrique	Elektrokemisk	1.111
		Strategic - Udy	1.112
		Dwight-Lloyd-Mac Wane	1.113
		ORCARB	1.114
		de Sy	1.115
	Four tournant	Basset	1.121
		Stürzelberg	1.122
	Fusion pâteuse	Krupp-Renn	1.21
	Produits solides	R - N	1.31
		Krupp-Eisenschwamm	1.32
		Kalling - Avesta	1.33
		Kalling - Domnarfvet	1.34
		Höganäs	1.35
		Freemann	1.36
	Réducteurs gazeux	Produits liquides	Jet smelting
		Flame smelting	2.12
Produits solides			
Minerais en morceaux		Wiberg	2.211
		H.Y.L.	2.212
		Finsider	2.213
Minerais fins (lit fixe)		O.R.F.	2.221
		Republic Steel	2.222
Fluidisation		H-Iron	2.231
		E.R.L.	2.232
		Nu-Iron	2.233
		Novalfer-Onia	2.234
		CO-C-Fer	2.235
Stelling		2.236	
Elektro-Fluidisation		2.237	



## Procédé ELECTROKEMISK

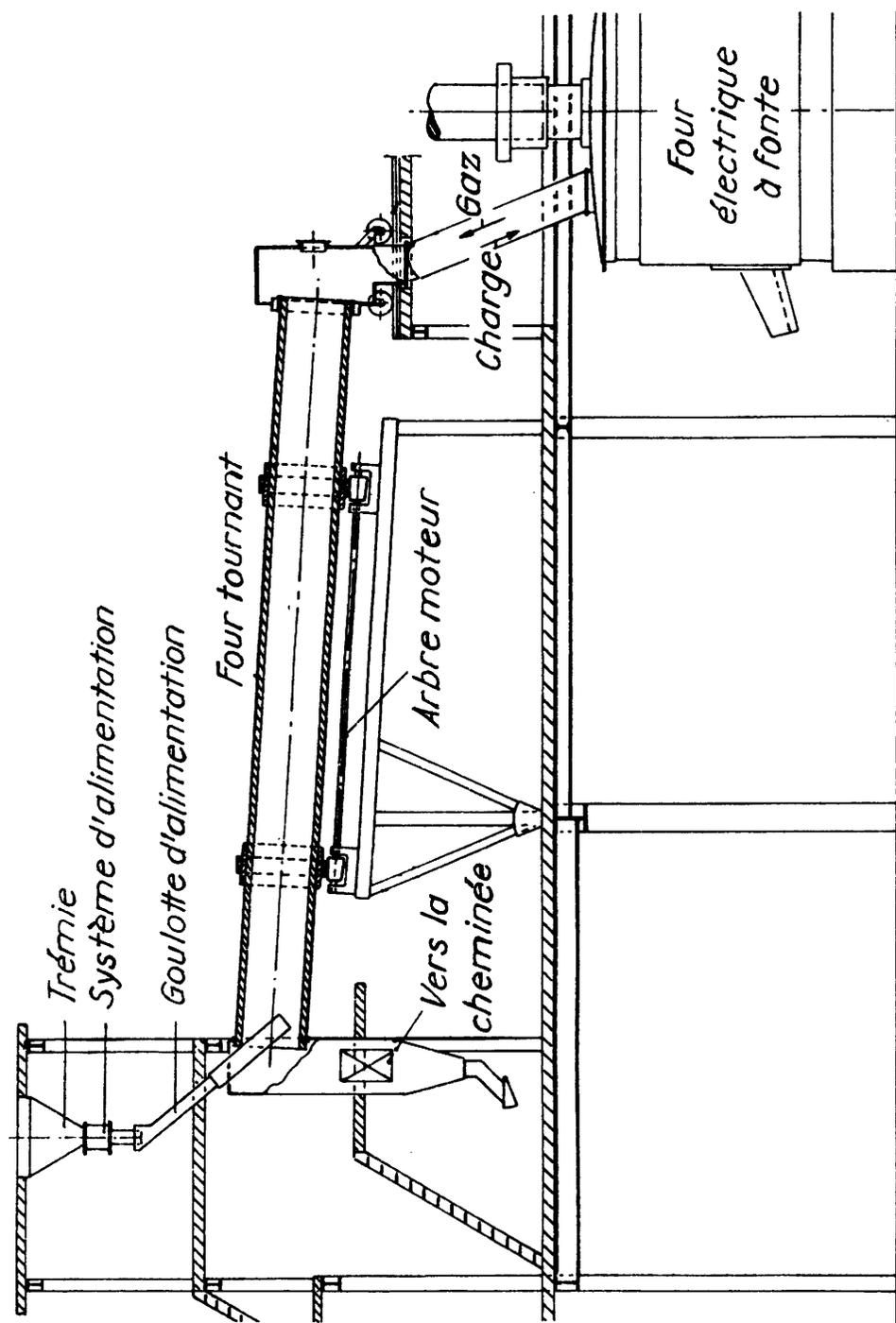
1. - 1.1 Procédé Elektrokemisk.
  - 1.2 Préchauffage et préréduction en four tournant, réduction finale et fusion au four électrique tournant à une électrode.
  - 1.3 F.C. Collin - Oslo.
  - 1.4 Elektrokemisk A/S; Fiskaa-Werk, Kristiansand, Norvège.
2. - Dessin joint.

Pour le préchauffage et 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. Pour les installations industrielles on vise à utiliser le CO en provenance du four de fusion électrique. Les matières pré-réduites à un taux d'environ 40 - 65 % 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 monophasé tournant à une électrode.

"Il est d'ailleurs à noter qu'un accord a été conclu entre Elektrokemisk, d'une part, Strategic Materials Corporation et Koppers Company, d'autre part, en vue de faire étudier par Elektrokemisk les fours électriques du procédé Strategic-Udy."
4. - 4.2 Kristiansand, Norvège

Four tournant et four électrique rotatif monophasé à une électrode. Longueur du four tournant : 8,20 m.
5. - 5.1 Poussier de coke, semi-coke, fines de charbon.
  - 5.3 Grains fins (3-20 mm).

Coke ou poussier de coke avec 80 % de carbone fixe, 4-14 % de matières volatiles, 7-14 % de cendres. Charbon brut, 50-75 % de carbone fixe, 20-40 % de matières volatiles, 5-10 % de cendres.
6. - 6.2 53-63 % de Fe.
  - 6.3 Pellets, agglomérés ou minerais en morceaux (< 35 mm).
  - 6.4 Pelletisation ou agglomération des concentrés; pour des minerais en morceaux; aucune préparation.
8. - Dans le four tournant : 1050° C.
10. - A la sortie du four tournant, le produit se présente :



1. ELEKTROKEMISK

10.1 En grains. Même granulométrie qu'à l'entrée.

10.3.1 Maximum 65 %.

11. - La réduction complète et la fusion ont lieu au four électrique tournant à une électrode; dans une installation industrielle au four triphasé.
12. - 12.1 Fonte liquide.  
12.2 2,5 - 4,0 C, 1-2% Si, 0,03 % S.
13. -  
13.2 Environ 95 %.
14. - Fonte.
15. - 15.1 300 - 350 kg de carbone fixe.  
15.2 Par les essais en atelier-pilote, les besoins de chauffage du four tournant sont couverts par une combustion d'huile. Dans les installations industrielles les besoins de chauffage seront couverts par combustion de CO formé lors de la réduction des oxydes de fer au four tournant et au four de fusion. De plus, on utilisera la combustion des matières volatiles du réducteur, et si nécessaire un appoint d'huile, de gaz naturel, etc. Le total de la consommation de calories dépend du degré de préréduction.  
15.3 15.3.1 1050 - 1400 kWh, suivant le degré de préréduction.
17. - Selon les indications bibliographiques, les résultats expérimentaux peuvent être transposés sans difficulté aux installations à grande échelle.
18. - 18.1 - F.C. Collin et O.A. Grytting, Journal of MetL, oct.1956, p. 1464/68.  
- F.C. Wright, Metall Progress, oct. 1957, p.99/104.  
- F.C. Collin, "Electric Smelting of iron ores"- Chicago mai 1960.  
18.2 - U.S. Patent 2 694 097, Elektrokemisk A.S.



## Procédé STRATEGIC-UDY

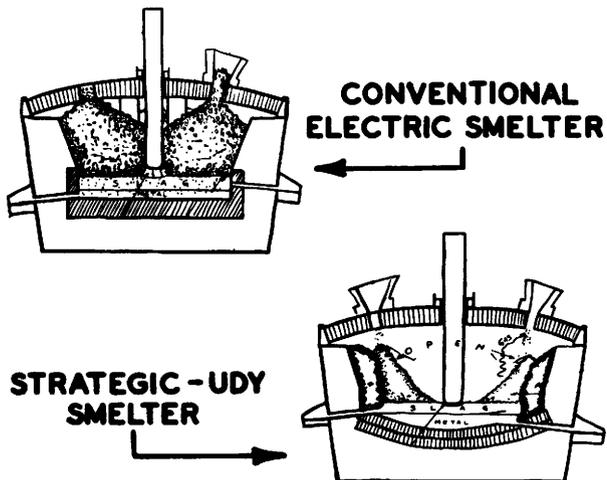
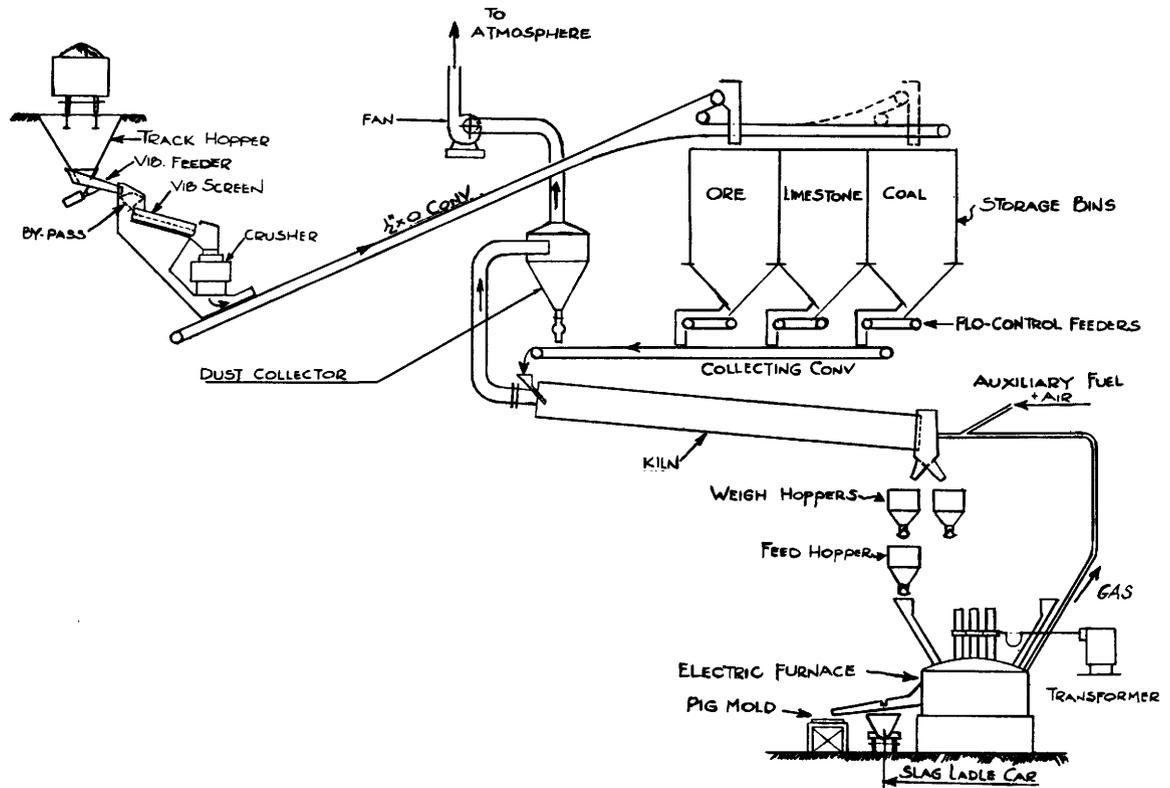
1. - 1.1 Procédé Strategic-Udy
- 1.2 Préchauffage et préréduction en four tournant; réduction finale et fusion dans un four électrique ou autre appareil d'aciérie.
- 1.3 Dr MARVIN J. UDY et Strategic Materials Corp.
- 1.4 Strategic Materials Corporation, 161, East 42nd Street  
NEW YORK 17, N.Y.  
et KOPPERS Company, Inc., KOPPERS BUILDING, PITTSBURG/19 Pa.
- 1.5 a/ Les promoteurs ci-dessus ont fait savoir en octobre 1958 qu'ils avaient pris contact avec 14 sociétés alors qu'en décembre 1959, 160 sociétés s'intéressaient, dans le monde, à ce procédé.  
b/ Québec South Shore Steel Corp. (Quesco), Usine en construction à Varennes.  
c/ Contrat de construction d'une usine avec la Sté Mylamaque devant être construite près de Kingston, Ontario (Canada).  
d/ Contrat de construction d'une usine pour traiter des scories cuivreuses, avec ZECKENDORF ASSOCIATES.  
e/ Projet divers dans de nombreux pays : Canada, Etats-Unis, Grèce, Italie, Espagne, Mexique, Grande-Bretagne, Indes, Egypte, Philippines, Equateur, etc.....

### 2. - Dessin joint (Fig. 1)

Le mélange de minerai, castine et charbon est introduit, de façon continue dans le four tournant, chauffé en partie par les gaz, à forte teneur en CO, se dégageant du four électrique; le minerai y subit une préréduction, un grillage et chauffage poussé, le charbon une semi-cokéfaction. Les produits obtenus sont déversés à la périphérie d'un four à arc à courant triphasé, directement dans la zone de fusion, au moyen de trémies calorifugées.

L'originalité du procédé réside dans la conduite du four électrique, où l'espace au-dessus des électrodes est libre, ces électrodes étant très rapprochées du laitier (moins de 1/2 in. = 13 mm) ou même enfoncées dans celui-ci (jusque 3 in. soit 76 mm. à l'intérieur du bain), le chauffage a lieu presque uniquement par résistance. En plan, les électrodes sont écartées de 2 m ou plus (Fig. 2)

3. - a/ une installation de préparation des matières premières (concasage, criblage)  
- b/ four tournant pour préréduction ;  
- c/ four électrique pour réduction finale.
4. - 4.1 Strategic Metallurgical and Chemical Processes Ltd., filiale de la Strategic Material Corp.



2. STRATEGIC - UDY

- 4.2 (voir 4.1)
  - 4.2.1 Niagara Falls, Ontario (Canada)
  - 4.2.2 Four tournant de 24 m (80 ft), diamètre extérieur 1,8 m (6 ft) et intérieur 1,4 m  
3 fours électriques de 1000 kVA; usine à oxygène, four électrique, spectrographe à rayon X
  - 4.2.3 Environ 15 à 20 tonnes
- 4.3 En projet pour la Quesco (voir 1.5)
  - 4.3.1 Varennes sur le St. Laurent (près de Montréal)
  - 4.3.2 Four tournant de 106 mètres, diamètre extérieur 3,6 m  
2 Bas Fourneaux de 12 500 kVA.  
2 Fours électriques d'affinage.
  - 4.3.3 Prévu: 400 t/j de laminés et fonte, en partant de minerai à 48 % de fer.
  - 4.3.4 Exploitation continue.
- 5. - 5.1 Le réducteur est du charbon, charbon gras, lignite ou anthracite.  
On a utilisé avec succès des charbons à 0,40 % M.V., des lignites à 48 % M.V. et des charbons titrant jusqu'à 3 % de soufre.
- 5.2 Broyage à environ 13 mm (1/2 in.)
- 5.3 Fines, la teneur en carbone fixe peut varier de 30 à 85 %.
- 5.4 Ce charbon est échauffé dans l'appareil de préréduction, four tournant, en même temps que les minerais auxquels il est mélangé.
- 6. - 6.1 Des essais ont été effectués sur des minerais divers : ordinaires, latéritiques, titanifères, déchets de la métallurgie du cuivre, etc.....; on a traité, en particulier, des minerais sulfureux (titrant jusqu'à 1 % S) ou phosphoreux (jusqu'à 0,8 % P) et même des fines à 200 mailles Tyler (soit 0,074 mm)
- 6.2 Les consommations de matières citées en 15, sont données pour des minerais contenant 57 à 59 % de fer, mais on pourrait traiter des minerais beaucoup plus pauvres jusqu'à 33 % de fer.
- 6.3 Fines, moins de 6 mm et jusqu'à 10 mm.
- 6.4 Eventuellement broyage à environ 6 mm (1/4 in.) puis mélange avec le charbon réducteur et le fondant.
- 7. - 7.1 Castine ou chaux.
- 7.2 Pas de spécifications spéciales.
- 7.3 Broyage à environ 6 mm, comme le minerai.
- 8. - La température à l'intérieur du four tournant n'est limitée que par le point de ramollissement des minerais; en pratique on ne dépasse pas 1100° pour éviter leur agglutination et des garnissages annulaires.
- 10. - A la sortie du four tournant de préréduction, le produit se présente:
  - 10.1 Solide, à peu près à la même granulométrie qu'à l'entrée, c'est-à-dire moins de 10 mm.

10.3

10.3.1 50 à 60 %, au four tournant, un taux de réduction plus élevé, de l'ordre de 80 % a même été essayé.

11. - La réduction complète et la fusion ont lieu dans un four électrique à arc, courant triphasé; le charbon cokéfié dans le four tournant y achève la réduction, on peut encore y ajouter un complément de charbon en quantité variable suivant le degré de réduction à obtenir.
12. - 12.1 Métal liquide (fonte ou semi-acier)  
12.2 Teneur en carbone variable de 0,6 à 4 %.
13. - Les seules pertes de fer le sont dans le laitier, la teneur en fer de laitier dépend essentiellement de la conduite du four pour obtenir une fonte ou un semi-acier.
- 14.- Le produit final est de la fonte ou un semi-acier.
- 15.- D'après les promoteurs du procédé et pour des minerais à environ 58 % de fer.
- 15.1 430 kg de charbon à 80 % de carbone fixe.
- 15.2 Charbons réducteurs (voir 15.1) plus environ 7 à 8 kg d'électrodes.
- 15.3  
15.3.1 1110 kWh  
15.3.2 28 kWh
- 15.4  
15.4.2 75 kg
- 15.6 115 m<sup>3</sup>
- 15.8 Main-d'oeuvre directe 1,25 h (pour 300 t/j.)
- 15.9 Main-d'oeuvre indirecte et supervision 0,55 h (pour 300 t/j.)
16. - 16.1 Pour une capacité de 300 à 600 t/j, on compte 50 à 55 dollars par t/an.
17. - 17.1 Le procédé a fait l'objet de nombreux essais et études à l'échelle semi-industrielle dans l'atelier pilote de Niagara-Falls. Des projets d'usines de faible capacité (300 t/j.) sont à l'étude. (Cf. 1-5).
- 17.2 Les promoteurs ne semblent pas craindre le dégagement de goudrons et matières volatiles des charbons divers employés, ils envisagent de les brûler par une arrivée d'air secondaire au milieu du four tournant.
- 17.3 Les possibilités d'utilisation sont très nombreuses :
- a/ La production de fonte (3,5 % de C) ou de métal à faible teneur en carbone (0,2 %) procure une souplesse avantageuse et permet la création de petites unités dans des pays en cours de développement.
- b/ Utilisation de fines et concentrés sans préparation spéciale.

- c/ Emploi de charbons quelconques: bitumeux, anthracite, tourbe, lignite, etc ....
- d/ Traitement de minerais divers : latérites, titanifères, de manganèse, etc....

17.4 Le traitement des latérites avec production de ferro-nickel et ferro-chrome pourrait être cause d'érosion des réfractaires.

18. - 18.1 1 - J.J. BURKE - Ferromanganese - Journal of Metals mars 1957 pp. 340 à 342.
- 2 - C. MAMEN - Ferromanganese Plant at Niagara Falls, Canadian Mining Journal, mars 1957, pp. 70 à 72.
- 3 - - New Process Puts Higher Profit in Low Grade Ores. The Iron Age, 4 avril 1957, pp. 102 - 103.
- 4 - C. MAMEN - Key to Low Recovery Costs Chemical Engineering - avril 1957 - pp. 166,168.
- 5 - - Direct Reduction Process is Home. Chemical and Engineering News, 14 avril 1958 - page 48.
- (+) 6-Dr MARVIN-J.UDY et ROBERT A BLACKBURN - The Strategic Udy Direct Reduction Process. Communication à l'Association of Iron and Steel Engineers Cleveland le 25 septembre 1958.
- Larges extraites de cette communication dans Iron and Coal du 19 décembre 58 pp.1463-67 (Traduction CIT 1959 n° 4 pp. 711 à 719).
- 7- - New Way To Make Better Iron. Business Week - 27 septembre en 1958.
- 8- - Process adds Economy to Electric Furnace Smelting. The Iron Age, 5 octobre pp. 81 à 83.
- (+) 9- Strategic Materials Corp. Summary of Metallurgical and Chemical Processes and Know - How 1. Novembre 1958.
- (+)10- M.J. UDY and M.C. UDY - Selective Smelting of Lateric Ores - Journal of Metals; mai 1959 - pp. 311 à 314.
- (+)11- J. ASTIER- Procédé de Réduction Directe Strategic-Udy- Rapport Intérieur à l'IRSID n° RI 94 - août 1958.
- De nombreux échos dans la presse technique et économique.
- (+)12- Frank SENIOR - The Strategic-Udy Process Universal Smelting (connu à The Metallurgical Society of the American Institute of Mineral, Metallurgical and Petroleum Engineers, Inc. 3 nov. 1959).
- (+)13- Dr. Murray C. UDY - The Strategic-Udy Process for Smelting Iron Ores - Publ. Strategic-Udy du 13.4.60 présentée au Congrès de Chicago les 3-4-5 Mai 1960.
- (+) Documents consultés.

18.2 - Brevets U.S. Patent Office n°:

2674 531 délivré le 6 avril 54 - Iron Recovery  
2805 929 délivré le 10 septembre 57 - Processes for obtaining Iron from Material Containing Iron Oxides  
2805 930 délivré le 10 septembre 57 - Process of Producing Iron from Iron-Oxide material -

On peut également consulter les brevets suivants :

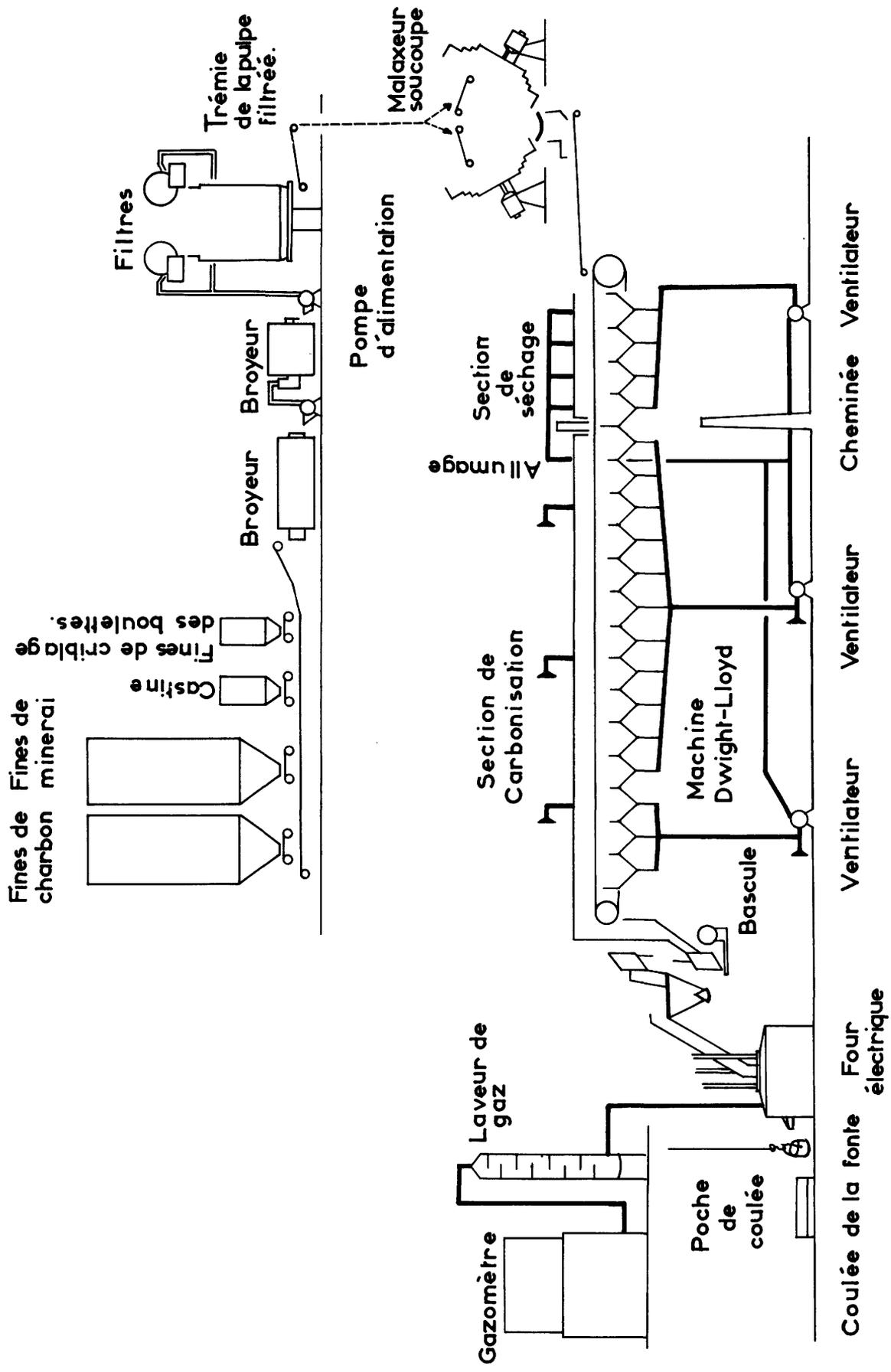
Ferro-Manganese - US PATENT N°	2549 994 - 24 avril 1951
	2775 518 - 25 déc. 1956
	2830 890 - 15 avril 1958
	2830 891 - 15 avril 1958
Ferro-Chrome - US PATENT N°	2582 469 - 15 janv. 1952
	2845 342 - 29 juil. 1958
Ferro - Ti et A <sub>1</sub> US PATENT N°	2830 892 - 15 avril 1958

## Procédé DLM

1. - 1.1 Procédé DLM (Dwight-Lloyd Mc Wane)
  - 1.2 Préchauffage et préréduction sur chaîne d'agglomération système Dwight-Lloyd; réduction finale et fusion dans un four électrique.
  - 1.3 Samuel L. CASE - Mc Wane Cast Iron Pipe Co, BIRMINGHAM (1957)
  - 1.4 Mc Dowell Company, Inc. (Dwight-Lloyd Division)  
16300 Waterloo Road, Cleveland 10, OHIO, USA -
2. - Dessin joint.

Le procédé comprend les opérations suivantes :

  1. - Préparation de la charge par mélange du charbon, des fines de minerais et des additions (préalablement broyées à 10 mailles soit 1,65 mm) puis broyage fin (à quelques 100 mailles, soit 0,15 mm) dans l'eau, épaississage et filtration. Les gâteaux de filtres reçoivent alors l'addition des retours et ils sont "conditionnés" (c'est-à-dire démottés et mélangés dans un trommel muni d'arbre à palettes) puis bouletés sur un plateau du type "soucoupe".
  2. - Agglomération et carbonisation des boulettes sur une bande continue type Dwight-Lloyd comprenant les sections: séchage, allumage et carbonisation.
  - 3.- Criblage de l'aggloméré à chaud et chargement dans un four électrique où s'achève la réduction et où l'on fait la fusion.
3. - a) Une chaîne d'agglomération Dwight-Lloyd munie d'une installation de préparation permettant un broyage, une agglutination en boulettes, un capotage permettant le préséchage, la carbonisation et le recyclage des gaz.  
b) Un four électrique à fonte.
4. - 4.1 Mc DOWELL (voir 1-4)
  - 4.2 Mc DOWELL (voir 1-4)
    - 4.2.1. Cleveland 10, OHIO, U.S.A. -
    - 4.2.2. Chaîne d'agglomération de 2 pieds de large, 15 3/4 pieds de long - (0,60 m x 4,80 m) bâtiment groupant les installations environ 15 x 15 m.
    - 4.2.3 Environ 8 tonnes de fonte par jour
  - 4.3 Il n'y a actuellement semble-t-il que des projets.



3. DWIGHT - LLOYD - MAC WANE

- 5. - 5.1 Charbons non cokéfiables.
- 5.2 Mélange avec fines de minerai à réduire et additions (proportion environ 1/3 charbon, 2/3 minerai) broyage fin (100 mailles = 0,15 mm) dans l'eau, épauissage et filtration.
- 5.3 Etat solide finement broyé (100 mailles, soit 0,15 mm).
- 5.4 Le préchauffage est pratiqué dans l'appareil lui-même (chaîne continue Dwight Lloyd).
- 6. - 6.1 Des essais ont été faits sur de nombreux minerais, nous donnons ici quelques résultats sur Minerais de Mesabi.
- 6.2 51,5 % Fe sur humide (8 % eau)
- 6.3 Broyés à 10 mailles (1,65 mm)
- 6.4 Mélange avec charbon et additions puis broyage (5-2), épauissage et filtration. Les gâteaux de filtres sont additionnés de fines de retour puis démottés et mélangés dans un trommel, finalement boulettés sur un plateau granulateur en boulettes de l'ordre de 1/2 pouce de diamètre.
- 7. - 7.1 Castine
- 7.3 Comme 6.3 -
- 8. - Environ 1100°C dans la charge sur la chaîne Dwight Lloyd.
- 10. - Il s'agit d'un procédé en deux stades comprenant un préchauffage et une préréduction sur grille, d'une part, et l'achèvement de la réduction et la fusion dans un four électrique, d'autre part.
  - A.- Préchauffage et préréduction -
  - 10.1 Boulettes chaudes (vers 900°C)
  - 10.2 Minerai précédent (voir ci-dessous)
    - 10.3.1 Préréduction à 55 ou 60 %.
  - B.- Fusion
  - 10.1 Fonte liquide -
- 11. - Affinage d'une fonte normale.
- 12. - 12.1 Fonte liquide
- 13. - )
- ) Analogue à l'élaboration normale de la fonte.
- 14. - )
- 15. - D'après les promoteurs du procédé :
  - 15.1 Environ 850 kg. de charbons à 8 % H 20 et 7 à 10 % cendres.
  - 15.2 Charbons réducteurs + 4 kg. électrodes Söderberg.
    - 15.3.1 1050 kWh
    - 15.3.2 70 kWh

16. - D'après les promoteurs du procédé :

<u>Nombre d'unités :</u>	<u>1</u>	<u>2</u>	<u>3</u>
tf/j	362	724	1 086
tf/an	122 000	244 000	366 000
<u>Coût total</u>			
en millions de dollars	7,5	13,5	19,5
<u>Coût par tonne</u>			
<u>annuelle de fonte</u>			
en dollars	61,5	55,5	53

17. - 17.1 Le procédé en est actuellement au stade d'un atelier pilote de capacité assez faible (environ 8 t/j.)
- 17.2 Les difficultés de marche éventuelles ne sont pas très bien connues.
- 17.3 Le procédé DLM fait partie de l'ensemble des recherches entreprises pour améliorer les conditions économiques d'emploi des fours électriques à fonte. Il permettra certainement d'arriver à des consommations d'énergie électrique intéressante, mais la mise au mille de charbon paraît, tout au moins pour l'instant, encore très élevée.
18. - 18.1 The case for Direct Reduction  
"Steel" 28 oct. 57 p. 180, 182, 185, 188, 190 et 192.
- 18.2 Brevet américain U.S. Patent n° 2806779 du 17 septembre 1957.  
Plusieurs autres brevets demandés.

## Procédé ORCARB

1. -

- 1.1 Procédé ORCARB
- 1.2 Bouletage et agglomération de minerais avec des charbons à coke à haute teneur en matières volatiles, préréduction au four tournant et fusion au four électrique.
- 1.3 E.C. Lesher
- 1.4 Swindell-Dressler Corporation, Pittsburgh, Pennsylvania.

2. - (dessin joint)

Une préréduction poussée a lieu dans un four tournant et la réduction finale accompagnée de fusion dans un four électrique. L'originalité du procédé réside dans la préparation des matières, préparation spécifiquement ORCARB. Les concentrés de minerais additionnés de fondant, sont d'abord introduits par convoyeur à vis dans un four tournant chauffé intérieurement par un brûleur axial à une température d'environ 600°C, le produit obtenu déversé par une trémie calorifugée sur un convoyeur additionné de fines de charbons à haute teneur en matières volatiles, le tout est introduit à environ 350°C dans un tambour en métal, sans revêtement intérieur, tournant à une vitesse périphérique de 25 mm. Le tambour (ORCARB retort) est chauffé extérieurement, il s'y produit un ramolissement, un bouletage et une semi-cokéfaction du charbon, le déversement à la sortie se fait dans le four tournant de préréduction. L'opération est continue.

3. -

Un four de préchauffage  
Un tambour bouleteur chauffé  
Un four tournant de préréduction  
Un four électrique à arc.

4.

### 4.2 Swindel-Dressler Pilot Plant

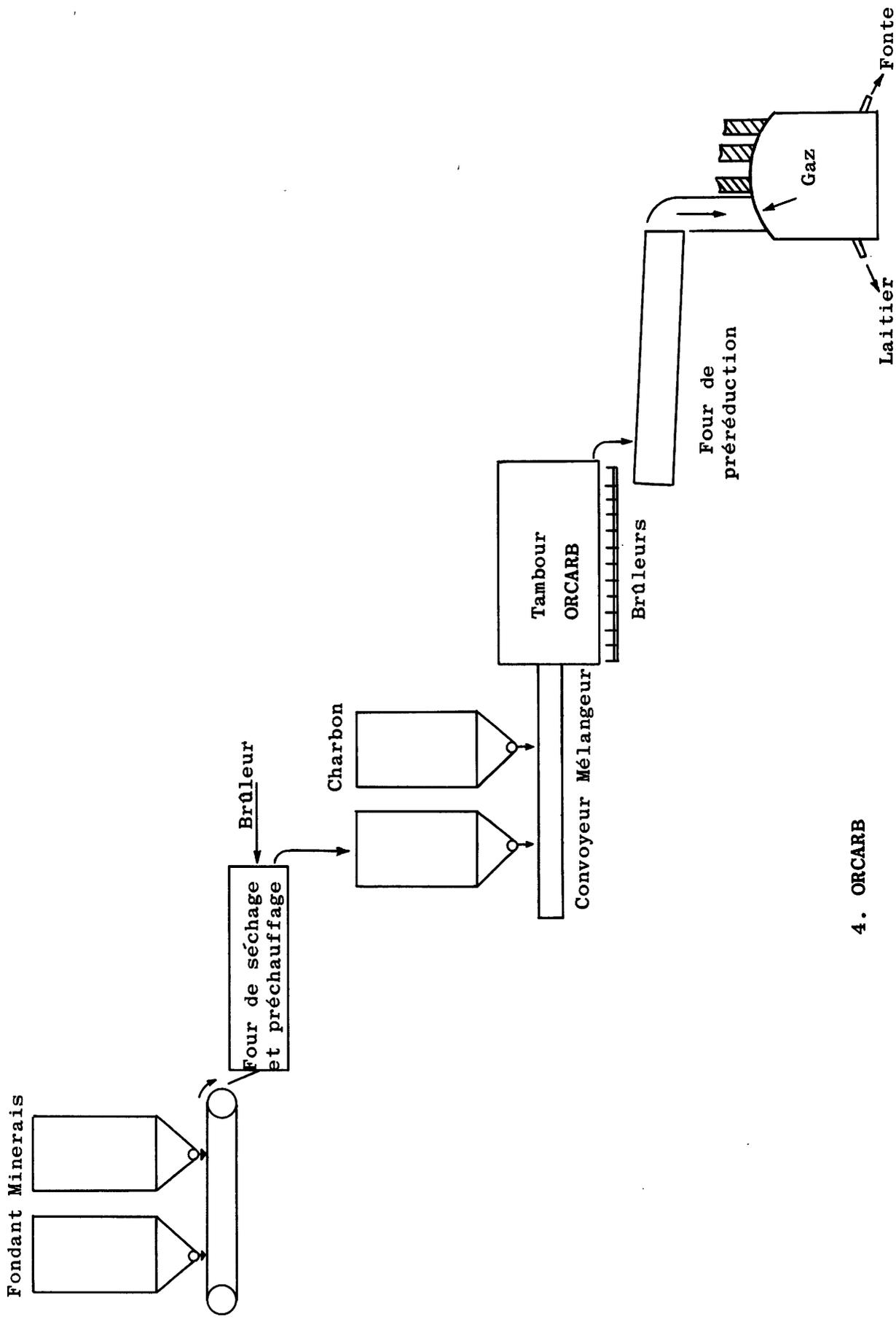
4.2.1 Indianola (Pennsylvanie) Etats-Unis d'Amérique, environ 15 km au NE de Pittsburgh

4.2.2 -Four de préchauffage : 0,92 m Ø int., long. 3,66 m (3 x 12 ft)

-Four tournant de préréduction: 0,76 m de Ø int., long. 6,1 m (2,5 x 20 ft) revêtement réfractaire de 15 cm (6") d'épaisseur

-Four électrique à arc de fusion: sole de 76 cm (2,5 ft) de diamètre intérieur, trois électrodes en triangle, de 10,2 cm (4 ")

4.2.3 -1,1 à 1,6 tonnes/24 heures en marche continue.



4. ORCARB

- 5.-
  - 5.1 Charbons cokéfiants à haute teneur en matières volatiles
  - 5.2 Semi-cokéfaction
  - 5.3 Fines 0 - 5 mm (moins de 4 mesh)
  - 5.4 environ 430°C (800°F)
- 6.-
  - 6.2 Concentrés de magnétites et d'hématites
  - 6.3 Très fins, beaucoup de < 325 mesh (0,043 mm)
- 7.-
  - 7.1 Fondants
- 8.- Environ 1000° C (1800 - 1850° F)
- 10.-
  - 10.3.1 Au four tournant 80 %, variable avec la quantité des charbons introduits
- 11.-
  - 11.4 Fusion et réduction finale au four électrique
- 12.-
  - 12.1 Métal liquide
  - 12.2 Plus de 2 % C, moins de 7 % Si
- 14.- Même utilisation que la fonte
- 15.- Chiffres d'exploitation en atelier pilote
  - 15.1 Quantité de charbons calculée pour que le carbone soit en proportion suffisante dans le mélange pour assurer la réduction (20 - 25 %)
  - 15.2 En plus des charbons réducteurs, combustibles gazeux ou liquides pour les brûleurs de chauffage des fours de préparation
  - 15.3 (d'après 1-4) il faut 1100 kWh par tonne de métal produit au four électrique
- 17.-
  - 17.1 Procédé étudié en station pilote depuis le début de l'année 1959 (18.1.4)
- 18.-
  - 18.1
    - 18.1.1 Leshar C.E. - The Orcarb Process for Preparing Iron Ore Concentrates for Smelting in the Electric Furnace Tidsskr Kjerni, Bergvesen Met., 1954, 14 nov. p.159-165

- (°) 18.1.2 Leshner C.E. - Agglomerating fine size ores with low temperature coke  
Mining Engineering, oct. 55, p. 944-948 et Journal of Metals oct. 55, 7, n° 10  
p. 1114-1118 (Transactions AIME 203) traduction IT 1245, CIT N° 2, 1956, p. 209-220
- 18.1.3 Madsen I.E. - Developments in the iron and steel Industry during 1959.  
Iron and Steel Engineer, janv. 60, p. 116
- (°) 18.1.4 Braddock W.R. - Communication à l'A.I.S.E.  
Western Meeting, San-Francisco le 8 mars 1960
- 18.1.5 Pilot Plant Studies New Direct Reduction Process (Iron and Steel Engineer, févr. 1960, p. 149-150).  
Traduction française du C.D.S. dans la CIT n° 7-8 de 1960 p. 1647-50
- 18.1.6 LESHER (C.E.) - The ORCARB-Electric Furnace Process (Congrès de Chicago, 3-4-5 mai 1960).

## Procédé DE SY

- 1.- 1.1 Procédé De Sy (procédé de réduction directe au four bi-bassin ou multi-bassin à chauffage par induction à la fréquence du réseau).
- 1.2 On utilise un four bi-bassin à chauffage par induction. L'enroulement primaire alimenté à la fréquence du réseau est refroidi à l'eau. Le secondaire est constitué par le bain métallique séparé en deux bassins connectés à la base par des conduites courbées. L'énergie fournie au primaire se trouve dans une gamme de quelques kw à 135 kw et le bain est le siège d'un broyage intense. L'élaboration s'effectue en deux stades simultanés : réduction des oxydes de fer dans le bassin 2 (fig. 1) et carburation de la fonte liquide dans le bassin 1 en milieu fortement réducteur. Ce dernier bassin contient un large excès de carbone partiellement immergé dans la fonte à l'aide d'un plongeur.

Le bassin 2 est alimenté en minerai froid, ou préchauffé ou encore préchauffé et préréduit par les gaz récupérés.

Le four est chargé progressivement. Lors de la coulée, il faut conserver 25 à 30 % du métal produit afin de permettre le démarrage de l'élaboration suivante.

Le four industriel serait un four fixe à débordement continu de métal et de scorie.
- 1.3 Professeur A. De Sy.
- 2.- Le schéma donné (fig.1) se rapporte au four pilote; le four industriel serait fixe et à débordement continu; il aurait une forme de bassin plus ou moins rectangulaire de grande longueur et de faible largeur. Il serait alimenté en courant triphasé (fig. 2).
- 3.- Four bi-bassin ou multi-bassin à chauffage par induction éventuellement complété par un four tournant de préchauffage ou de préréduction par les gaz récupérés, et/ou par du carbone mélangé au minerai.
- 4.-
  - 4.1- Université de Gand.
  - 4.2- 4.2.1 Gand-Belgique.
    - 4.2.2 Le four pilote de 150 kVA possède une cuve de réduction de section ovale de 0.4 x 0.7 m.
    - 4.2.3 1,2 t par 24 h, avec charges de minerai ( $Fe_2O_3$ ) froid jusqu'à 4,8 t par 24 h avec charges préchauffées et préréduites (dépendant du taux de préréduction).
- 5.-
  - 5.1- Réducteur riche en carbone, pauvre en cendres et en soufre: anthracite 0-5 mm ou charbon de bois. La préréduction qui serait très avantageuse dans l'application industrielle du procédé utiliserait des fines d'anthracite ou de charbon industriel mélangées au minerai.

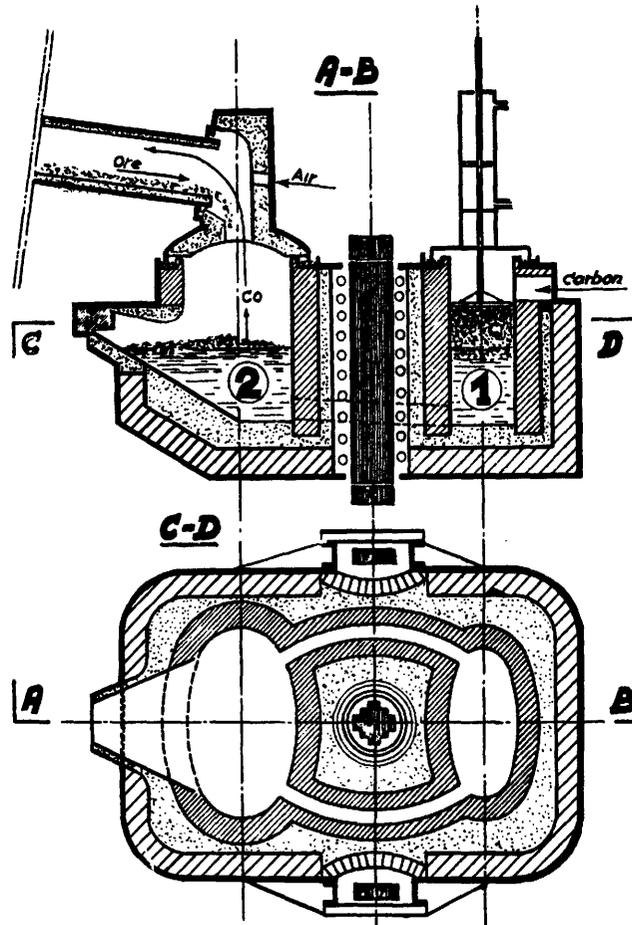


Fig. 1

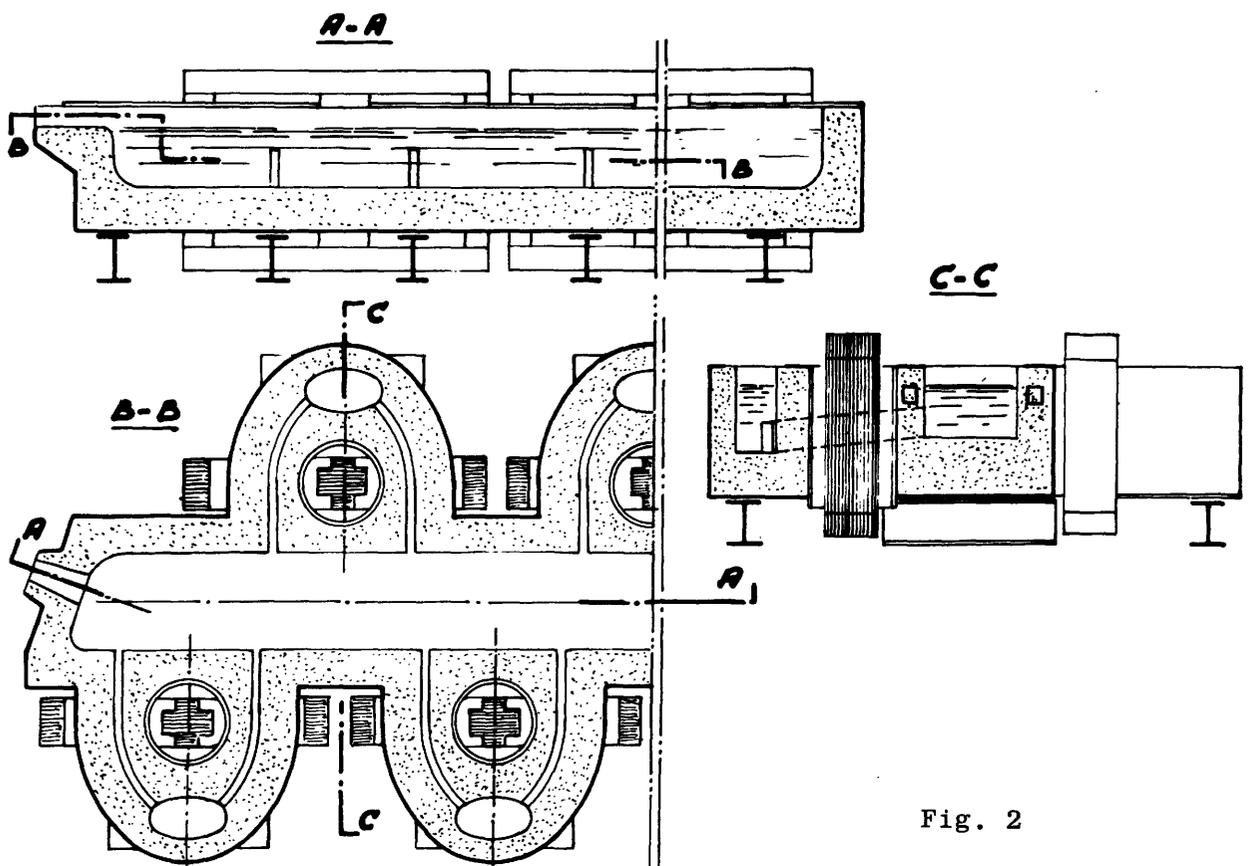


Fig. 2

6. - 6.1 Minerai très riche en fer.
- 6.2 Dans le procédé discontinu (four basculant; remplissage progressif; coulée d'environ 70 % du contenu), la teneur en fer du minerai doit être de 65 % (gangue neutre ou basique) à au moins 67-68 % (gangue acide).
- Dans le procédé continu (four fixe à débordement continu du métal et de scorie), la teneur en fer du minerai sera d'au moins environ 60 %.
- 6.3 Minerai fin ou concassé à moins de 25 mm.
7. - 7.1 Chaux dans le cas où le minerai est siliceux.
8. - En phase de réduction, la température du bain est avantageusement comprise entre 1500 et 1600°C.
9. - Pression atmosphérique.
- 10.- 10.1 Fonte ou acier liquide.
- 10.2 Les premiers essais ont donné les résultats suivants :  
fonte : 4.45 % C - 0.18 % Mn - 0.055 % P - 0.011 % S.  
acier à outils : 0.85 % C - 0.42 % Mn - 0.065 % P -  
0.012 % S - 0.23 % Si.
- 14.- L'auteur préconise l'emploi de 5 fours bi-bassin du type décrit alimentant une poche de désulfuration par addition de chaux. De cette poche, le métal liquide peut être dirigé :
- soit vers le convertisseur LD pour produire de l'acier effervescent;
  - soit vers un four mono-bassin à induction basse fréquence dans lequel seraient faites les additions de minerai préréduit. On obtiendrait ainsi de l'acier effervescent, ou en alimentant un four à arc, de l'acier de haute qualité ou allié;
  - soit directement vers un four à arc pour l'élaboration d'aciers alliés ou non alliés.
- 15.- 15.1 1.6 à 1.7 t hématite riche.
- 15.2 350 kg de carbone pour minerai froid.  
380 kg de carbone pour minerai préréduit à 33 % et porté à 970°C.  
420 kg de carbone pour minerai préréduit à 70-75 % et porté à 970°C.
- 15.3 1830 kwh pour minerai froid (1630 kwh dans un four industriel).  
1010 kwh pour minerai préréduit à 33 % (910 kwh dans un four industriel).  
610 kwh pour minerai préréduit à 70-75 % (540 kwh dans un four industriel).
- 16.- 16.1 5 fours, plus une installation d'affinage, pour une production annuelle de 80.000 t d'acier : § 40 par t/an;
- 16.2 § 30 par t/an pour une production analogue de fonte.
- 17.- 17.1 Les essais se poursuivent sur l'installation pilote.
- 17.2 Limitation du volume du laitier (sinon ébullition trop violente)

17.3 Possibilité de travail en continu, pourvu que la capacité de production soit suffisante: minimum de 2 à 4 t/heure. A cette vitesse de production un débordement continu de fonte et de laitier devient possible (voir la fig. 2 et la publication sous d. de 18.1)

Applications possibles :

- production de fonte destinée à la conversion en acier par l'un des procédés classiques, spécialement pour la fabrication d'aciers électriques de haute pureté
- production de fonte hématite de moulage très pure pour grandes fonderies.

17.4 Dans le four 2, le réfractaire est au contact d'un laitier très oxydant. L'auteur conseille l'emploi de briques en magnésite

18. - 18:1
- a/ De Sy. New Electric Direct Reduction Process Producing Steel or Pig Iron. Blast Furnace, Coke Ovens and Raw Materials Conference, 6 - 8 avril 1959, St Louis, Missouri, Preprint.
  - b/ De Sy. Electric Direct Reduction Process. Journal of Metals avril 1959.
  - c/ De Sy. Nouveau procédé électrique de réduction directe du minerai de fer. Revue de Métallurgie, déc. 1958, 55, n° 12, p. 1161-70.
  - d/ De Sy. Development of the electric induction direct-reduction process  
Chicago Meeting of the Electrochemical Society. May 1960.

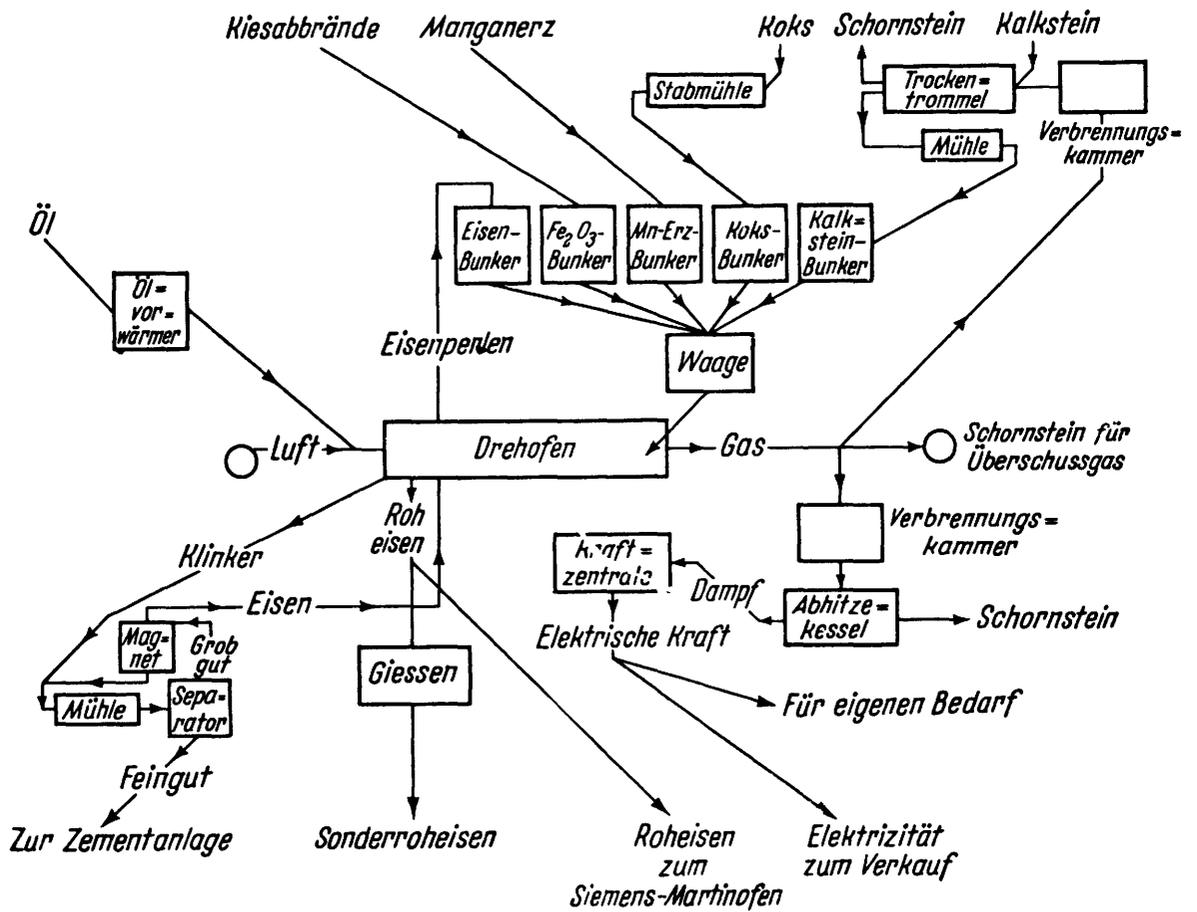
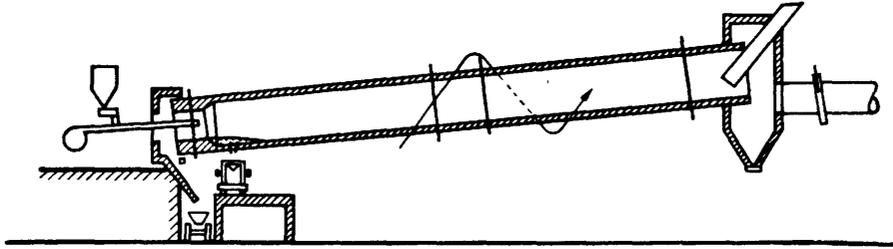
## Procédé BASSET

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.Smith & 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

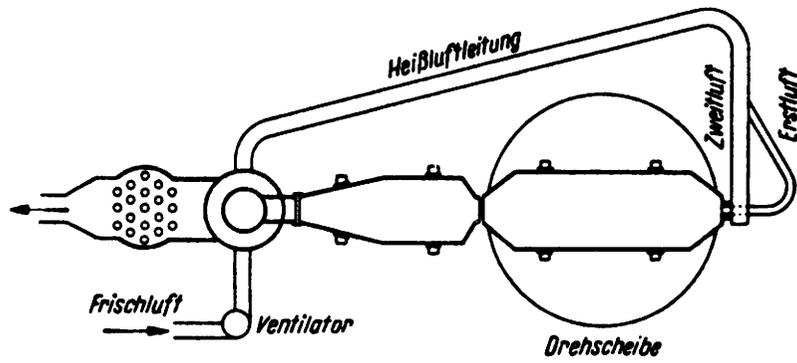
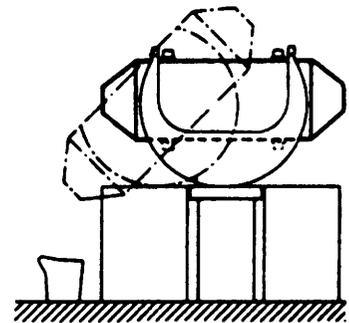
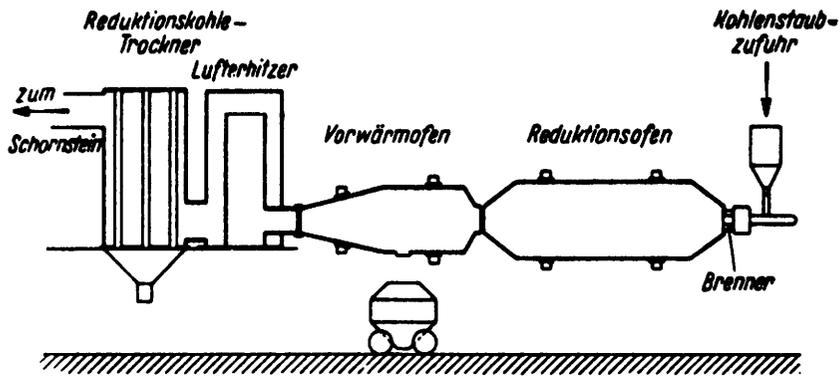
1. Wust F. : Das Basset-Verfahren zur direkten Eisenerzeugung - Stahl u. Eisen 41 (1921), p. 1841/48.
2. Collado P.P. : Die gleichzeitige Herstellung von Eisen und Portlandzement im Drehofen - Tonind.-Ztg. 60 (1936), p.123/124 et 141/43; cf. Stahl u. Eisen 56 (1936), p. 268/69 et R. Durrer, Tonind.-Ztg. 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 coast iron - Rock products 52 (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 im 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. Düsseldorf - 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.
- 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.

## Procédé STÜRZELBERG

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 DEMAG (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 (Düsseldorf).
  - 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 - 45 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.
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 :



7. STÜRZELBERG

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 ø (41 ø 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. : Ueber 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 Roheisengewinnungsverfahrens - 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 u. 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 français - SIM, La documentation métallurgique, 5 avril 1956, p. 75/96.

---

(+) Source bibliographique consultée.

## Procédé KRUPP-RENN

- 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.

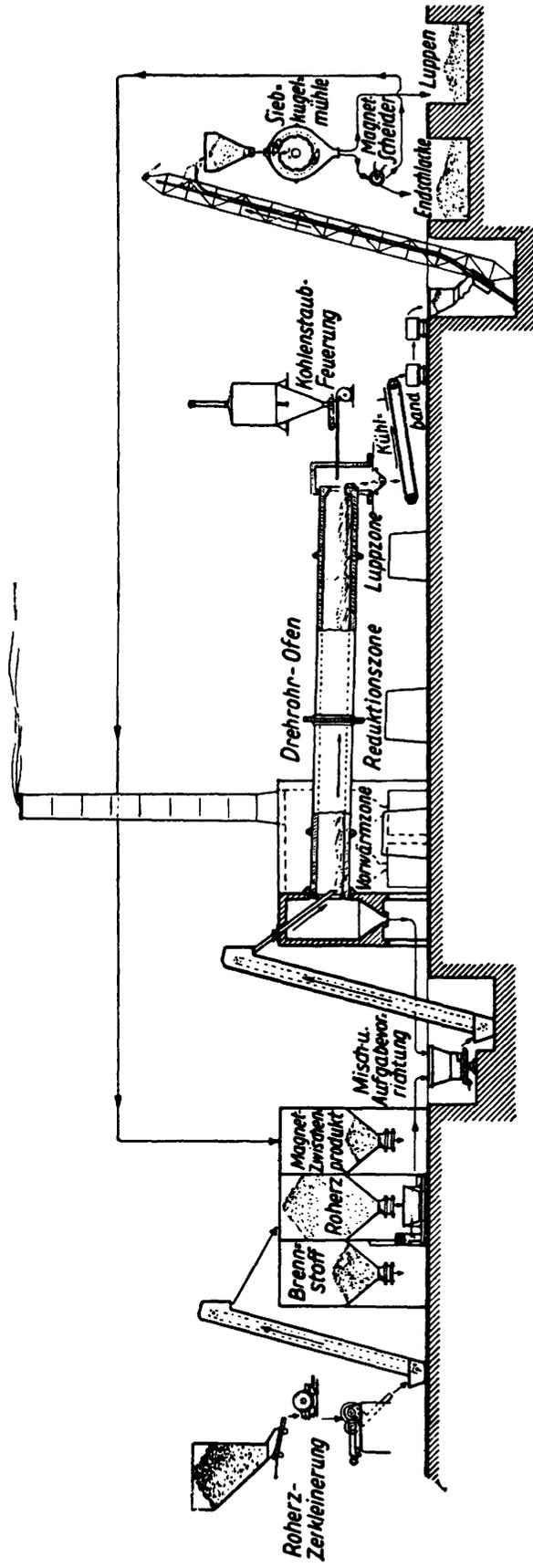
4. 4.2 - 4.2.1 Aciérie de Rheinhausen.
  - 4.2.2 Four tournant d'une longueur de 14 m et d'un  $\emptyset$  intérieur de 90 cm, mesuré à l'intérieur du revêtement réfractaire.
  - 4.2.3 Environ une tonne de loupes par jour. Le facteur déterminant est la teneur en fer du minerai chargé.
- 4.3 - 4.3.1(
  - 4.3.2( Les installations Renn construites jusqu'à présent
  - 4.3.3( ou en cours de construction, sont les suivantes :

Essen-Borbeck, République fédérale d'Allemagne  
(Friedrich Krupp)

1 four de 3,60 m de  $\emptyset$  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.

Frankenstein (Silésie)

2 fours de 3,60 m de  $\emptyset$  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.



8. KRUPP - RENN

Salzgitter-Watenstedt, République fédérale d'Allemagne

(Friedrich Krupp)

3 fours de 4,20 m de  $\emptyset$  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.

Unterwellenborn Thuringe

2 fours de 3,6 m de  $\emptyset$  x 60 m, permettant de traiter chacun 300 à 400 t/jour, selon la composition et la granulométrie du minerai. Traitement de minerais contenant 24 à 33 % de fer et 29 à 26 % de silice.

St-Aegidien, Saxe

2 fours RENN en construction. Dimensions: 4,2 m de  $\emptyset$  x 100 m.

Kralove-Dvur - Tchécoslovaquie

3 fours de 3,6 m de  $\emptyset$  x 60 m pour le traitement de 300 à 325 t/jour chacun d'hématite brune d'une teneur en fer de 30 à 35 % et à forte teneur en silice, 1 four en service depuis 1943, 3 fours en service après la guerre.

Mnisek, Tchécoslovaquie

3 fours RENN

Egpovice , Tchécoslovaquie

10 fours RENN

Czenstochowa Pologne

2 fours RENN seraient en construction.

Anzan Mandchourie (Showa Steel Works)

8 fours de 3,60 m de  $\emptyset$  x 60 m pour le traitement de 300 t/jour chacun de minerai quartzitique contenant 35 à 36 % de fer et 47 à 48 % de silice. Les loupes sont chargées en partie dans l'installation de préaffinage de l'aciérie et en partie dans les hauts fourneaux, ou sont transportées par bateau au Japon.

Seishin Corée (Mitsubishi Shogi Kaisha)

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

Kuji, Japon (Kawasaki Dockyard)

2 fours de 3,60 m de  $\emptyset$  x 60 m, permettant chacun le traitement de 300 t/jour de sables titanifères contenant 34 à 35 % de fer et 5 à 6 % de  $TiO_2$ .

Nihon Yakin KK, Japon

4 fours de 3,60 m de  $\emptyset$  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 premières pour les aciers spéciaux.

Avilès, Espagne

1 four de 3,60 m de  $\varnothing$  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.

Salzgitter-Watenstedt, République fédérale d'Allemagne

(Salzgitter-Ruhr-Gesellschaft)

2 fours mesurant chacun 4,20 m de  $\varnothing$  x 95 m et 1 four de 4,60 m de  $\varnothing$  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.

Borbeck, République fédérale d'Allemagne

(Rhein-Ruhr-Gesellschaft)

6 fours de 4,60 m de  $\varnothing$  x 110 m, permettant de traiter ensemble 4 200 t/jour de minerai. 4 fours sont déjà en service et les 2 autres entreront en service dans le courant de 1960.

- 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  $\varnothing$  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  $\text{CO}_2$ . 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  $\text{SiO}_2$ . 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 de 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 généralement 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 argileuses.
- 7.2 Les additions sont calculées 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 est la pression atmosphérique.
- 10.- 10.1 Le produit se présente à la sortie du four sous forme pâteuse, et on trouve le fer mêlé au laitier pâteux sous forme de loupes solides.
- 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 de 97 à 98 %.
- 11.- Après refroidissement, les matières défournées sont concassées de manière à débarasser 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 mm à des calibres pouvant atteindre presque la grosseur du poing. La granulométrie la plus fréquente se situe entre 1 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 suivant celle 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 %.
- 14.- Les loupes peuvent être utilisées au haut fourneau et en aciérie en remplacement de la ferraille. Le choix entre les appareils d'utilisation dépend avant tout de la composition des matières premières employées.
- 15.- 15.1 Les combustibles nécessaires pour la réduction - fines d'anthracite, 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 2,0 m<sup>3</sup> par t de loupes pour une installation avec recyclage d'eau.
- 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 courant englobent, outre l'entretien habituel des installations mécaniques, les travaux de remise en état du revêtement réfractaire dans la zone de formation des loupes. Dans les installations industrielles allemandes, la durée de service de ces revêtements atteint 7 à 8 mois dans la zone de formation des loupes. Elle est d'environ 2 ans ou plus dans la zone de réduction et dans la zone de préchauffage. 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, services des eaux, y compris équipement électrique, 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 dans les conditions allemandes environ 90 millions 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 sont fonction 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 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 de coke de 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 la fabrication de la fonte: les loupes sont 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.

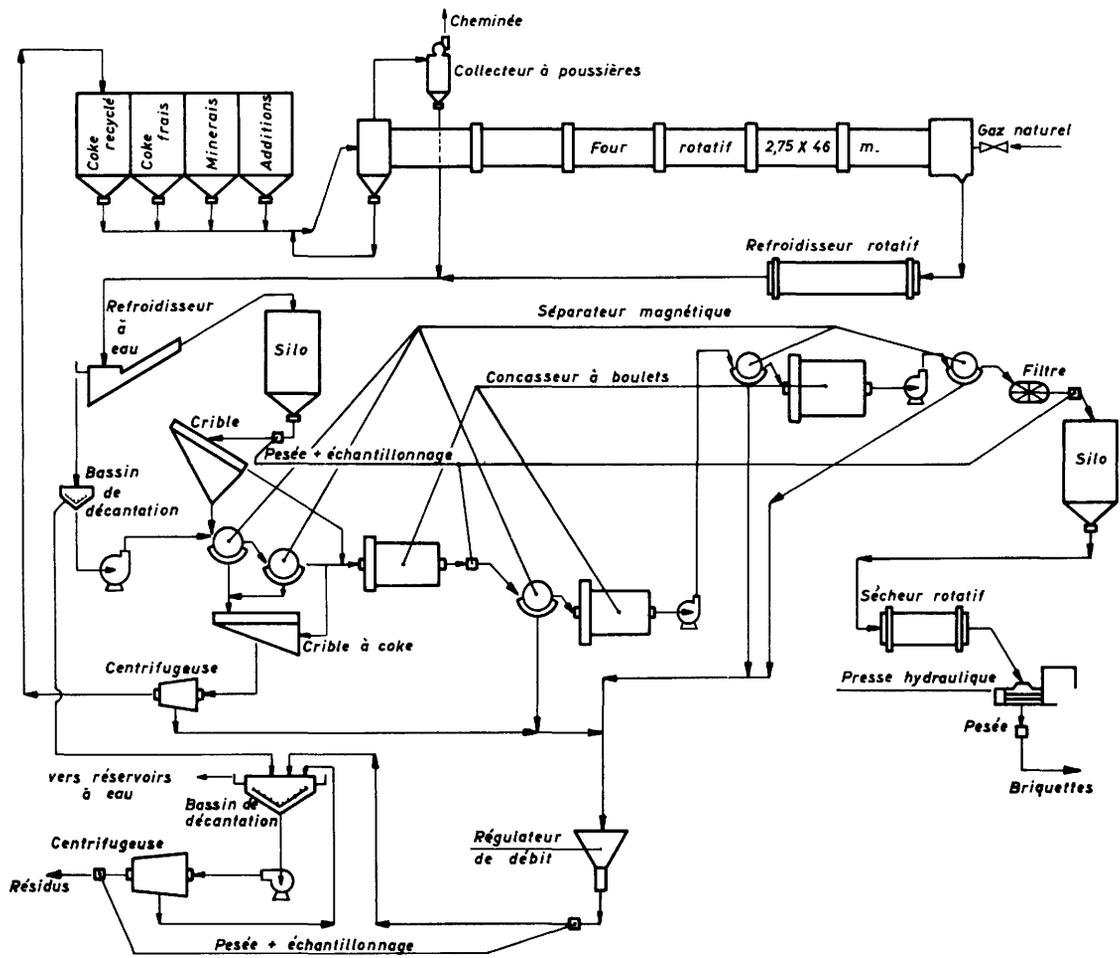
#### 18.1 Bibliographie

- Johannsen, F.: Stahl u. Eisen 54 (1934) p.969/78 (Hochofenaussch. 144).
- Bansen, H. Stahl u. Eisen 59 (1939) p.785/90 (Hochofenaussch.) 184).
- Johannsen, F.: Stahl u. Eisen 59 (1939) p. 1041/46 (Hochofenaussch. 187)
- Lehmkühler, H.: Stahl u. Eisen 59 (1939) p. 1281/88 (Hochofenaussch. 189)
- Johannsen, F.: Metall u. Erz 36 (1939) p. 325/33.
- Wentrup, H. : Chem.-Zg. 63 (1939) p. 513/16.
- Johannsen, F.: Stahl u. Eisen 60 (1940) p. 910/12.  
Stahl u. Eisen 61 (1941) p. 229/31.
- Bansen, H. Stahl u. Eisen 61 (1941) p. 281/89 et 314/20 (Hochofenaussch. 196).
- Durrer, R. Die Metallurgie des Eisens 2e édit. Berlin 1942 p. 437.
- Durrer R. Verhütten von Eisenerzen, ausser dem Verhütten im Kokshochofen, Düsseldorf 1943. (Stahleisen-Bücher. T.3). p. 31/36.
- Tigerskiöld, M.: Jernkont. Ann.128 (1944) p. 423/56; cf. Stahl u. Eisen 66/67 (1947) p. 122/23; cf. notamment p.438/39.
- Blume, K. Technik 1 (1946) p. 271/76.

- Tettenborn, M. : Technik 1 (1949) p. 276/79.
- Bansen, H. : Iron Age 157 (1946) N° 19, p. 70/75.
- Osann, B. : Kurzgefasste Eisenhüttenkunde in leichtverständlicher Darstellung. 5° édit. Hanovre 1949. (Bücher der Technik). p. 61.
- Radzwicki, K. : Hutnik 15 (1948) p. 151/57; cf. Stahl u. Eisen 69 (1949) p. 960.
- Fastje, D. : Stahl u. Eisen 69 (1949) p. 319/25 (Erzaussch.51).
- Wuerker, R.G. : Min.Eng. 190 (1951) N°1, p. 25/26.
- Henry, P.E., C.F. Ramseyer et J.R. Miller: Steel 128 (1951) N°11, p. 92, 95 et 98.
- Henry, P.E., C.F. Ramseyer et J.R. Miller: Iron Steel Eng. 28 (1951) N° 2, p. 66/78.
- Schrader, H. et Jagat Ram: J. Scientific & Ind. Res 10 A (1951) N° 4, p. 157/65.
- Johannsen, F.: Inst. Hierro y Acero 5 (1952) n° spécial août, p. 787/95
- Johannsen, F.: South African Mining Eng.J.62 (1952) N° 3080, p. 1103.
- Johannsen, F.: Proc. Blast Furn. Coke Oven Raw Mater.Comm.Amer. Inst. min. metallurg. Eng. Vol. 11. 1952.p.75/92.
- Astier, I. Essais de réduction directe d'un minerai de Lorraine au four tournant de Kraluv-Dour. Saint-Germain-en-Laye 1953 (Publications de l'Institut de Recherches de la Sidérurgie, Sér.A. N°53).
- Johannsen, F. Das Krupp-Rennverfahren. In: A Study of the iron and steel industry in Latin-America. Vol.2 Proceedings of the Expert Working Group held at Bogota. New York 1954, p. 154/230.
- McLeod, J.M. Iron Steel 27 (1954) N° 5, p.185/91; cf. notamment p. 189/91.
- Fastje,D. Ueber das Krupp-Rennverfahren. In: Gemeinsame Tagung der Metallurgischen Organisationen in Europa. 1. bis 18. Juni 1955. Vortragsveranstaltungen in Deutschland. Düsseldorf 1955. p. 20/26.
- Weidermann,H. Metallurgie u. Giessereitechn. 4 (1954) N° 11; p. 462/68.
- Küntscher, W. S. Henkel et J. Schleier: Bergakad.7 (1955)n°11,p.514/26
- Linder, F. et H. Weidermann: Neue Hütte 1 (mars 1956) N° 5, p. 280/92.
- Henkel, S. : Freiberg. Forsch.-H., Ligne B 14, février 1957, p. 5/22.
- Schleier,J.: Neue Hütte 3 (mai 1958) N° 5, p. 282/93.
- Lourie, I.L., N.F.Kniazev et A.U. Makourov: Centre de Documentation de la Sidérurgie, N° 10, Rue de Lota, Paris XVI<sup>e</sup> Doc. I.T. 2 738.

## Procédé R-N

1. - 1.1 R - N
- 1.2 Réduction au four tournant avec réducteur solide en excès important.
- 1.4 Republic Steel Corp. and National Lead Co.
- 1.5 Différentes sociétés américaines, parmi lesquelles :
  - Republic Steel Corporation
  - U.S. Steel Corporation
  - ARMCO
  - Jones and Laughlin.
2. - Dessin joint.
3. - Four tournant légèrement incliné. Chauffage au gaz ou au fuel.
  - 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
  - Installation de séparation magnétique du produit
  - Installation de briquetage de l'éponge.
4. - 4.1 Laboratoire de Recherches à Brooklyn N.Y.
  - 4.2 4.2.1 Birmingham, Alabama (Etats-Unis).
    - 4.2.2 Four rotatif de
      - 42 m de long.
      - 2,70 m de  $\varnothing$  intérieur.
    - 4.2.3. 50 - 75 t d'éponge par jour.
5. - 5.1 Combustible solide
- 5.3 Le combustible se présente sous forme de fines de coke, de houille, etc. Les fines peuvent contenir jusque 7 % de S sans influencer la teneur en S du produit final.
- 5.6 Température du gaz dans la cheminée : 267°C
  - Composition : CO<sub>2</sub> : 19,4 %
  - CO : 0,4 %
  - O<sub>2</sub> : 0,8 %



H<sub>2</sub> : 0,9 %

CH<sub>4</sub> : 1,3 %

6.- 6.1 Entre autres : Red Mountain (Birmingham)

U.S. Southern Clinton Ore

- 6.2 25-65 % Fe; magnétiques et non-magnétiques.

- 6.3 < 25 mm; la granulométrie dépend de la porosité et de la densité du minerai.

- 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 ou de dolomie

7.3 en-dessous de 3 mm (8)

8. La température reste toujours en-dessous de la température de fusion de la charge et du fer métallique 950 - 1050° C (1) ; 1250° C (3) pour un minerai riche 1000 - 1080° C

Température moyenne sur 2/3 de la longueur du four: 1065° C (4)

10. 10.1 Eponge de fer

- 10.2 Elimination de 92 - 99 % du soufre du minerai (99 % avec grillage préliminaire)

- Elimination de 70 - 95 % du P initial

- Après le premier concasseur à boulets : Fe total : 78,3 %  
Fe metal.: 68,2 %  
C : 8,1 %  
SiO<sub>2</sub> : 6,3 %

$\frac{\text{Fe mét.}}{\text{Fe tot.}} = 87 \%$

Concentrés de Mineville près de Port Henry, New York. (7)

11.- 11.1 A l'eau.

- 11.2 Concassage et compactage.

11.4 Séparation magnétique.

12.- 12.2 85 - 97 % Fe total

4 - 18 % FeO

0,3 - 10 % SiO<sub>2</sub>

0,02- 0,05% S

0,03- 0,1 % P

Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, CaO , MgO, MnO , TiO<sub>2</sub> , Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> , etc.

suitant les minerais utilisés.

13.- 13.2 89 % (U.S Southern Clinton Ore)(6) 96 % (Mineville Concentrate) (7)

- 14.- Le produit a été traité avec de bons résultats comme ferraille artificielle soit au four Martin, soit au four électrique.
- 15.- 15.1 0,368 t de fines de coke ou de houille (4) sèches par t de produit final.
- 15.2 286 m<sup>3</sup> gaz naturel par t de produit sec  
0,6 t de coke frais par t de produit sec  
0,7 t de coke recyclé par t de produit sec  
2,64 x 10<sup>6</sup> kcal par t de produit sec sont fournies par le gaz naturel.  
2,22 x 10<sup>6</sup> kcal par t de produit sec sont fournies par le coke.  
28,6 % du carbone total du coke (env. 79 % C) sont gazéifiés.  
Ces chiffres se rapportent à une charge en concentrés de Mineville (7)
- 15.3 100 KWH par t de produit pour une installation préconisée (4), reprise sous 16.1 deuxième alinéa  
350 KWH par t de produit sec pour l'atelier pilote existant.
- 15.6 800 l d'eau par t de produit pour l'installation préconisée;
- 15.7 aux U.S.A. 0,20 \$ par t de produit pour l'installation préconisée.
- 15.8 0,369 hommeheures par t de produit (U.S.A.) (4) pour l'installation préconisée
- 15.9 0,063 hommeheures par t de produit pour l'installation préconisée (U.S.A.) (4)
- 16.- 16.1- Pour la production annuelle de 350 000 t de fer (1000 t/j) (4 fours de 100 m de long et de 3,60 m de Ø), les frais de construction seraient de l'ordre de 14 Mns de \$ (40 \$ par t/an (1)  
Installation préconisée : (4)  
4 fours, 4 m Ø int., 107 m de longueur.  
405000 t par an. 17.000.000 \$ (U.S.A.)
- 17.- 17.1 plus de 100 000 t produites. La station - pilote fonctionne très bien.  
Procédé prêt à être employé industriellement
- 17.3 des essais dans l'aciérie électrique de Chicago de la Société Republic Steel avec des charges de 20 à 60 % de briquettes RN donnent des résultats comparables aux charges de mitrailleuses normales.
- 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.  
4. Alex Stewart: Direct Reduction of Iron Ore in a Rotary Kiln RN Corporation 111, Broadway, New York. (Tiré à part du Mining Congress Journal, déc. 1958.

5. O.Muklebust: The RN Rotary Kiln Process for the reduction of Iron Ore. Society of Mining Engineers AIME, New York.  
(Ce rapport a été présenté à l'Annual Meeting of the American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers, à San Francisco en février 1959).
6. Alex Stewart: Beneficiation of low grade iron ores involving H.K.Work direct reduction.
7. E.C.Smith :Reduction of Adirondack Magnetite  
D.E.Babcock :Concentrates in the RN Process and Melting Tests on the briquetted product.
8. A.G. Oppegaard: Direct Reduction and beneficiation of iron  
G.G. Reed jr. : ores containing titanium, manganese and  
O. Muklebust : chromium oxides and alkaline metal sulfates.
9. A. Stewart : Direct Reduction of Iron Ores high in phos-  
G.G.Reed jr. : phorus and sulphur.  
P. Herasymenko:

Les rapports 6,7,8,9 ont été présentés à l'Annual Meeting of the American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers, New York , en février 1958.

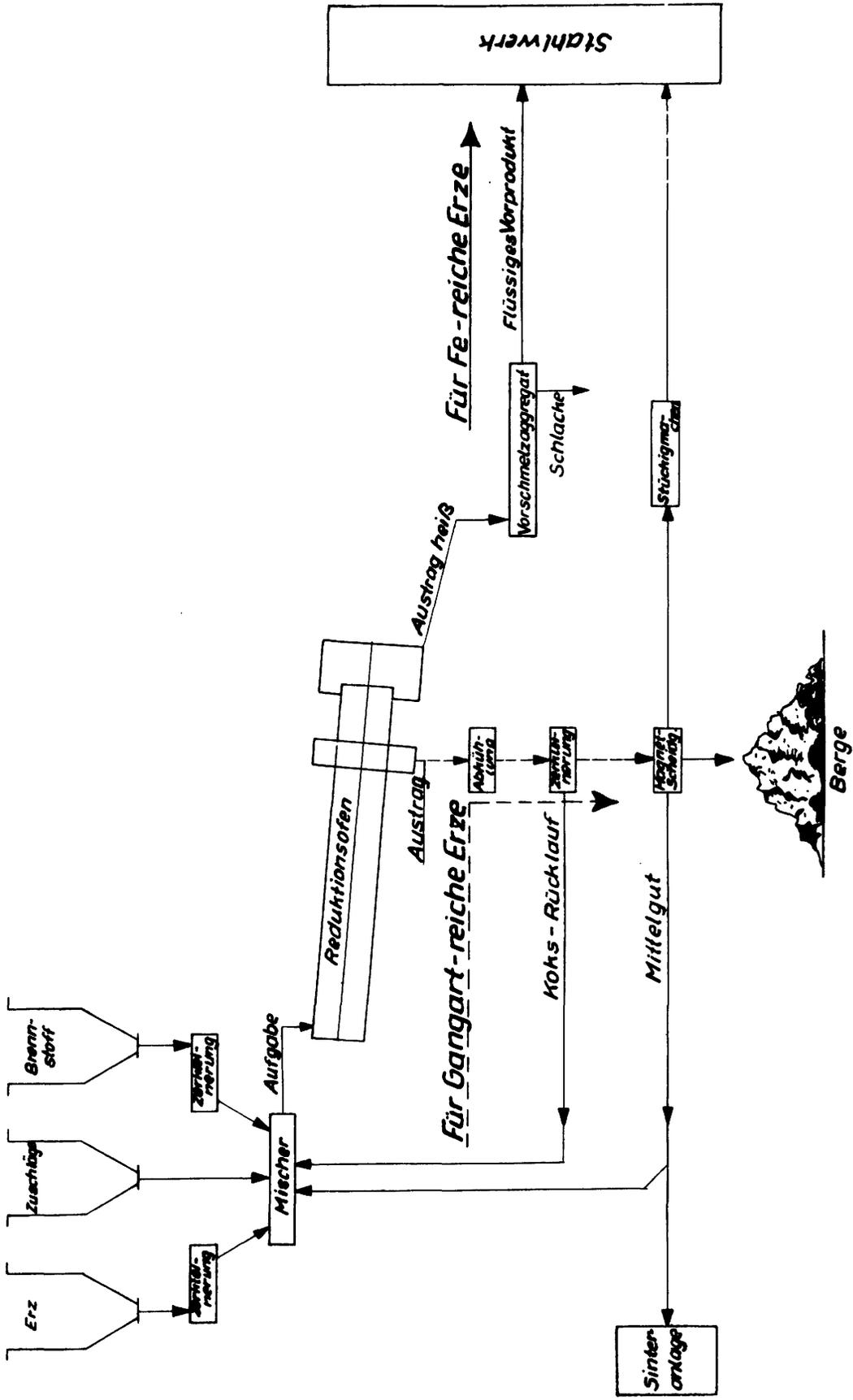
(RN Corporation, 111, Broadway, New York.)



## Procédé KRUPP-EISENSCHWAMM

1. - 1.1 Procédé Krupp-Eponge de fer.
  - 1.2 Réduction d'oxydes de fer et d'oxydes métalliques dans un four tournant, à l'aide de réducteurs solides.
  - 1.3 Mise au point dans le cadre du procédé Krupp-Renn.
  - 1.4 (  
( Fried. KRUPP, Essen.
  - 1.5(
- 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 tournant de 14 m de long et de 0,90 m de diamètre intérieur avec dispositifs spéciaux pour l'introduction de l'air de combustion, le défournement du produit réduit et la désulfuration de l'éponge.
  - 4.2.3 Capacité d'environ 6 t par 24 heures.
- 4.3 Installation de production projetée pour 1960.
  - 4.3.1 Essen-Borbeck
  - 4.3.2 1 four de 4,60 m de  $\varnothing$  et 110 m de long
  - 4.3.3 Environ 500 t d'éponge de fer par 24 h
  - 4.3.4 Marche continue
  - 4.3.5 320 jours de production par an
- 5 5.1 Combustibles solides de granulométrie fine, tels que poussier de coke, semi-coke de lignite, coke de pétrole, fines d'antracite. Un chauffage additionnel est en outre assuré au moyen de gaz, de charbon pulvérisé, de fuel liquide ou gazéifié.
  - 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. Minerais de fer ayant une teneur en fer moyenne, mais de préférence élevée, et minerais se prêtant à une réduction sélective. Granulométrie en rapport avec la réductibilité du minerai.
7. Agent de désulfuration, de préférence castine.
8. Fonction de la température de sintérisation des différentes matières traitées.

**Rohmaterial**



- 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 magnétique ou par d'autres méthodes mécaniques : refroidissement à l'abri de l'air ou par trempe à l'eau.  
11.2 Broyage dans un broyeur à boulets, à barres ou à marteaux.  
11.3 Granulométrie inférieure à 1 mm.  
11.4 Séparation magnétique.
- 12. - Eponge de fer contenant plus de 90 % Fe, sous forme de poudre ou de briquettes
- 13. - 13.1 Fonction de la finesse du minerai.  
13.2 80 à 90 %
- 14. - Utilisation dans les fours d'aciérie.
- 15. - 15.2 Combustible total : combustible pour la réduction  
+ 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 premières et les réfractaires.



# Procédé KALLING

(Avesta)

- 1. - 1.1 Kalling (méthode Avesta).
- 1.2 Réduction au moyen de combustibles solides (charbon) 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

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 %

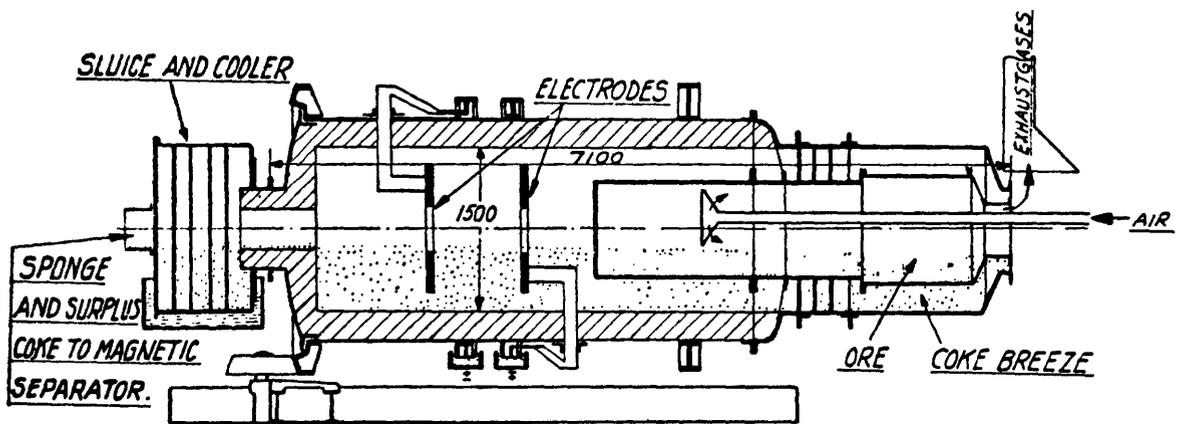
15.- 15.1 Coke et charbon de petit calibre : 530 kg par t de Fe dans l'éponge.

15.3 15.3.1 1000 kWh par te de Fe dans l'éponge ( réduction et ( désulfuration.

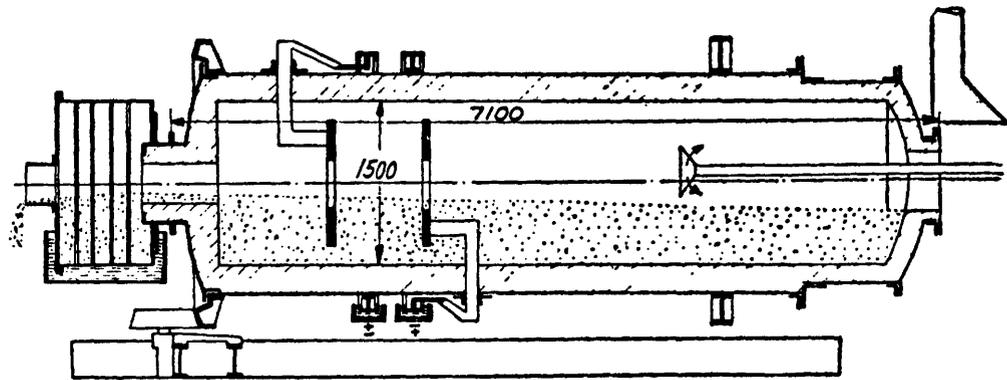
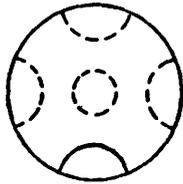
17.- 17.1 L'installation pilote d'Avesta a fonctionné pendant de longues périodes en produisant de la poudre de fer; mais l'exploitation a cessé depuis plusieurs années.

18.- 18.1 1. (+) Kalling Bo : The rotary kiln process for sponge iron, developed at the Avesta Iron and Steel Works and the Domnarfvét Iron and Steel

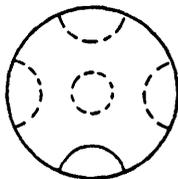
(+) Source bibliographique consultée.



*SPONGE IRON FURNACE AT AVESTA, SWEDEN  
FIRST CONSTRUCTION*



*SPONGE IRON FURNACE AT AVESTA, SWEDEN  
MODIFIED CONSTRUCTION*



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 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 C.D.S. parue dans C.I.T. (octobre 1954), 1851/1870.

3. Scortecci, A.: Réduction directe des minerais de fer. Conférence faite au congrès international de la sidérurgie, Luxembourg 1958

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



# Procédé KALLING

## (Domnarfvet)

1. - 1.1 Kalling (méthode Domnarfvet).
- 1.2 Réduction au moyen de combustibles solides (charbon) 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 Ø 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 2 mm.

6.- 6.1 Hématite suédoise siliceuse (Striberg).

6.2

Fe	MnO	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	F <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 Eponge brute.

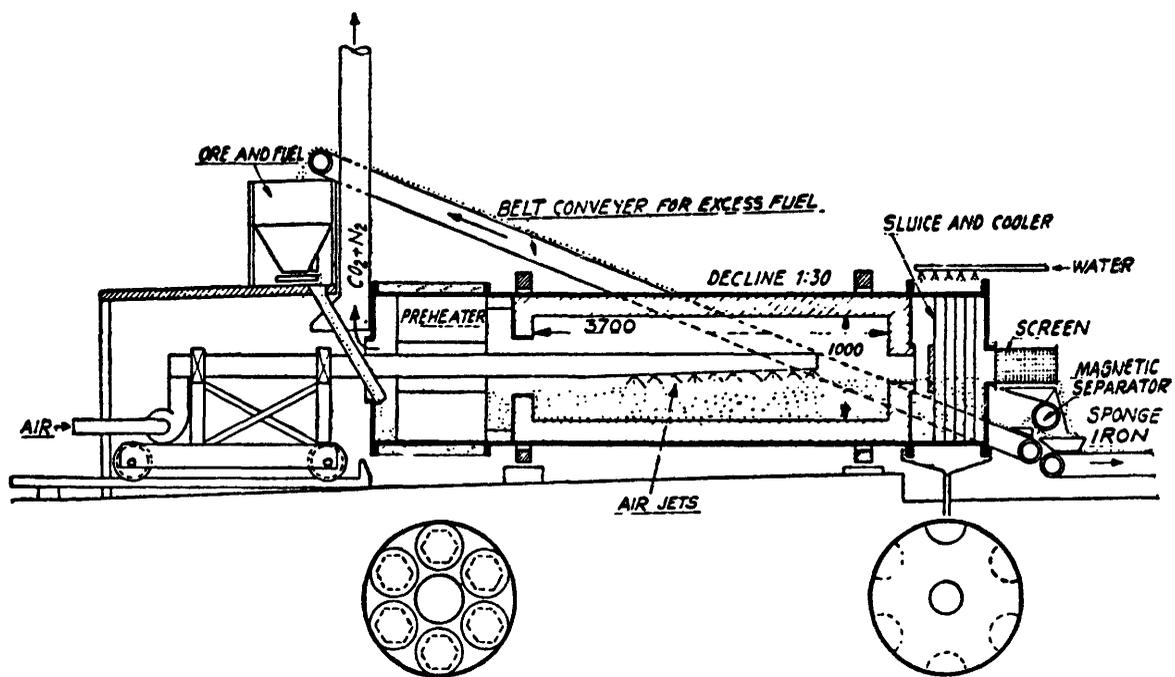
10.2

Fe <sub>tot</sub>	Fe <sub>met</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.



SPONGE IRON FURNACE AT PILOT PLANT DOMNARFVET, SWEDEN\*

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 réalisée 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.

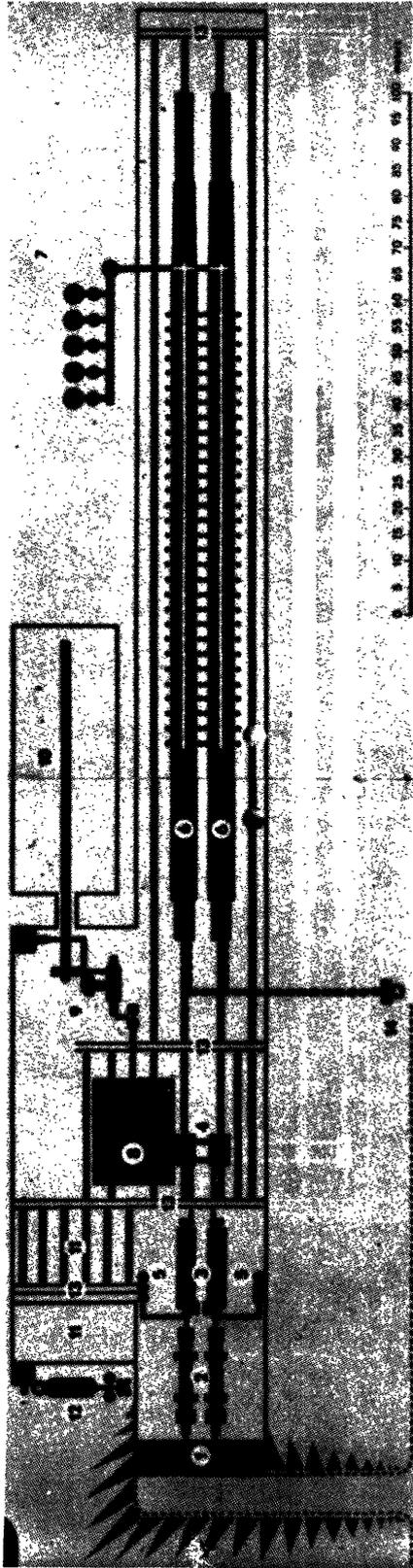
18.2 Cf. procédé Kalling (méthode Avesta).



## Procédé HÖGANÄS

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 à 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  $\varnothing$  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. (voir dessin)
4. - 4.2 - 4.2.1 Höganäs, Suède.
  - 4.3 - 4.3.1
    1. Höganäs (Suède méridionale) depuis 1911 (Höganäs-Billersholm AG) (cf. 18 - 2)
    2. Monterrey (Mexique) (cf. 18 - 2,10)
    3. Grängsberg-Oxelösund (Trafik AB) (1954) Suède (cf.18 - 2)
    4. Riverton (N.J. USA) depuis 1954 (cf.18 - 3,10)
    5. Japon (seulement pendant la 1ère guerre mondiale) (cf.18 - 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.

Layout for a plant with two tunnel kilns, with extention possibilities for another two kilns, according to the Högånäs Sponge Iron Process.



1. Bins for ore, limestone and coke.
2. Rotary driers for ore and reduction compound.
3. Bed hoppers for dried ore and reduction compound.
4. Machine for charging ore and reduction compound.
5. Dust collecting equipment.
6. Tunnel kilns.
7. Gas producers.
8. Machine for discharging sponge iron cylinders.
9. Crushing and magnetic separating equipment.
10. Storage building for sponge iron.
11. Repair shops.
12. Dust cyclones and electric precipitator.
13. Transfer tracks.
14. Exhaust ventilator and stack.

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  $> 70$  % de Fe, p.ex. concentré de Grängsberg 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 moufles en céramique au milieu du combustible.
7. - 7.1 Castine (190 kg par tonne).
  - 7.3 Fins.
8. - 1100° C
- 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
    - 236 litres de fuel (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 \$ c.à.d. 200 \$/t an (985 NF/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 (394 NF/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. (700 NF/t/an)

17. - Outre les investissements et les frais de transformation très élevés, le principal inconvénient réside dans les prix très élevés des récipients métalliques ou en céramique. Les risques de panne 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. Hatscheck, 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 + 1518

9. Durrer, Stahl und Eisen 52 (1932), p. 1245.

10. J. Stalhed, SIM, La Doc. Métall. Sh 1 (1956), p.60/74.

11. (suite V.O.; Nr=N°, S=p., Vortrag...= communication présentée à au Congrès international de la sidérurgie, Lux. 1958)

25.

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

## Procédé FREEMAN

### 1. - 1.1 Procédé H. Freeman

1.2 Réduction de boulettes de concentrés de minerais de fer au four tournant, avec circulation dans le même sens des gaz réducteurs et des matières à réduire.

1.3 H. Freeman

1.4 Freeman Corporation (anciennement Ferrum Ltd)  
Cap de la Madeleine, Trois Rivières, Province de Québec.

1.5 Projets.

### 2. - Dessin joint

Le procédé consiste à réduire par l'oxyde de carbone, fourni par un mélange de castine et de poussier de coke, des boulettes de concentrés spécialement préparées de façon à obtenir des éponges de fer métallique. Le four tournant dans lequel s'effectue la réduction est chauffé à l'entrée des matières par un brûleur, il comporte à la sortie un appoint d'air réglable pour brûler le gaz (CO) n'ayant pas servi à la réduction.

### 3. - 3.1 Pour la préparation des boulettes :

3.1.1 Broyeur à boulets

3.1.2 Malaxeur et appareil d'extrusion

3.1.3 Tambour bouleteur

3.1.4 Four de grillage à l'air

### 3.2 Pour la préparation du mélange réducteur :

3.2.1 Broyeur pour castine et coke

3.2.2 Trémie de mélange des boulettes et des réducteurs.

### 3.3 Pour la réduction (appareils représentés sur le dessin)

3.2.1 Four tournant spécialement équipé

3.2.2 Convoyeur redroisseur à chemisage d'eau

### 3.4 Pour le traitement complémentaire suivant 11 :

3.4.1 Cyclones pour séparation des poussières et des boulettes métalliques.

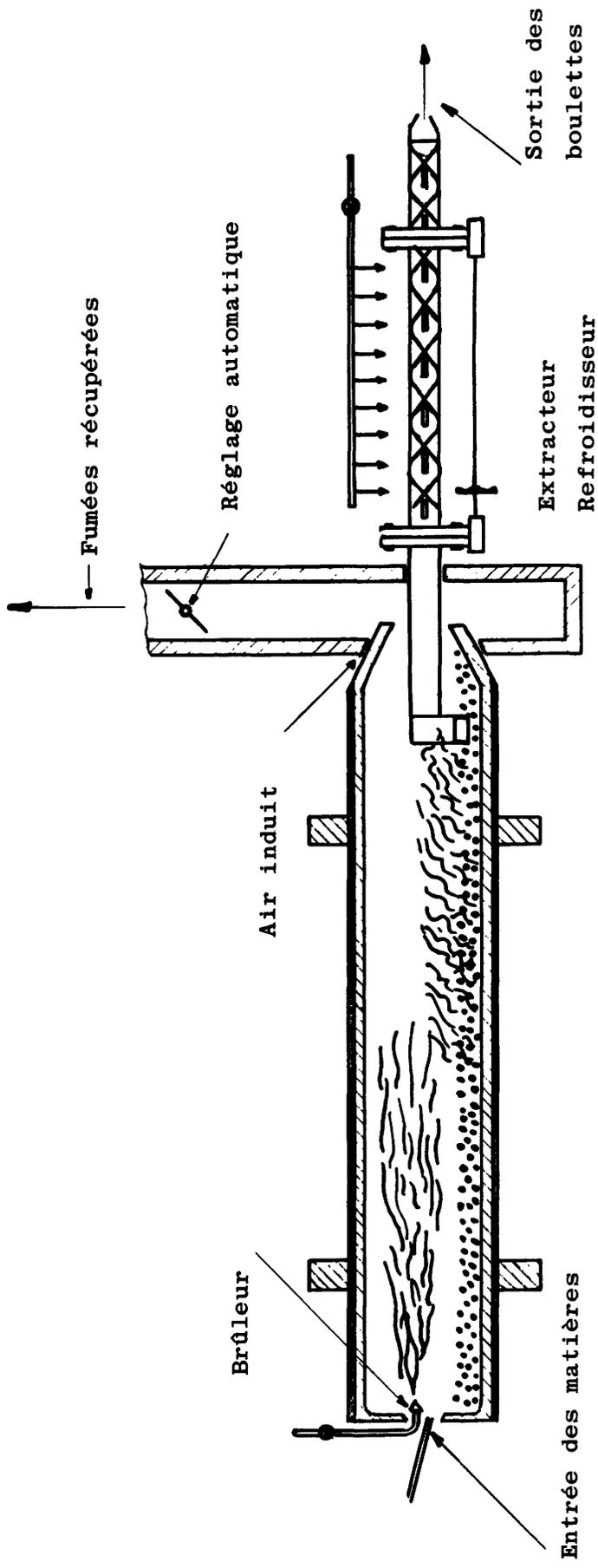
3.4.2 Concasseur à boulettes dans le cas de fabrication de poudres de fer

(voir 18.2.2)

### 4.1 Freeman Corporation

### 4.2

4.2.1 Trois Rivières (Québec) Canada



Four rotatif de réduction

- 4.2.2 Four de réduction de 10 m, diam. int. 1,2 m (33 ft x 4 ft).
- 4.2.3 10 tonnes/jour
- 4.3 Il y a des pourparlers avec U.S. Steel et Union Carbide et des projets au Brésil et au Canada.
- 5. - 5.1 Mélange en quantités égales de poussier de coke et de castine
- 5.2 Mélange et broyage entre 0,15 et 0,55 mm (100 et 30 mesh)
- 5.3 Granulométrie moyenne 0,245 mm (60 mesh)  
Analyse : Poussier de coke à 85 % de carbone fixe  
Castine à 80 % Ca CO<sub>3</sub>
- 5.4 Le préchauffage est effectué dans le four tournant de réduction
- 5.6 900 à 1000 °C.
- 5. - 6.1 Minerais naturels riches ou minerais enrichis
- 6.2 Au moins 65 - 70 % de fer
- 6.3 Ces matières sont broyées très finement dans l'atelier de préparation (voir 3.1.1)
- 6.4 Broyage avec addition d'un liant (farine, mélasse, bentonite etc...) dans la proportion de 0,5 à 2 %, ce liant est ajouté après le broyeur dans le cas de minerais humides. Addition de 10 % d'eau et malaxage suivi d'extrusion, bouletage au tambour, avec séchage à la sortie par les fumées du four de réduction. Grillage à l'air des boulettes de 3 à 19 mm de diamètre (1/8 à 3/4 in), la moyenne recommandée est 12,7 mm (1/2").  
Mélange avec réducteurs avant enfournement (18.2.2)
- 7. - Voir 5. -
- 8. - 900 à 1050 °C, on cherche à maintenir 1000 °C de façon à favoriser la réduction de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> par le CO (18.1.1)
- 10. - 10.1 Eponges de fer en forme de boulettes
- 10.2 En partant d'un oxyde hématite à 70 % de fer :  
C : 0,02 - S : 0,01 - SiO<sub>2</sub> : 0,4 - Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> : 1,5 - Fem : 98,07 (18.2.2).
- 10.3 Réduction complète
- 10.3.2 98,5 %
- 11. - 11.1 Refroidissement dans le convoyeur-extracteur, par chemise d'eau (water-jacket)
- 11.2 Séparation des boulettes des déchets poudreux de castine (chaux) et cendres de coke dans un appareil cyclone.  
Concassage éventuel des boulettes si l'on peut produire de la poudre de fer.
- 11.3 Les boulettes ont la même granulométrie qu'à l'entrée dans le four, soit en moyenne 1/2 in (12,7 mm).
- 12. - 12.1 Boulettes ou poudre de fer
- 12.2 (Voir 10.2)

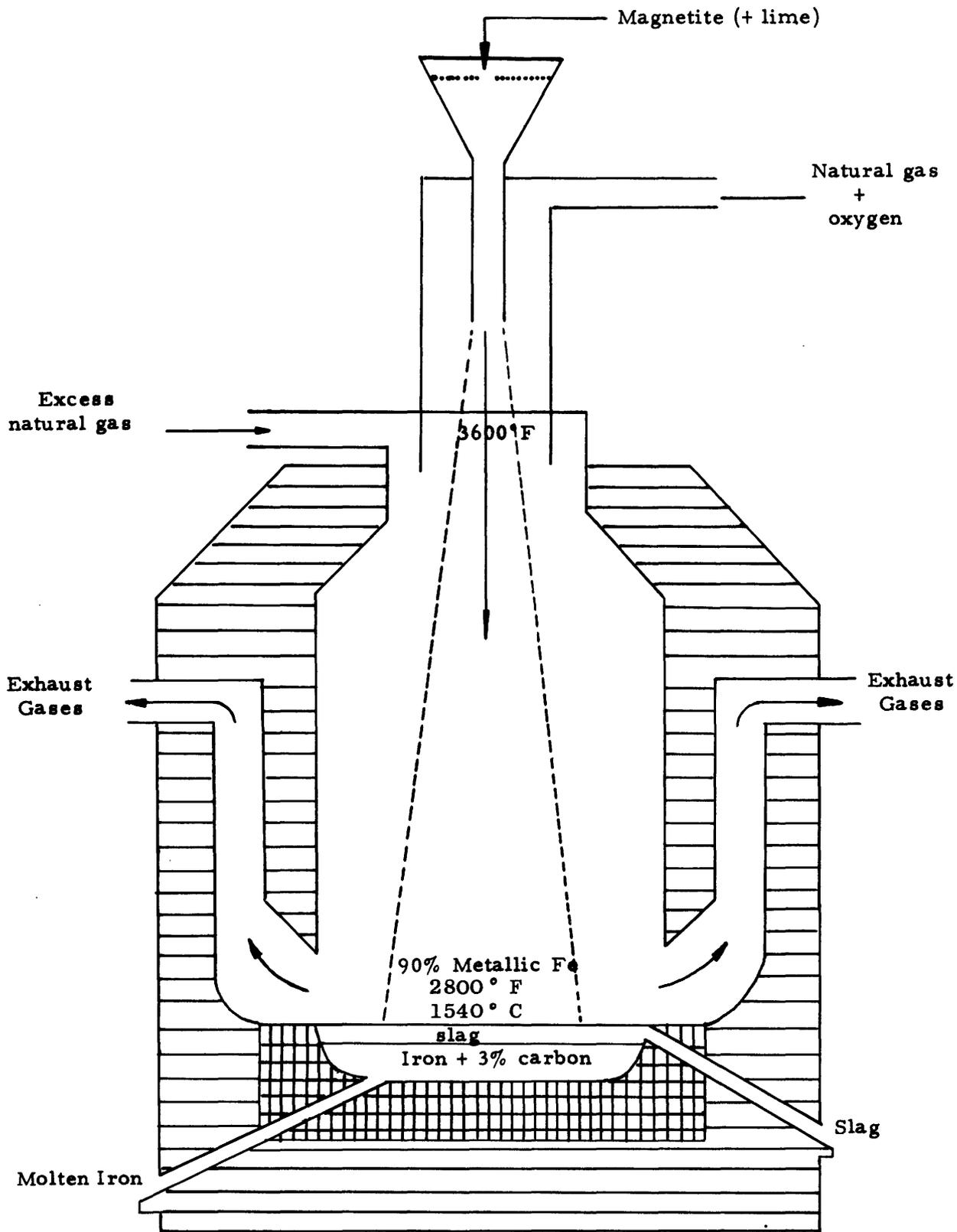
13. - 13.1 Il n'y aurait pratiquement pas de pertes de fer
14. - Boulettes : Fonderie, Additions au four électrique  
Poudre de fer : métallurgie des poudres, revêtements d'électrodes  
L'excès de poudre réductrice obtenu suivant 11.2 pourrait éventuellement servir à la fabrication de ciment.
15. - D'après M. Freeman voici un exemple des résultats d'exploitation d'un atelier pilote de 2 t/j (18.1.1 et 18.2.2)
  - 15.1 Pour produire une tonne de boulettes de fer réduit en partant de 1430 kg de boulettes de minerai à 70 % de fer :
    - 600 kg de poussier de coke à 85 % de carbone fixe
    - 600 kg de castine à 80 % Ca CO<sub>3</sub>
  - 15.2 370 à 400 kg de fuel-oil pour le chauffage du four
17. - 17.1 Le procédé semble avoir été sérieusement étudié par son inventeur en installation pilote de 2 t/j (four de 3 m de long) (réf. 18.1.1 et 18.2) depuis 1949, puis en installation pilote de 10 t/j (four de 10 m de long) depuis 1957 (réf. 18.1.2).
18. - 18.1 18.1.1 H. Freeman - Direct Iron in Canada  
The Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, août 1956  
18.1.2 H. Freeman - A New Direct Iron Process in Relation to ore and Steel Production  
The Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, août 1959  
18.1.3 H. Freeman - Reasons for the Co-Current Kiln in Direct Reduction.  
Congrès Chicago mai 1960
- 18.2 18.2.1 Brevet belge 537 058 du 2 avril 1955  
2 Brevet français 1 128 520 du 7 avril 1955  
3 Addition 71 666 au brevet 1 128 520, 2 avril 1957  
4 Brevet USA 2 792 298 du 14 mai 1957  
5 Brevet USA 2 855 290 du 7 octobre 1958

## Procédé JET SMELTING

1. - 1.1 Jet smelting process (procédé de fusion par jet).
- 1.2 La magnétite concentrée fine est entraînée dans une flamme d'oxygène et de gaz naturel à haute température. Les particules de minerai décrépitent et l'augmentation des surfaces est importante. La flamme est soufflée verticalement vers le bas dans un bain de métal et de laitier en fusion. On réduit ainsi les pertes en poussières.

Pour accélérer les derniers stades de la réduction, le bain est maintenu à une forte teneur en C (par injection de graphite pulvérisé), pour que la réduction finale ait lieu dans la couche de laitier couvrant le bain de métal en fusion.

Il faut utiliser suffisamment de combustible pour que la chaleur totale des gaz récupérés soit suffisante pour fournir l'énergie nécessaire à la fabrication de l'oxygène exigé par la marche du four.
- 1.3 Dr P.E. Cavanagh.
- 1.4 Ontario Research Foundation,  
43, Queen's Park,  
Toronto 5, Ontario, Canada.
2. - Dessin joint.
3. - A côté de l'appareil lui-même à fusion par jet, il faut avoir une installation pour la production d'oxygène.
4. - 4.1 Le procédé est 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 L'enveloppe cylindrique du four est en acier et est d'un diamètre extérieur de 1,60 m. Le diamètre intérieur est de 1,10 m, et la hauteur intérieure de 1,22 m.
5. - 5.1 oxygène et gaz naturel
- 5.2 brûleur spécial dans la partie supérieure du réacteur.
- 5.4 il n'y a pas actuellement de préchauffage des matières ni des réducteurs.
- 5.5 Flamme à grande vitesse des gaz. (Valeur non mentionnée).
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
- 6.4 (roaster", qui est aussi développé dans ce laboratoire. Ensuite, (la magnétite est concentrée magnétiquement.
- 6.3 Fines de concentration de magnétite.



15. JET SMELTING

7. - 7.1 Chaux.
8. - La température de la flamme diminue du haut en bas de 1980 à 1540 °C.
9. - La réduction a lieu à la pression atmosphérique.
10. - 10.1 liquide
  - 10.2 fonte à teneur variable en carbone
  - 10.3 actuellement le pourcentage de réduction du minerai en métal liquide plus ou moins carburé se situe entre 20 et 70 %. Pour améliorer ce résultat, il faudrait accroître la vitesse de réduction ou préréduire le minerai.
- 11 - 12. - La fonte obtenue peut être traitée par un procédé d'affinage à déterminer selon l'analyse obtenue.
15. - Les données ci-dessous sont des estimations de R.L. Cavanagh pour une installation de 910 t/jour.
  - 15.1 1650 kg minerai à 66 % Fe.
  - 15.2 1580 Nm<sub>3</sub> gaz naturel/t

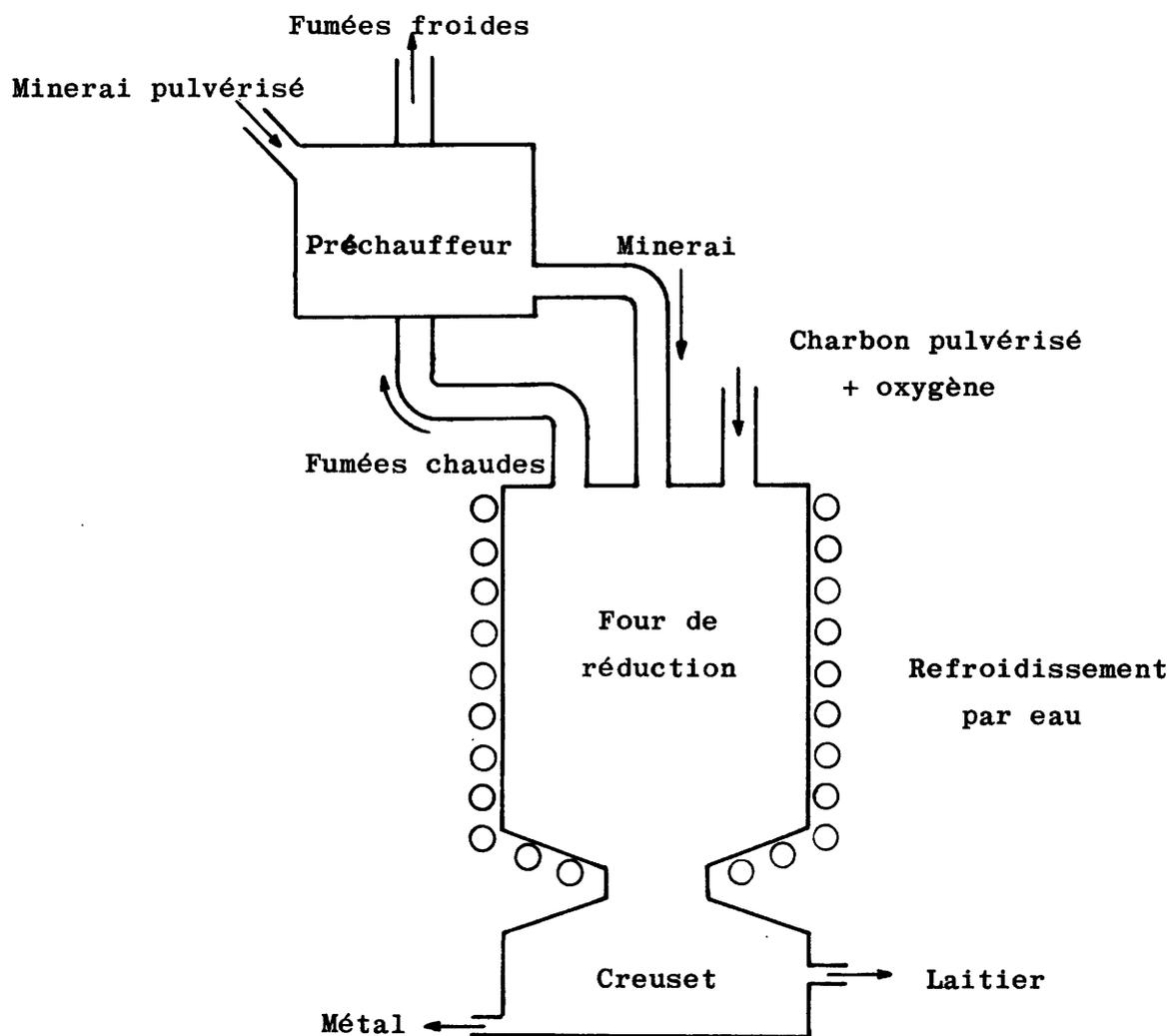
On produit évidemment un excès très considérable de gaz réducteur.
  - 15.5 1230 Nm<sub>3</sub> O<sub>2</sub> / t.
  - 15.8 2 h 1/2 / t.
17. - 17.1 "D'après l'auteur déjà cité il reste beaucoup à faire avant que le procédé ne devienne un procédé industriel.
18. -
  - 18.1.1 Un opusculé a été publié sous le titre "Ontario Research Foundation pilot plant for iron ore concentration and steelmaking", en novembre (?) 1957.
  - 18.1.2 Cavanagh, P.E. Direct Reduction Processes for Iron Ore. Compte-rendu des Journées Internationales de Sidérurgie, Liège, Luxembourg, Charleroi, Bruxelles, 18-28 juin 1958. Revue Technique Luxembourgeoise, avril-juin 1958, 50, n° 2, p. 78-86.
  - 18.1.3 R.L. Cavanagh. Progress in Development of the jet smelting process. Conférence présentée à l'Electrochemical Society Conference on "Methods of Reducing Iron Ore" Chicago, 4 mai 1960.



## Procédé FLAME SMELTING

1. - 1.1 Flame smelting process (autrefois Cyclosteel).
  - 1.2 La réduction a lieu en deux stades :
    - dans le premier, on préchauffe du minerai fin en lit fluidisé dans un réacteur à température modérée.
    - ensuite, le minerai partiellement réduit et chaud est introduit avec du charbon pulvérisé et de l'oxygène dans un réacteur à température élevée qui produit le métal fondu.

On obtient une réduction et une fusion rapides suivies de la séparation du métal et du laitier.  
Les gaz à hautes températures issus du second réacteur sont recyclés pour préchauffer et préréduire le minerai dans le premier réacteur.
  - 1.3 B.I.S.R.A. (Mr Ridgion est chargé de l'étude de ce projet).
- 2.- Dessin schématique joint.
  - 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.
  - 4.- 4.1 B.I.S.R.A.
  - 5.- 5.1 Dans les renseignements reçus, il n'est fait mention que de charbon pulvérisé.
  - 10.- 10.1 Métal liquide.
  - 17.- 17.1 Un réacteur pilote à haute température fonctionne depuis quelques mois et a produit de façon répétée du métal fondu. L'équipement d'étude du lit fluidisé a été installé. L'expérimentation est en cours.
  - 18.- Bibliographie relative au procédé "Cyclosteel".
    1. Goodeve, C. : Steelmaking since Bessemer.  
The advancement of science, n° 50, sept. 56  
British Ass. Sheffield, 30 août 1956, p. 8.  
Ook : J. Iron and Steel Inst., 184, (1956), 2, p.113.  
British Steelmaker 22 (1956), n°10, p. 286.  
Iron and Coal Trades Review 173 (1956), 4607, p. 6.  
Engineering 182 (1956), 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.



## 16. FLAME SMELTING

( anciennement CYCLOSTEEL )

5. G.K. Bhat, Cyclosteel - Steel direct from ore, 25 mai 1957, Iron Age, v. 179, n° 21, p. 129.
6. P M. Unterweiser, Steelmaking plants for tomorrow, Iron Age, 19 sept. 1957, v. 180, n° 12, p. 139.
7. Robiette. Les nouveaux procédés sidérurgiques. Iron Coal Trades Review, 25 juil. 58, 177, 4705, p. 209-16.
8. Gascuel. Evolution des procédés sidérurgiques. PACT, déc. 1959, n° 6, p. 497-99



## Procédé WIBERG

### 1. - 1.1 Procédé Wiberg-Söderfors

1.2 Réduction en four à cuve au moyen d'un gaz produit dans un carburateur et régénéré de façon permanente.

1.3 Prof. Martin Wiberg (1918)

1.4 Plusieurs sociétés suédoises ont installé des ateliers du type Wiberg (v. 4.3)

### 2. - Dessin joint (Fig. 1)

Le four à cuve de réduction est chargé par le haut avec du minerai riche en morceaux ou des concentrés agglomérés généralement sous forme de boulettes; on peut également utiliser des agglomérés préparés sur grille. Introduit par le bas, le gaz réducteur chaud, 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 (environ 75 %) 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 chargé de morceaux calibrés de 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'hydrogène sous une forme quelconque (vapeur d'eau, hydrocarbure...) avant son entrée dans le carburateur.

Des variantes sont prévues avec utilisation de gaz naturel et fuel oil après conversion par CO<sub>2</sub>.

### 3. - Four à cuve de réduction

- Carburateur

- Désulfurateur

4. - 4.2 1. Woxna (1920) 0,5 tonne/24 heures

2. Sandviken (1925) 2 " "

3. Domnarfvet(1930) 2 " "

4.3.1 1. Söderfors (à partir de 1932)

2. Sandviken (" " " 1952)

3. Persberg (deux fours 1954/1955)

4. Hellefors (un four 1953)

5. Hofors (un four 1955)

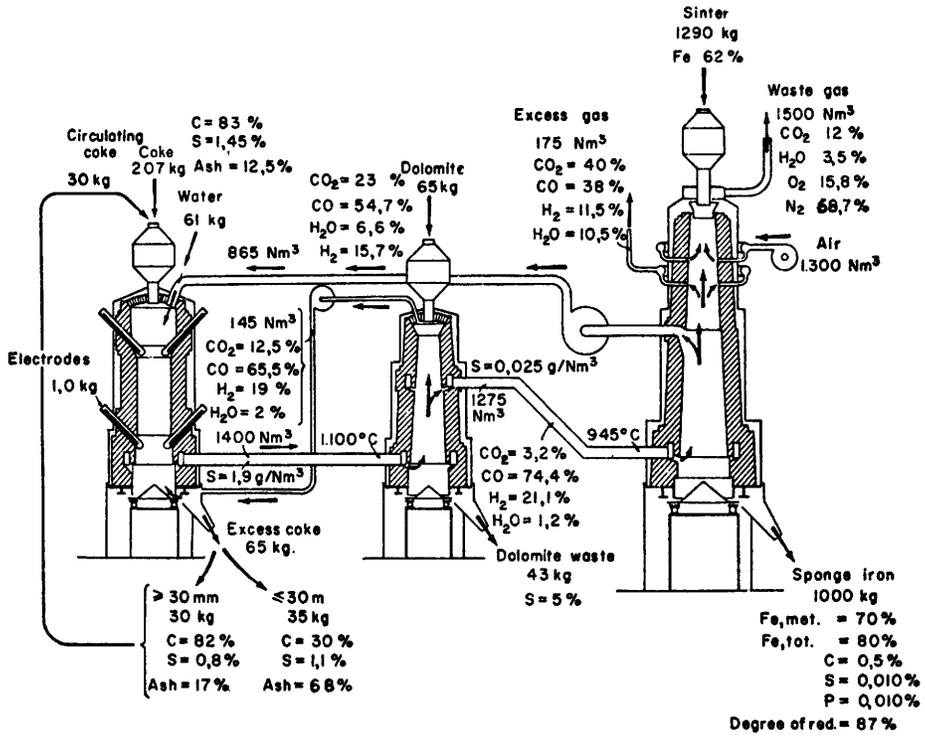


Fig.1 - Materials balance

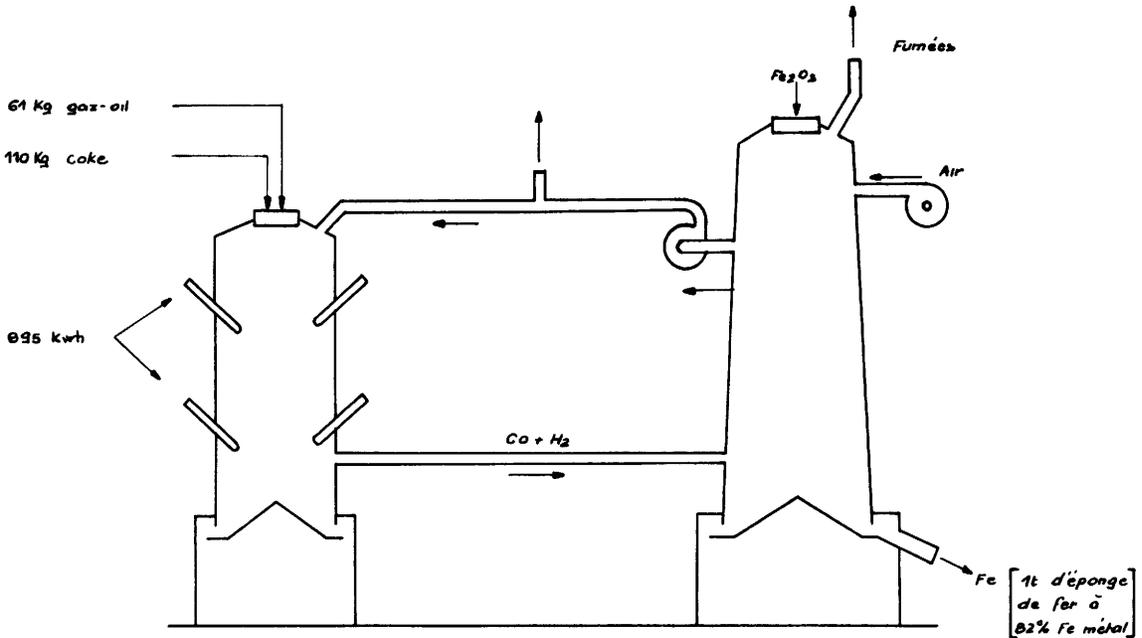


Fig.2 - Procédé Wiberg avec coke + gaz - oil  
(Pratique actuelle de la plupart des ateliers suédois)

- 4.3.2
    - 1. Un four
    - 2. Un four
    - 3. Deux fours de 3 m de  $\varnothing$ , de 24 m de hauteur totale, dont 6,50 m pour la zone de réduction. Hauteur du four à cuve 15 m. Courant fourni par transformateur de 3.600 kVA pour un carburateur. Carburateur de  $\varnothing$  2 m à la base et hauteur 17 m.
  - 4.3.3 1. 10.000 t/an;  
maximum 20.000 t/an par four.
  - 4.3.4 Continu
  - 4.3.5 0,975
  - 4.3.6 Environ 25.000 - 30.000 t/an par four.
5. - 5.1 Charbon ou coke avec maintenant des additions importantes de fuel, gaz oil, propane ou butane. (voir fig.2)
- 5.2 Gazéification par carburateur.
- 5.3 Gaz réducteur (1400 Nm<sup>3</sup>/t)
- |                       |                        |
|-----------------------|------------------------|
| 74,4 % CO             | 21,1 % 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>    |
| 23 % 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 (fumées) (1.500 Nm<sup>3</sup>/t)
- |                       |                       |
|-----------------------|-----------------------|
| 68,7 % 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 Environ 66% de Fe, mais du minerai contenant 50 % de Fe a déjà également été traité, faible teneur en P.
- Exemple: Fe 66 %, P 0,005 % S 0,006 %.
- 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 (80 kg/t) pour le désulfurateur. Addition de CaO (5%) comme liant pour les pellets de minerais très riches.
8. - 1000° C à l'entrée
- 850° C au niveau du recyclage
- 1000° C dans la zone de combustion.

10. - 10.1 La même que la charge.  
10.2 Environ 86 % de Fe total (selon la pureté du minerai), p.ex. 86,0 de Fe total, 77,0 % de Fe métallique, 0,007 % de S, 0,007 % de P, 0,7 % de C, Gangue 11 %.  
10.3 10.3.2 Environ 90 %.
11. - Il n'y a aucun traitement complémentaire particulier de l'éponge de fer, qui se présente en morceaux. Il est possible, mais coûteux, d'enrichir magnétiquement après broyage l'éponge produite à partir de minerais pauvres.
14. - Ferraille de très bonne qualité à utiliser au four électrique et au four Martin.
15. - 15.2 115 kg de coke  
50 kg de fuel oil, de gaz oil ou de propane et de butane  
1,5 kg d'électrodes Söderberg  
80 kg de dolomie (13)  
15.3.1 900 kWh (13)  
15.6 9 m<sup>3</sup>/t (9)  
15.8 0,7-1,3 h/t  
15.9 4 % du coût des investissements (1) ou 1,51 \$/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 20,0 Mns de \$ c.à.d. 57 \$ par t/an.  
Selon (4) une installation produisant 20.000 t annuelles revient à 0,7 Mns de \$, c.à.d. 36 \$ par t/an.  
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 3,0 Mns de \$, c.à.d. 60 \$ par t/an.  
Selon (10) une installation produisant 40 à 60.000 t annuelles d'éponge de fer revient à 2,3 Mns de \$, c.à.d. 39-58 \$ par t/an.
17. - 17.1 Les installations sont déjà en marche industrielle en Suède.  
17.2 Parfois des collages empêchent la descente de la charge. Une certaine quantité de poussière est en circulation.  
17.3 La ferraille artificielle, produite de cette façon, est intéressante quand de grandes quantités d'énergie électrique à bon marché sont disponibles ou quand il s'agit d'obtenir des produits spéciaux pour lesquels une grande pureté du métal est requise (Roulements à billes)
18. - 1. Mitteilung der Königl. Norveg. Industrie und Handelskammer.  
2. Durrer, Verhütten von Eisenerzen.  
3. W. Lehnert, Erzmetall VII (1954), p.436/40.  
4. John Stahled, Stahl und Eisen 72 (1952), p. 459/66 (trad. IT 930 du CDS, 1954).

5. Unveröff. Bericht v. VDEh.
6. Ameen, Jernkont. Ann. 127 (1943), p. 227/332. Voir Stahl und Eisen 63 (1943). p. 700/703 et Iron Age 153, 20 Janvier 1944, p. 55/59 et 27 Janvier, p. 56/65 (trad.527 du CDS 1947).
7. M. Tigerschiöld, Stahl und Eisen 70 (1950), p. 401/403.
8. Iron and Coal 4494 (1954), p. 1270/3.
9. Cavanagh, Met. Progr. 57 (1950), p.633. Voir Iron Age, 2 Juin 1949.
10. Stahled, Sim, La Docum. Métall. Sh 1 (1956), p.60/74.
11. S.Cope, Murex-Review, vol.1, p.484/6.
12. Stahled, vol.2, Proc. of the Exp. Work Group held at Bogota, New York 1954, p. 204/9, vgl. Stahl und Eisen 72 (1952) 459
13. "Journées Internationales de Sidérurgie" - Liège, 18-28 Juin 1958. Intervention de M. Wiberg, p.255.
14. Kalling-Stahled Steel, 125, 72 (19 Sept. 1949).
15. Kihlander-Jerkontorets Annaler, 1958, 142, n°3, p.93/104 (trad. CDS IT 2198 (1958) extraits dans Revue Métall. n°1959, pag. 17/20.
16. J. Stahled, Journal of Metals, Février 1957, p.246/49, trad.CDS.
17. A.Scortecchi e A.Palazzi - "La situazione dei processi non tradizionali per la riduzione dei minerali di ferro", mémoire présenté au "Joint Meeting 1960 AIME" Milano, 2 Juin 1960 (en cours de publication).
18. Brevets: F.M. Wiberg

Brevet suédois	46.507	(1918)	
" allemand	356.762	(1919)	
" autrichien	82.588	(1919)	
" suisse	90.120	(1920)	
" français	501.733	(1919)	
" espagnol	130.334	(1919)	
" français	1.073.811	(1952)	
" anglais	717.851	(1954)	
" U.S.	2.635.957	(1957)	emploi de gazogène.



## Procédé HYL

- 1.- 1.1 Procédé "Hojalata y Lamina" (HyL).
  - 1.2 Le gaz naturel est transformé en  $H_2$  et CO, avec de la vapeur d'eau, en présence d'un catalyseur. Ces gaz réducteurs, réduisent le minerai en lit fixe 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 est 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 de 200 t/j (fig.1) et construit une nouvelle installation de 500 t/j.
- 2.- Dessin schématique joint (fig.2)
  - 3.- Réacteurs de réduction où le gaz réducteur préchauffé agit sur le minerai.
    - Installation de préchauffage du gaz naturel
    - Désulfuration du gaz naturel
    - Réacteurs où le gaz naturel réagit avec de la vapeur d'eau en présence d'un catalyseur pour produire un mélange CO +  $H_2$  (Four de reforming Kellog).
    - Un récupérateur de la chaleur sensible du gaz
    - Refroidisseur du gaz (condensation de l'humidité du gaz).
    - Préchauffeurs du gaz à l'aide de gaz sortant des réacteurs de réduction.
    - Le gaz réducteur passe successivement dans deux réacteurs à minerai et à la sortie de chaque réducteur, il est refroidi pour lui enlever l'humidité formée pendant la réduction. (fig. 3)
  - 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.
    - 4.3.2 L'installation comporte cinq réacteurs, de 15 t de capacité par réacteur.  
Durée du cycle de réaction 4h. + 1 h. pour chargement et vidange.
    - 4.3.3 La capacité est d'environ 200 t d'éponge de fer/jour.

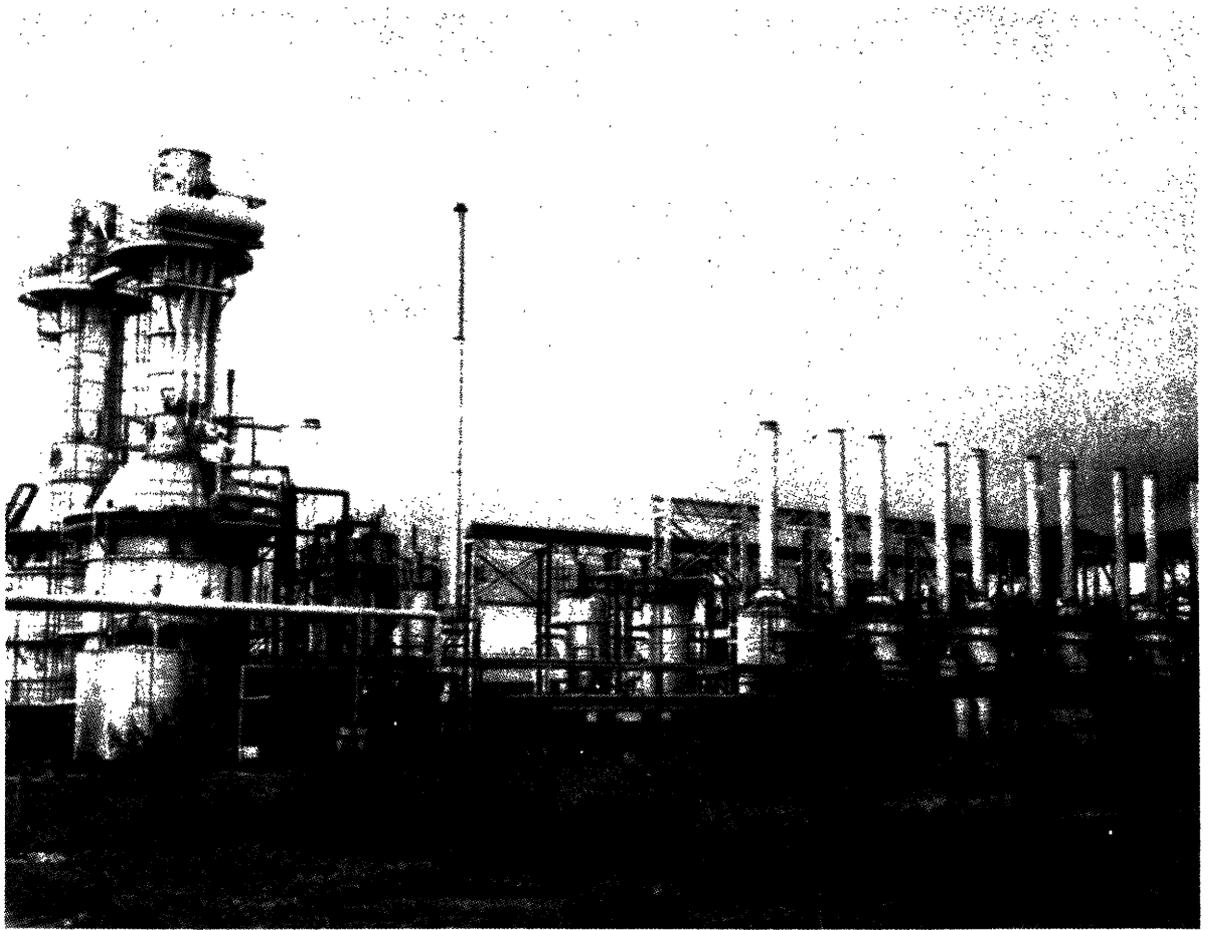


Fig. 1

18. H.y L.

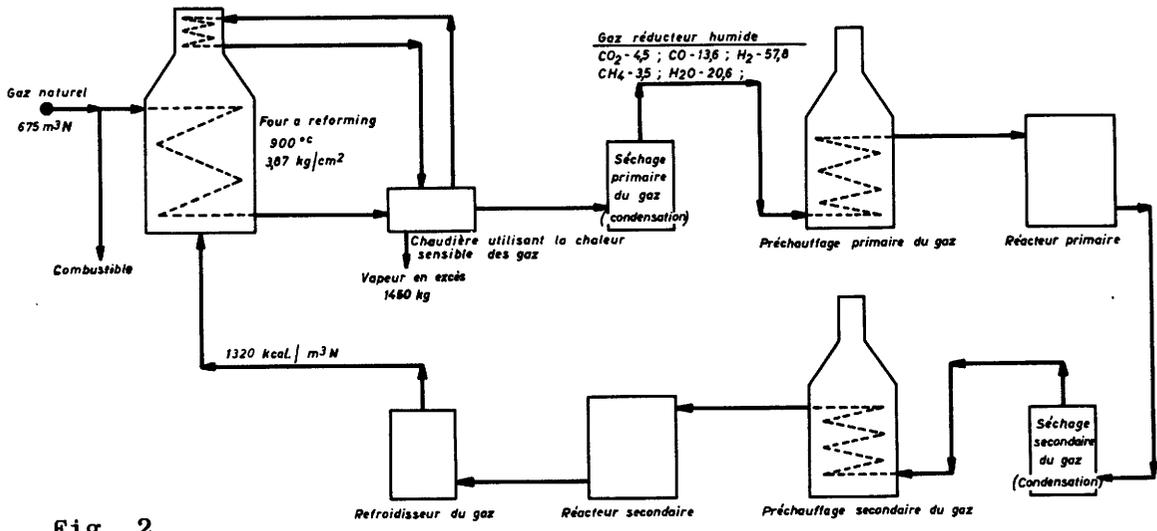


Fig. 2

NOTE: Toutes les valeurs indiquées se rapportent à une tonne de Fe

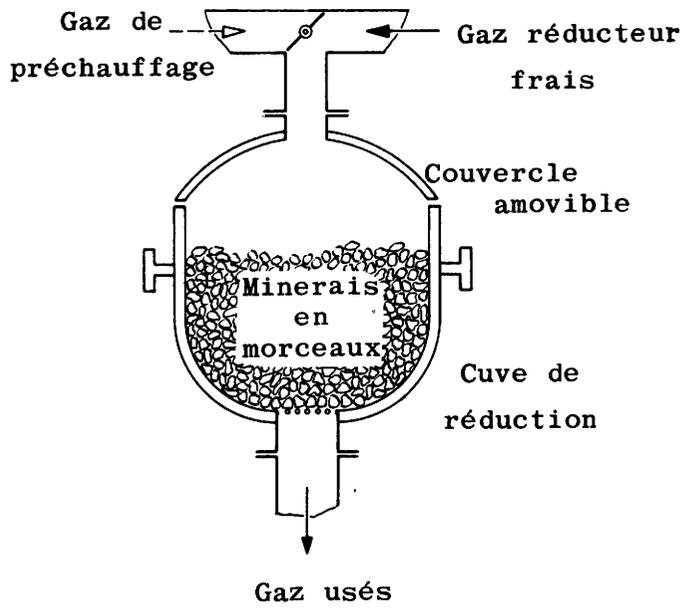


Fig. 3

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.

5.2 Fours de reforming Kellogg

5.3 Analyse du gaz sec.      6,6 % CO  
                                    4 % CH<sup>2</sup>  
                                    16,3 % CO<sup>4</sup>  
                                    73,1 % H<sub>2</sub>

5.6 Le gaz préchauffé passe à travers deux cuves de réduction. Après passage dans le réacteur primaire le gaz est refroidi, débarrassé de son eau puis réchauffé pour passer dans le réacteur secondaire chargé de minerai frais. Le gaz après refroidissement et condensation sert au chauffage des appareils auxiliaires.

6.- 6.1 Le minerai de fer vient de Pihuamo, de l'Etat de Jalisco.

6.2 L'analyse du minerai est d'environ 66 % Fe, 4 % insoluble, 0,2 % S, 0,2 % P, 0,5 % CaO, 0,2 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>.

6.3 Actuellement, broyage du minerai et utilisation de la fraction 1/4" - 2 1/2".

6.4 La seule préparation que subit le minerai est le broyage et le criblage.

8.- La température finale de réduction varie entre 870 et 1040°C.

10.- 10.1 L'éponge de fer se présente exactement sous la même forme que le minerai de fer.

10.2 Eponge de minerai de Pihuamo :

Fe métallique	85,4 %
Fe total	91,0 %
C	0,4 %
S	0,014 %
Insolubles	6,0 %

85 % du soufre sont éliminés, tandis que le phosphore ne l'est pas.

10.3 10.3.1 environ 94 %

10.3.2 94 %

11.- Aucun traitement ultérieur de l'éponge de fer. Elle est chargée, chaude, au four électrique.

12.- Voir 10.2 et 10.3

13.- Le rendement en fer est de 100 %

14.- "Par suite du manque d'éponge, celle-ci ne constitue que 50 % de la charge. On considère que 75 % constituent une bonne base opérationnelle. Notons que de l'acier a été produit avec de bons résultats sur plusieurs charges constituées de 100 % d'éponge.

- 15.- 15.1 et 15.2 653 Nm<sup>3</sup> de gaz naturel/tonne de fer total.  
15.3 77 KVA/t  
15.8 et 15.9 8 hommes par poste pour toute l'installation.  
"Pour une installation de 500 t/jour les consommations suivantes sont prévues :
- gaz naturel : 528 Nm<sup>3</sup>/t éponge.
  - eau de refroidissement: 47 m<sup>3</sup>
  - eau pour vapeur : 1.105 kg
  - énergie : 10.5 Kwh
  - vapeur excédentaire produite : 70 kg
  - catalyseur : 0,075 kg
  - main-d'oeuvre: 8 hommes/ poste dont 1 chef d'équipe.
  - entretien : 3 % du coût de l'usine.
  - frais indirects : 50 % des frais de main-d'oeuvre.
- 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.  
Pour l'usine de 500 t/j on compte sur 29 à 30 dollars par t/an installée.
- 17.- "Le procédé donne des résultats très satisfaisants à Fierro Esponja. Kellogg achève la construction d'une nouvelle unité capable de produire 450 t/jour.
- 18.- 18.1
- 1) Weston Starrat : Journal of Metals, mai 1959 p. 315/18.
  - 2) P.E. Cavanagh : Direct Iron Ore Reduction  
Journal of Metals, déc. 1958 p. 804/809
  - 3) The H y l Sponge Iron Process.  
Iron and Coal Trades Review.  
22 mai 1959 p. 1199
  - 4) J. Celada, C.K. Mader The H y l Sponge Process.  
et R. Lawrence: Iron and Steel Engineer, jan.1960 n° 37  
p. 87 - 91  
(voir traduction française C.I.I. 1960  
n° 5 p. 1109/18)
  - 5) G.H. Muller : Sponge Iron in Mexico  
Metall Progress, jan. 1960
  - 6) R.A. Labine : Natural gas moves into Steelmaking.  
Chemical Engineering, 28/12/1959 p. 50/53



# Procédé FINSIDER

## (Projet)

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 et cuisson des pellets,
  - Installation de préchauffage et préréduction en four tournant,
  - Dispositifs de recyclage du gaz
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, gaz naturel et oxygène.
  - 5.2 Gazéification
  - 5.3 Gaz du type 70 % CO, 30 % H<sub>2</sub>. (CO:63 % - CO<sub>2</sub> : 5 % - H<sub>2</sub> : 27 %  
H<sub>2</sub>O : 5 %)
  - 5.4 1000° C.
  - 5.6 Après le four à cuve : 46 % CO - 22 % CO<sub>2</sub> - 20 % H<sub>2</sub> - 12 % H<sub>2</sub>O
6. - 6.1 Variée.
  - 6.2 Magnétites enrichies à 62 % de Fe.
  - 6.3 Fines provenant de l'enrichissement magnétique.
  - 6.4 Pelletisation.
8. - 1000° C.
9. - Pression normale.
10. - 10.1 Eponge sous forme de pellets.
  - 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 Eponge en pellets.
- 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. - 15.1 0,140 t de coke et 115 Nm<sup>3</sup> de gaz naturel.
- 15.3 - 15.3.1 Pour la fabrication de l'oxygène à 95 % de pureté :  
110 kWh.
- 15.5 195 Nm<sup>3</sup>
- 15.6 Evaluée, pour une grande installation, à 0,06 \$.
- 15.8 Evaluée à 5,00 \$
- 15.9 Evaluée à 1,35 \$
- 16. - 16.1 Amortissements évalués à 3,20 \$/t 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. Possibilité de fabrication de ferraille synthétique pour produits spéciaux pour lesquels on demande une grande pureté du metal.
- 18. - 18.1 1. Rapports intérieurs de l'Istituto Siderurgico Finsider.
- 2. Scortecci Comptes rendus des Journées Internationales de Sidérurgie - Liège, le 18.28 Juin 1958 - p. 224.



## Procédé ORF

1. - 1.1 ORF Direct Steel Process.
- 1.2 Des concentrés de magnétite (condition obligatoire: les concentrés ne peuvent contenir plus de 0,5 % de gangue!) sont oxydés en hématite, puis réduits directement en acier par un mélange CO + H<sub>2</sub> (3 : 1).  
Le lit de concentrés est réduit sur une bande transporteuse en traversant le four. A sa sortie, le produit réduit peut être laminé directement en produit plat.
- 1.3 Ontario Research Foundation.
- 1.4 Le procédé est toujours à l'étude. Il est développé par l'Ontario Research Foundation sous les auspices de la Republic Steel.
3. - Four traversé par une bande transporteuse. On envoie le gaz réducteur dans le four de bas en haut à travers la couche de minerai.
  - Installation de laminage à la sortie du four.
4. - 4.1 Ontario Research Foundation.
- 4.2 Le procédé est toujours à l'étude.
5. - 5.3 Réducteur gazeux, formé de CO et H<sub>2</sub> dans la proportion de 3 à 1.
 

CO	-	70 %	CO <sub>2</sub>	+	H <sub>2</sub> O	-	2 %
H <sub>2</sub>	-	26 %	N <sub>2</sub>	etc.			2 %
- 5.4 1100° C.
- 5.6 CO - 60 %      CO<sub>2</sub> + H<sub>2</sub>O - 15 %  
H<sub>2</sub> - 23 %      N<sub>2</sub> etc. - 2 %
6. - 6.2 Concentrés de magnétite très purs; ils ne peuvent contenir plus de 0,5 % de gangue, environ 72 % Fe sur sec.
8. - Environ 1100°C.
10. - 10.1 Couche d'acier plus ou moins compacte.
- 10.3 Les oxydes de fer seraient complètement réduits.
11. - 11.2 Laminage.
12. - 12.1 Produit fini laminé (uniquement des feuillards de 90 cm de largeur maxima, de 6,3 mm d'épaisseur maxima, ou bien du fil et des ronds d'un diamètre plus petit que 25,4 mm).
14. - Les renseignements obtenus ne permettent pas de formuler une opinion.
17. - 17.1 Le procédé est toujours à l'étude.

18. - 18.1 (1) P.E. Cavanagh : Direct Iron Ore Reduction  
Journal of Metals, déc. 1958 p. 804-809
- (2) P.E. Cavanagh : Direct Reduction Processes for Iron Ore  
Revue Technique Luxembourgeoise, 50 N°2  
avril-juin 1958.
- et Journées Internationales de Sidérurgie  
Liège + Luxembourg, Charleroi, 18-28 juin  
1958, Comptes-rendus publiés par le C.N.R.M.

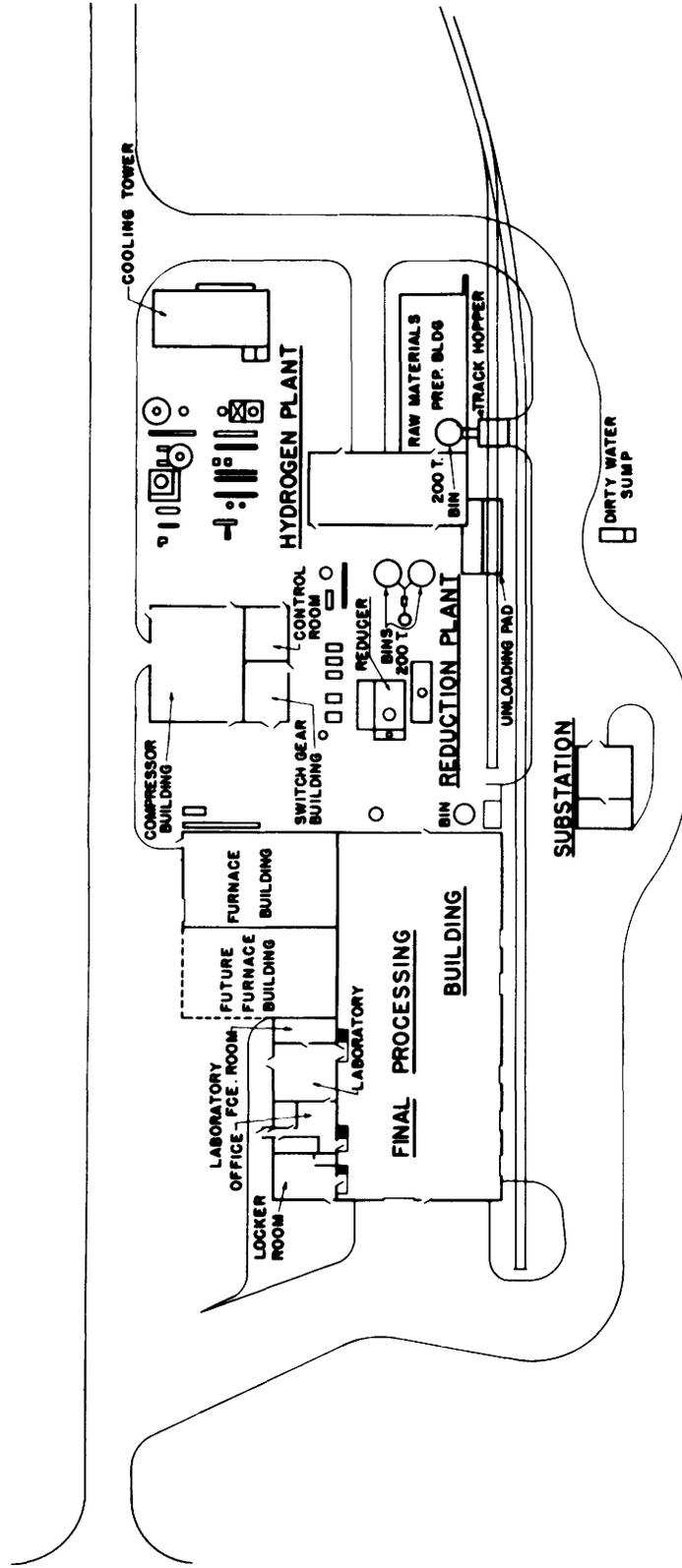
## Procédé REPUBLIC STEEL

1. - 1.1 Republic Steel.
- 1.2 Des concentrés très purs sont réduits en une poudre métallique. Celle-ci est laminée directement en un avant-feuillard semi-solide. Cet avant-feuillard traverse un four où il est chauffé à 1200°C dans une atmosphère réductrice, et laminé à chaud en feuillard dense à l'épaisseur désirée.
- 1.4 Republic Steel.
- 1.5 Republic Steel.
4. - 4,1 Le nouveau centre de recherches de la Republic Steel situé à Independence, Ohio (près de Cleveland).
- 4.2 Republic Steel a l'intention de construire une station pilote.
6. - 6.2 Des concentrés de minerai très purs.
10. - 10.1 Poudre métallique
11. - 11.2 Laminage primaire en un avant-feuillard semi-solide. Laminage secondaire à chaud en feuillard dense ayant l'épaisseur désirée.
12. - 12.1 Feuillard.
17. - 17.1 Republic Steel semble avoir terminé en gros l'étude du procédé, et envisage la construction d'une station pilote.
18. - 18.1 Two New Research Laboratories. Republic Shows Direct Strip-making Technique.  
Journal of Metals, août 1959, p. 508.  
  
Direct Reduction moves closer.  
Republic goes from ore to strip without melting.  
Iron Age, 25 juin 1959 p. 54.  
  
Republic Scores in direct reduction.  
Steel, 22/6/1959 p. 44 - 45.



## Procédé H-IRON

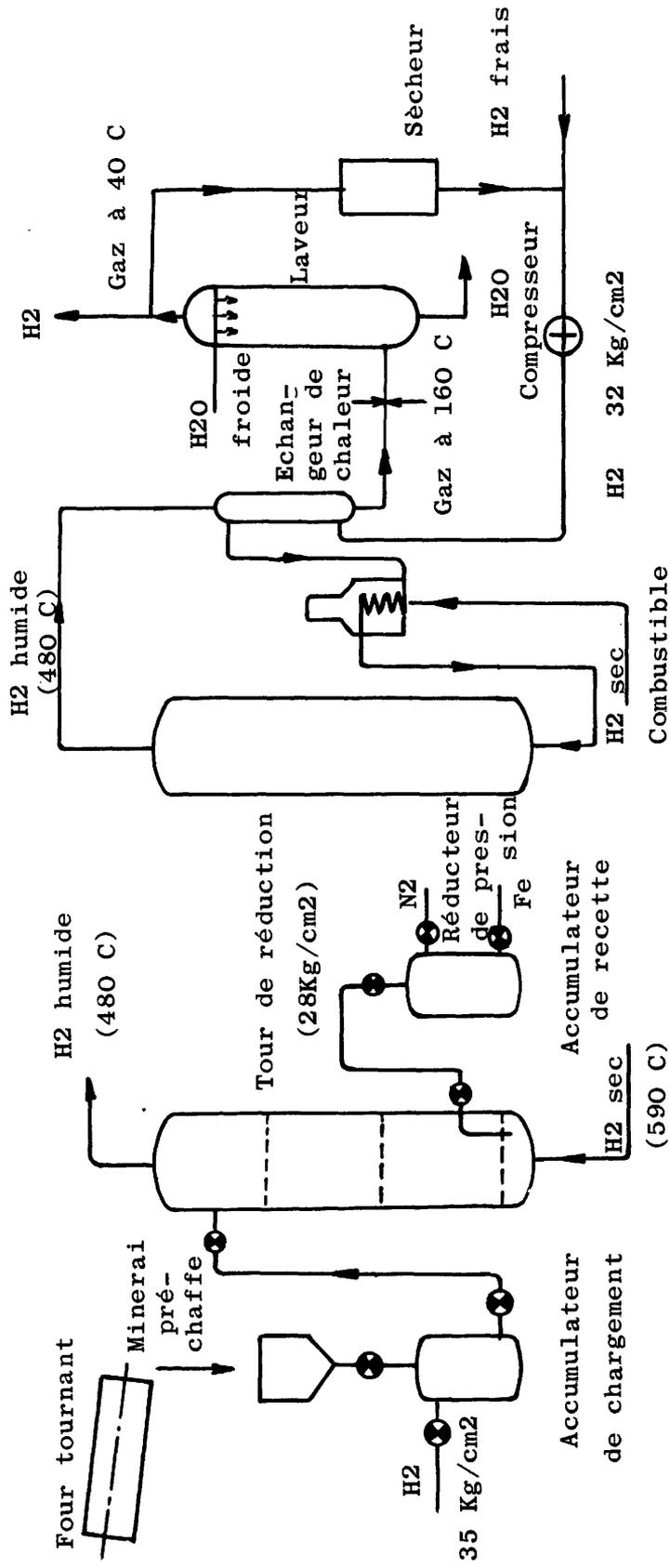
1. - 1.1 H-IRON
  - 1.2 Réduction par  $H_2$  à  $480^\circ$  sous pression
  - 1.3 Hydrocarbon Research Inc.  
115 Broadway - NEW YORK Etats-Unis
  - 1.4 HYDROCARBON RESEARCH  
Inc. et Bethlehem Steel  
Etats-Unis
  - 1.5 - 1.5.1 Alan Wood Steel Co, Conshohocken, Pennsylvanie U.S.A.  
pour  
50 t/j de fer ou de minerai réduit (fig. 1)
    - 1.5.2. Bethlehem Steel, Los Angeles, Californie, U.S.A.  
pour 100 à 150 t/j.
2. - Dessin joint (fig. 2)
  - Préparation du minerai, préchauffage au four tournant
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.
  - 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 maximale de 10 tonnes de minerais réduits par jour.
  - 4.3.1 Conshohocken, Pennsylvanie, U.S.A.
    - 4.3.2 1,65 m de diamètre et 29 m de hauteur; réacteur comportant 3 lits fluidisés superposés.
    - 4.3.3. 50 t/j d'éponge de fer.
    - 4.3.4. Le processus de production est continu avec passage successif dans 3 lits fluidisés superposés. Le produit est soutiré lorsqu'il a atteint dans le lit inférieur un degré de réduction de 98 %.  
Le contenu du deuxième lit (taux de réduction : 87 %) est ensuite déversé dans le lit inférieur et le contenu du lit supérieur (taux de réduction : 47 %) se dépose dans le deuxième lit. Immédiatement après, 15 tonnes de minerai fin sont chargées par voie pneumatique, par



**GENERAL ARRANGEMENT OF IRON POWDER PLANT**

( Alan Wood Steel Company )

Fig. 1



Circuit des matières solides

Circuit des gaz

Fig. 2

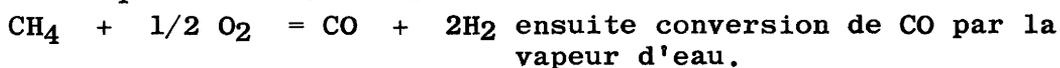
l'intermédiaire de la benne de chargement, sur le lit fluidisé supérieur. Durant ces transferts, le courant d'hydrogène reste ininterrompu.

5. - 5.1 Fuel

- Gaz naturel
- Charbon
- Gaz de four à coke

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  $CH_4$  avec l'oxygène pour obtenir :



5.3 HRI préfère un gaz à 99 % de  $H_2$  moins de 0,1 % de CO.

Des essais ont été faits avec des gaz contenant

- 0,8 à 2,5 % de CO
- jusqu'à 5 % de  $N_2$
- moins de 1,5 % de  $CH_4$

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

L'installation de 50 t/j utilise un gaz composé de 97 % de  $H_2$ , 3 % de  $N_2$  et des traces de CO et de  $CH_4$ .

5.4 540° C.

5.5 30 à 45 cm/s (en moyenne 33,5 cm/s).

La vitesse calculée sur la base des travaux mentionnés au point 18.1.14 est de 40 à 80 cm/sec).

5.6 La composition dépend du minerai et du nombre d'étages. Avec 3 étages, on obtient 5 % de  $H_2O$ , 92 % de  $H_2$ , 3 % de  $N_2$ , ainsi que des traces de  $CH_4$  et de CO.

La température est d'environ 480° 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 <sub>2</sub> %	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 <sub>2</sub> %	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.- Amenée du gaz réducteur à 540° C.

Réduction en plusieurs étages à des températures de l'ordre de 480° C.

9.- 35 kg/cm<sup>2</sup> (500 psi) Pression normale 28 kg/cm<sup>2</sup> (400 psi).

10.- Minerai réduit pulvérulent.

10.3.1 Variable jusqu'à 98 %.

11.- Introduction, 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, environ 15 x 3,5 x 2 cm, densité 5,5.

13.- Sauf dans le cas où l'on enrichit les minerais après réduction, 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	80 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 + 25 % pour supervision et contrôle	28/100 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 effectuant la réduction de 2 000 t de minerai par jour.

16. -

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

Selon l'étude visée au point 18.1.15, l'installation de 50 t/j aurait coûté 3,8 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. L'atelier de 50 t/j est en service depuis 1959.

17.2 Pyrophorisme.

17.3 Ne s'appliquerait bien qu'avec :

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

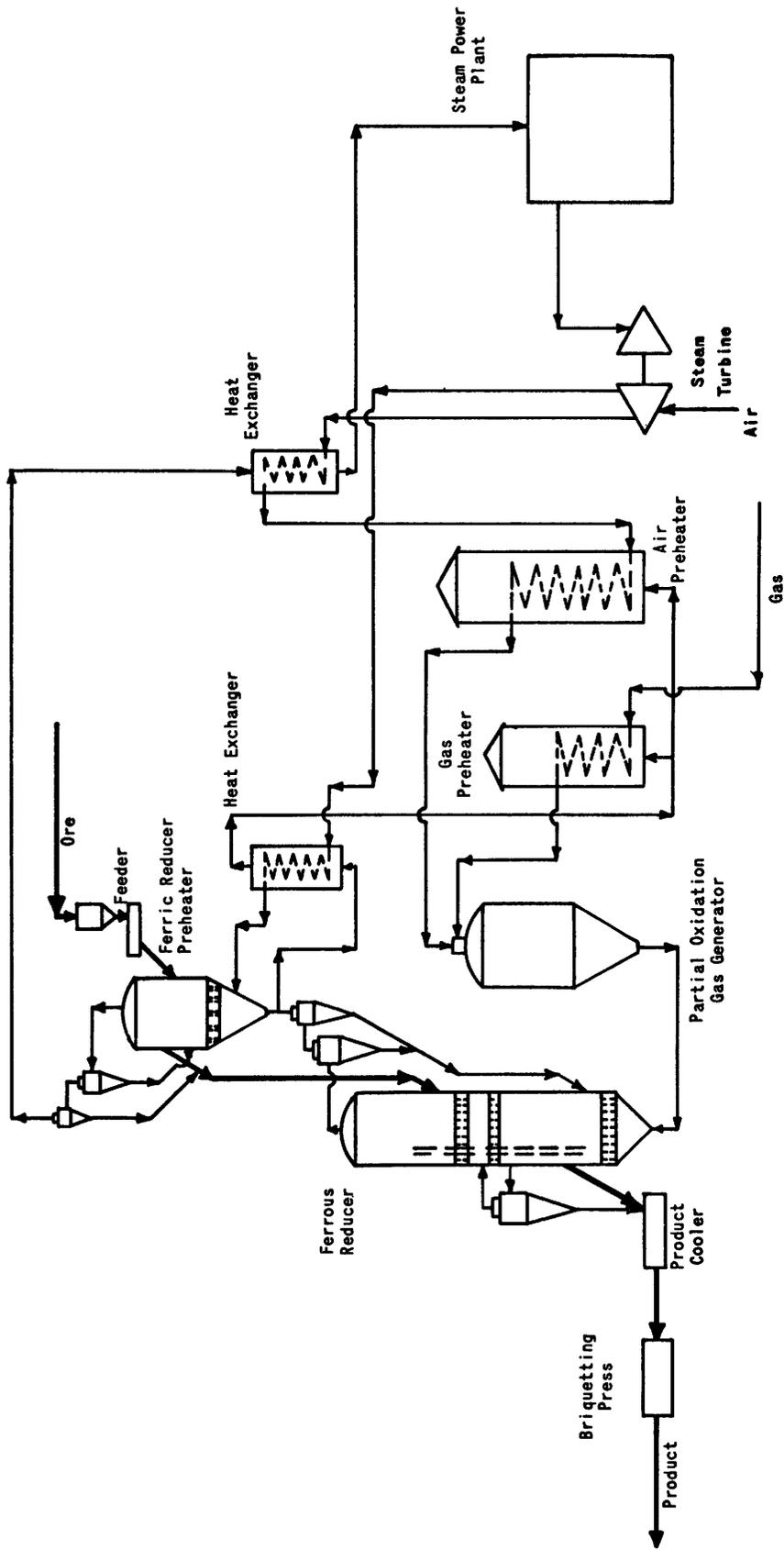
18. - 18.1
1. HYDROCARBON RESEARCH INC. - The "H-Iron" process for direct reduction of iron fines - 1er mars 1956.
  2. H.T. SHARP - Hydrogen reduces iron ore in fluid bed (Hydro-carbon Research, Inc. et Bethlehem Steel) - Chemical Engineering- Mai 1956, p. 110.
  3. HYDROCARBON RESEARCH, INC. - The "H-Iron" process - 30 novembre 1956.
  4. ANONYME - Fluidised Metallurgy and H-Iron - British Chemical Engineering, dec. 1956, p. 424/427.
  5. Le procédé H-Iron par A.M. SQUIRES et C.A. JOHNSON - Journal of Metals, avril 1957, 9 - N° 4.
  6. Unterweiser, P.M. : Réduction à l'hydrogène du minerai de fer.  
Iron Age 178 (1956) n° 2, p. 71 à 74.
  7. Hegarty, A. : Nouvelles techniques américaines de réduction directe;  
Iron and Steel 30 (1957) n° 11, p. 483/85.
  8. Roos, André - Réduction à l'hydrogène des minerais de fer.  
15 janvier Génie civil 77 (1957) n° 3437 p. 36 - 39.
  9. Unterweiser - Possibilités futures de l'élaboration directe de l'acier - Iron Age - 180 (1957) n° 12, p. 139/44.
  10. Cavanagh P.E. Direct reduction process for iron ore.  
Exposé fait au Congrès international de la sidérurgie, Luxembourg 1958.
  - 11 à 12 v.o. (S = p)
  13. Met. Progress, mars 1958 p. 92/96  
Jerome Kuzmick + K.W. Bruland
  - 14 à 15 v.o. (S = p)
  16. v.o. (du 16 au 19)
- 18.2 Brevet américain 2.900.246. Réduction à l'hydrogène de l'oxyde de fer -Hydrocarbon research 18.8.1959.  
Brevets français N° 1 091 390 et 1 147 343.

## Procédé ERL

1. - 1.1 Esso - Research - Little
- 1.2 Réduction par  $H_2 + CO$  à  $700-900^\circ C$ .
- 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 / Massachussets (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 t de minerai réduit par jour.
5. - 5.1 Gaz naturel.
- 5.2 Pyrolyse du gaz naturel (méthane) en présence d'air à  $900^\circ C$  dans des tours à fonctionnement discontinu ou dans un appareil du type Texaco Development.
- 5.3 On utiliserait un gaz complexe contenant  $CO - H_2 - N_2$  dans des proportions malconnues (on aurait utilisé en particulier un gaz contenant 20,5 % de  $CO$ , 41 % de  $H_2$  et 38,5 % de  $N_2$ ).
- 5.4  $850^\circ C$  : température de préchauffage avant le cracking  
 $930^\circ C$  : température avant l'entrée dans la cuve de réaction
- 5.5 Environ 0,90 m/sec.



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

29,2	%	de	H <sub>2</sub>
14,5	%	de	CO
0	%	de	H <sub>2</sub> O (°)
6,2	%	de	CO <sub>2</sub>
48,2	%	de	N <sub>2</sub>
1,9	%	de	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 CERO-BOLIVAR (Venezuela) à 64,5 % de 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.

- Amenée 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 après réduction, 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. - 15.1 Minerai (65 E de Fe) : 1,62 t		Cas du gaz naturel
15.2 - 15.2.1 pour produire l'hydrogène	)	
	(	au total
15.2.2. comme combustible	)	435 m <sup>3</sup>

15.3 - 39 kWh

15.4 - 1 t à 42 kg/cm<sup>2</sup> et 315° C

15.8 - Heures de main d'oeuvre pour la production 0,19 h

NB. 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 14 millions de dollars pour 1 000 t/an

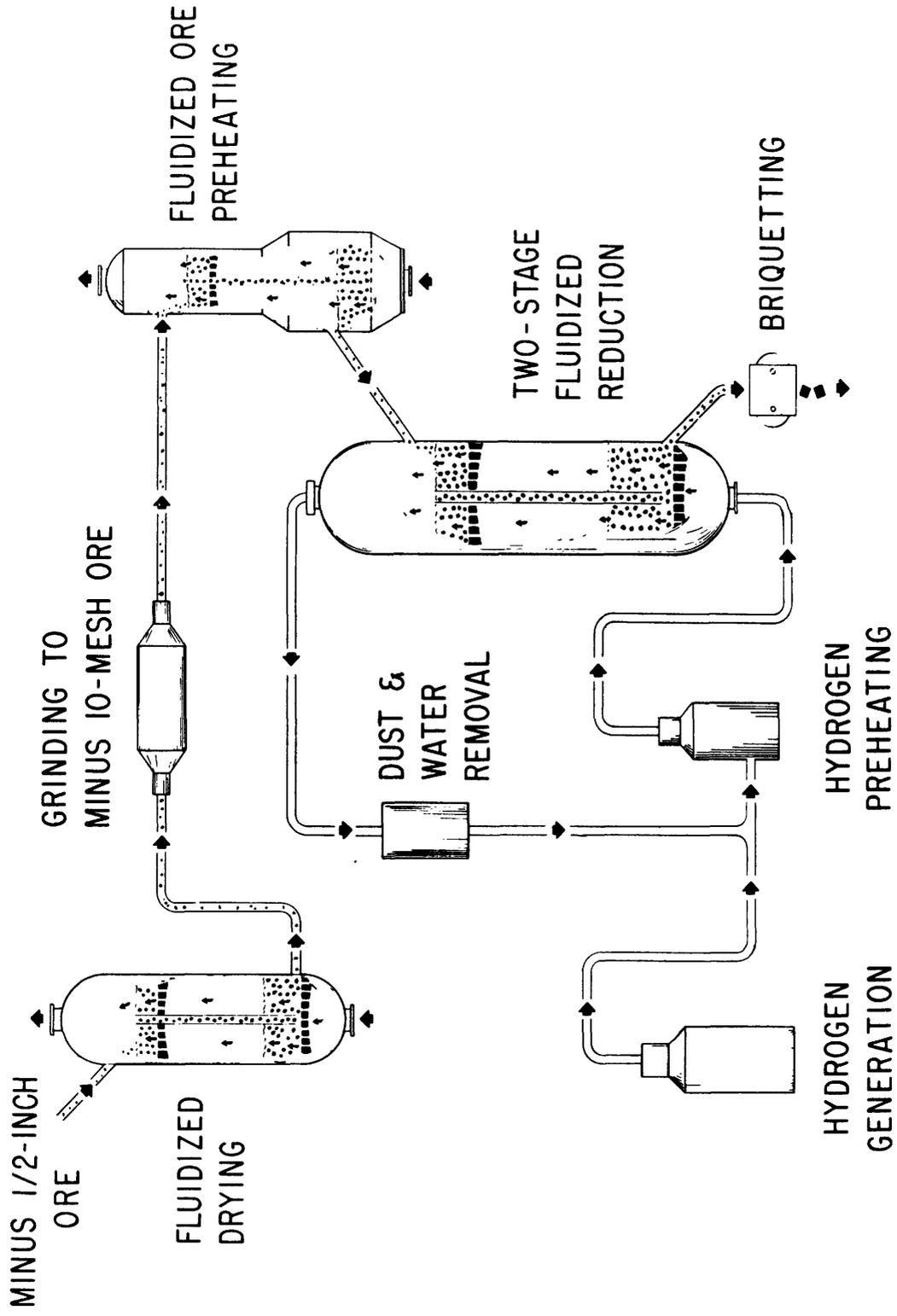
16.3 - Droits de licence pas encore fixés.

17. - 17.1 - Le procédé est à l'essai en atelier pilote.  
17.2 - Collages  
17.3 - Ne s'appliquerait bien qu'avec :  
1) des minerais riches de granulométrie adaptée à la fluidisation;  
2) du gaz naturel ou du fuel bon marché.
18. - 18.1.1 Iron Reduction in fluid beds  
Chemical Engineering (sept. 1953) 398-400  
Anonyme-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 (se trouve à l'Institut Finsider)
- 18.1.2 Processes for direct reduction of iron by Dr. BRUCE S. OLD, communication présentée au Congrès de Pittsburgh de l'American Iron and Steel Institute 2 octobre 1947.
- 18.1.3 Anonyme - Processes and Technology - Methane reduces iron ore in fluid bed - Chemical Engineering n° 1 Janvier 1957 pp. 130/132.
- 18.1.4 B.S. OLD et R.W. HYDE (of Arthur D. LITTLE Inc.) New Development in Direct Reduction - (se trouve à l'Institut sidérurgique Finsider).
- 18.1.5 Réduction du fer en lit fluidisé  
Chem. Eng. 64 (1957) N° 1, p. 130 d'après Chem. Ztg. 81 (1957) N° 7 p. 215.
- 18.1.6 Hegarty A. Nouvelles techniques américaines de réduction directe. Iron and Steel 30 (1957) N° 11 p. 483/85
- 18.1.7 Old. B.S. Possibilités d'application de la réduction directe des minerais. Steel 140 (1957) N° 11, p. 112, 116 et 119/20
- 18.1.8 A.W. Hyde-Development Work on the Esso Research - Little Progress, Communication présentée au congrès de Chicago (4.5.1960)
- 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.  
Brevets français 980 671 et 981 112.  
Brevets américains: 2.742.352 - 2.742.353 - 2.742.354  
Production of Sponge Iron - Esso Research and Engineering Co 17.4.1956  
Brevets français 1.232.557 Réduction du minerai de fer Esso Research and Engineering Co 11.5.1959

## Procédé NU-IRON

1. - 1.1 - Nu - Iron (antérieurement : procédé U.S. STEEL ou SHIPLEY)
  - 1.2 - Réduction par  $H_2 + CO$  à  $600 - 700^\circ C$
  - 1.3 - Mr. Shipley, Th. F. Reed, Pittsburgh de la U.S. Steel Corporation.
  - 1.4 - United State STEEL Corporation (Etats-Unis)
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. Premier étage : composition moyenne de Fe O; second étage: rapport maximal  $O_2/Fe = 0,152$ .
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 : Pour le premier stade de l'essai, une cuve de 42 cm de diamètre et 3 m de hauteur. Pour le second stade, une cuve ayant le même diamètre et 6,10 m de hauteur.
    - 4.2.3 100 à 200 kg de minerai par heure, c.a.d. 2 à 3 t/j de minerai réduit.
5. - 5.1 - Gaz naturel.
  - 5.2 - Cracking du gaz naturel.
  - 5.3 - D'après les brevets de Shipley et Reed on utilise un gaz à
    - 74,7 % de  $H_2$
    - 13,8 % de CO
    - 1,5 % de  $H_2O$
    - 0 % de  $CO_2$
    - 10 % de  $N_2$
  - 5.6 - D'après le brevet de Reed, on obtient un gaz contenant

au 1er stade (produit final Fe O)	au 2° stade (produit final Fe)
7,2 % de CO	9,4 % de CO
6,6 % de $CO_2$	4,4 % de $CO_2$
48,7 % de $H_2$	58,9 % de $H_2$
26,0 % de $H_2O$	17,3 % de $H_2O$
10,0 % de $N_2$	10,0 % de $N_2$



6. - Fines de minerai riches en fer.
  - 6.1 - Surtout du Vénézuéla.
  - 6.3 -  $< 12,7$  mm.
  - 6.4 - Le minerai est broyé en circuit fermé jusqu'à ce que l'on obtienne une granulométrie  $< 1,65$  mm.
8. - Préchauffage du minerai en fluidisation à  $850^{\circ} - 1000^{\circ} \text{ C}$  ( $1600^{\circ} - 1800^{\circ} \text{ F}$ ).
  - Amenée du gaz réducteur à  $800 - 930^{\circ} \text{ C}$  ( $1500 - 1700^{\circ} \text{ F}$ ).
  - Température de réduction de  $600$  à  $760^{\circ} \text{ C}$  ( $1100^{\circ}$  à  $1400^{\circ} \text{ F}$ ) pour les deux étages de réduction.
9. -  $0$  à  $4 \text{ kg/cm}^2$  ( $50 \text{ psi}$ ).
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 après réduction, 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  $5 \text{ t/j}$ .

Des essais dans un atelier semi-industriel de  $100$  à  $200 \text{ t/j}$  paraîtraient fort utiles.

  - 17.2 - Collages.
  - 17.3 - Ne s'appliquerait bien qu'avec :
    - 1) des minerais riches de granulométrie adaptée à la fluidisation;
    - 2) du gaz naturel ou du fuel bon marché.
18. - 18.1 - 1. Hegarty A. - Nouvelles techniques américaines de réduction directe.

Iron and steel 30 (1957) n° 11, p. 483/85.

  2. Chem. Ing. (1959) 29, p. 42.
  3. REED T.F., AGARWAL I.C., SHIPPLEY E.H. : Nu - Iron, a fluidized bed reduction process - Communication au Congrès de Chicago, mai 1960, résumée dans Journal of Metals, avril 1960, 12, n° 4, p. 317 - 320. Traduction française IT 3050, CIT n° 9/1960 du CDS.
- 18.2 - Brevet américain n° 2.752.234 (Shipley), déposé le 7 juillet 1955 et accordé le 26 juin 1956.
  - Brevet américain n° 2.848.316. Process for gaseous reduction of iron ore - U.S. Steel - 7 juin 1956 - 19 août 1956.

- Brevet américain n° 2.864.688 (Reed) déposé le 28 janvier 1958 et accordé le 16 décembre 1958.
- Brevet américain n° 2.876.091 - Method of reducing iron oxide. U.S. Steel 31.12.1957 - 3 mars 1959.
- Brevet américain n° 2.915.379 U.S. Steel 1er décembre 1959.
- Brevet américain n° 2.929.703 U.S. Steel 22 mars 1960
- Brevet français n° 1.208.315 du 4 juin 1958.
- Brevet français n° 1.208.316 du 4 juin 1958.
- Brevet français n° 1.216.401 du 21 novembre 1958.
- Brevet français n° 1.217.047 du 15 novembre 1958.

## Procédé NOVALFER

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.
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 10 à 15 t de minerai réduit par jour.
5. - 5.1 - Gaz naturel ou fuel.
  - 5.2 - Cracking du gaz naturel.
  - 5.3 - On a utilisé des gaz contenant jusqu'à 40 % de  $CO$ .  
La teneur en  $CO_2 + CH_4 + N_2$  a été de 10 à 24 %.
  - 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

Origine Analyse		Miliana / Algérie		Jacutinga/Brésil
		Cru	Grillé	
Fe	%	42,7	60	68,9
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%	1,8	-	98,5
FeO	%	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 - De préférence entre 0,3 à 1,2 mm. (< 1 mm)

8. - Préchauffage du minerai en 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 après réduction, 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.

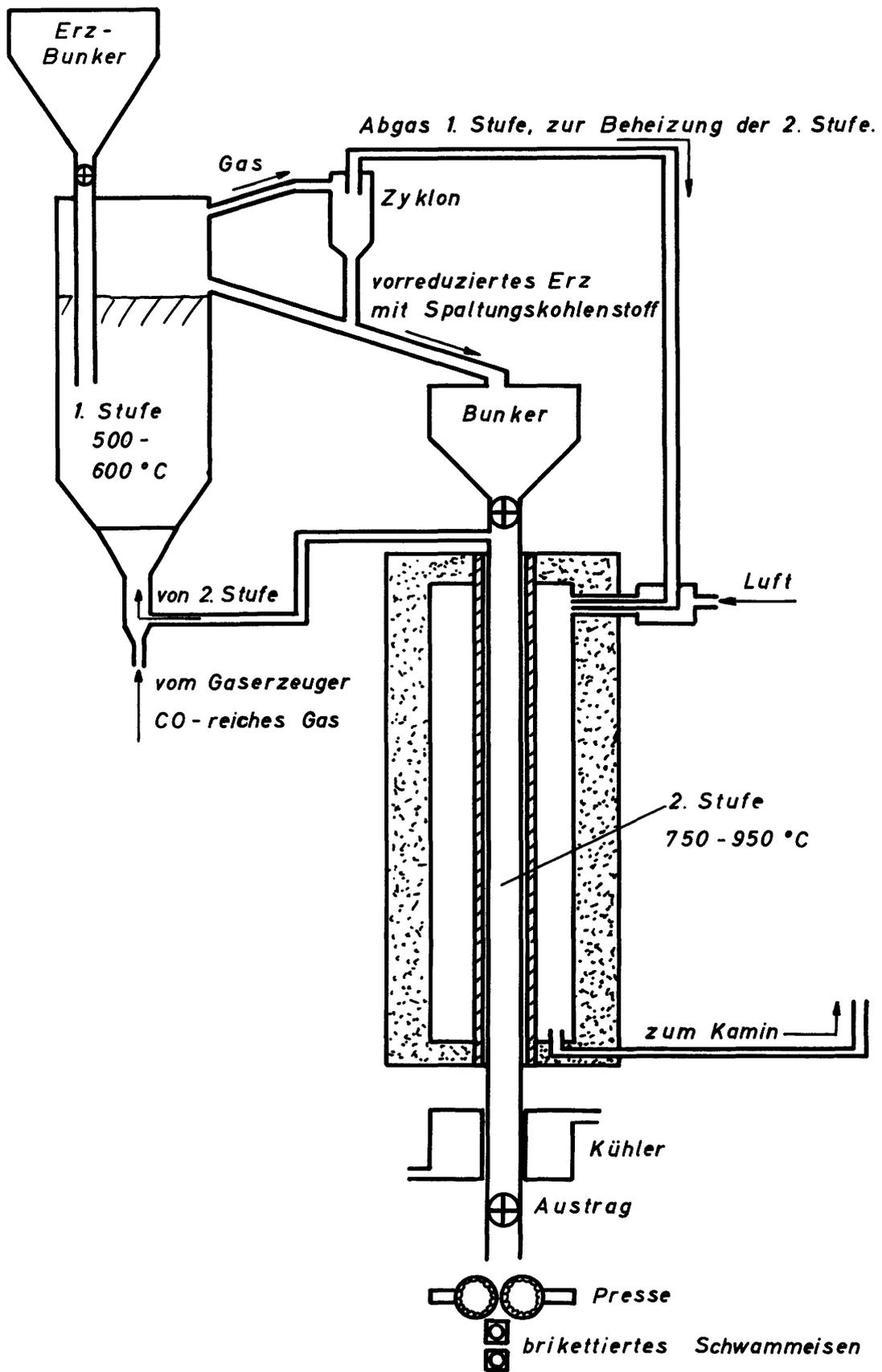
15.5 )





## Procédé CO-C-FER

1. - 1.1 Procédé CO-C-FER
  - 1.2 Dépôt de carbone et préréduction au CO du minerai de fer dans un lit fluidisé. Réduction finale ultérieure dans des fours chauffés au travers de leurs parois.
  - 1.3 Dr. mont. Hermann Th. Brandi, Mülheim (Ruhr)  
Prof. Dr. Ewald Wicke, Hambourg/Münster (Westphalie)
  - 1.4 Phoenix-Rheinrohr AG, Düsseldorf,  
Division métallurgique, usine de Ruhrort.
2. - Dessin joint
3. - Production d'un gaz riche en CO  
Four de fluidisation pour le dépôt de carbone et la préréduction (1er étage)  
Four pour la réduction finale (2ème étage)  
Eventuellement, briquetage
4. - 4.1 Phoenix-Rheinrohr AG, Düsseldorf  
Division métallurgique, usine de Ruhrort
  - 4.2 Installation pilote en construction
  - 4.22 Réacteur de fluidisation: environ 6 m de hauteur et 1 m de diamètre. Four de réduction de dimensions analogues
  - 4.23 Environ 2 à 5 tonnes de fer par jour
5. - 5.1 Charbon non cokéfiabie, huiles lourdes
  - 5.2 Gazéification
  - 5.5 30 à 50 cm/sec
  - 5.6 550 ° C; env. 40 % de CO<sup>2</sup>, 40 % de CO, 20 % de H<sup>2</sup>
6. - 6.1 Fines de minerais à haute teneur en Fe, provenant principalement du Vénézuéla et du Labrador.
  - 6.2 65 %
  - 6.3 Env. 0 à 2 mm
8. - Premier étage env. 600° C  
Deuxième étage env. 900° C
9. - 0,1 kg/cm<sup>2</sup>
10. - 10.1 Minerai réduit pulvérulent
  - 10.2 Env. 92 % de Fe, le cas échéant 4 % de C en plus de la gangue



10.31 95 à 98 %

10.32 95 à 98 %

11. - Eventuellement compactage

12. - Minerai réduit pulvérulent de même granulométrie que le minerai chargé.

13. - Env. 100 %

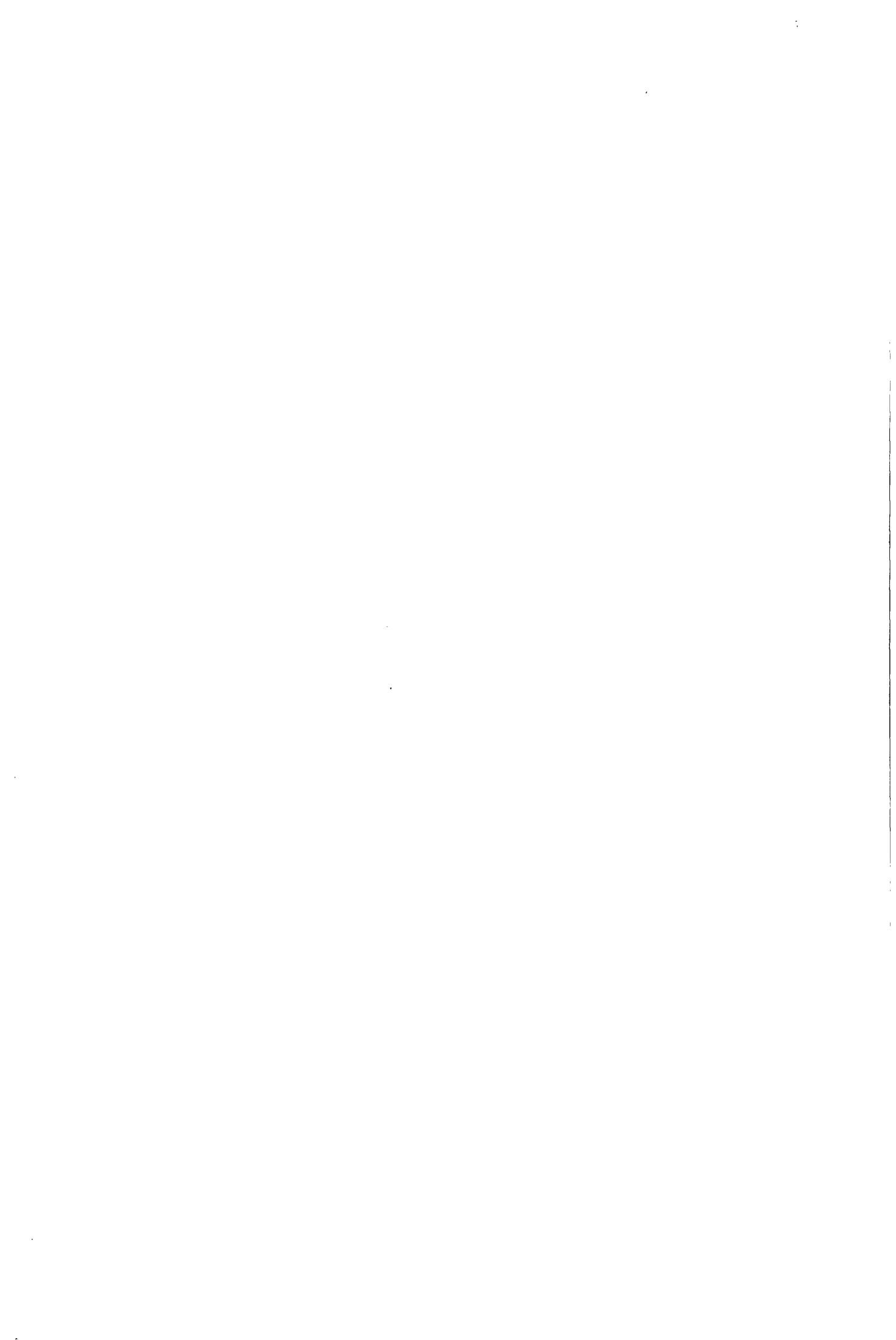
14. - Production d'acier

18. - 18.1 - Willems et Quade. Utilisation de mélanges gazeux d'hydrogène et d'oxyde de carbone pour la réduction par fluidisation de minerai de fer dans l'industrie sidérurgique. Stahl und Eisen 79 (1959) p. 1058/64.

- Wicke, Hedden, Lüth : Réduction de minerai de fer en 2 phases par emploi principal d'oxyde de carbone (Procédé CO - C - Fer). Stahl und Eisen 79 (1959) p.129/34.

- Lüth : Réduction de minerai de fer par l'oxyde de carbone avec comme intermédiaire dépôt de carbone pulvérulent. Dr. rer. nat. Diss. Hambourg 1959

- Graue, Willems: Ferraille synthétique - Umschau 60 (1960)  
p. 13/15.

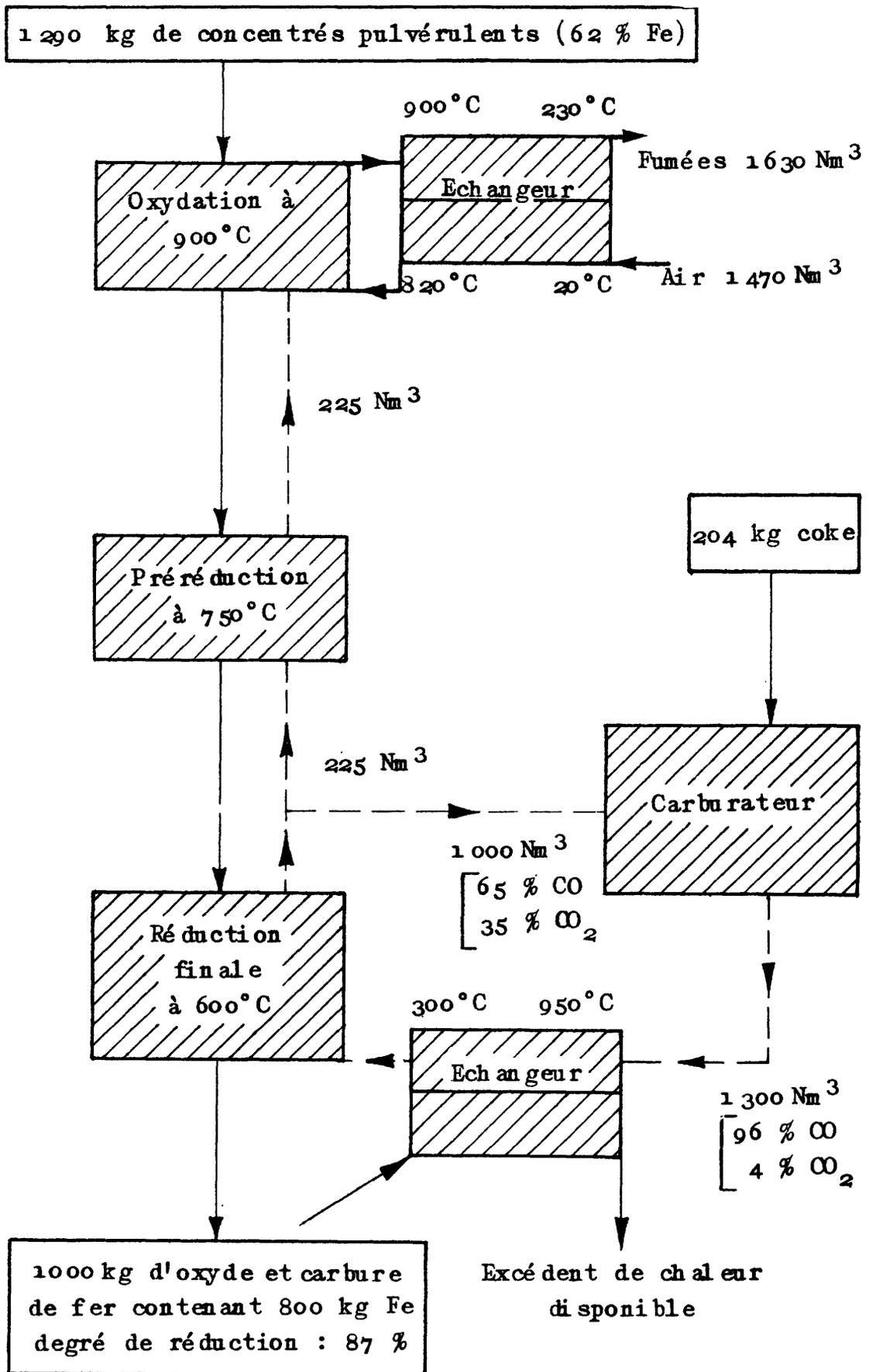


## Procédé STELLING

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

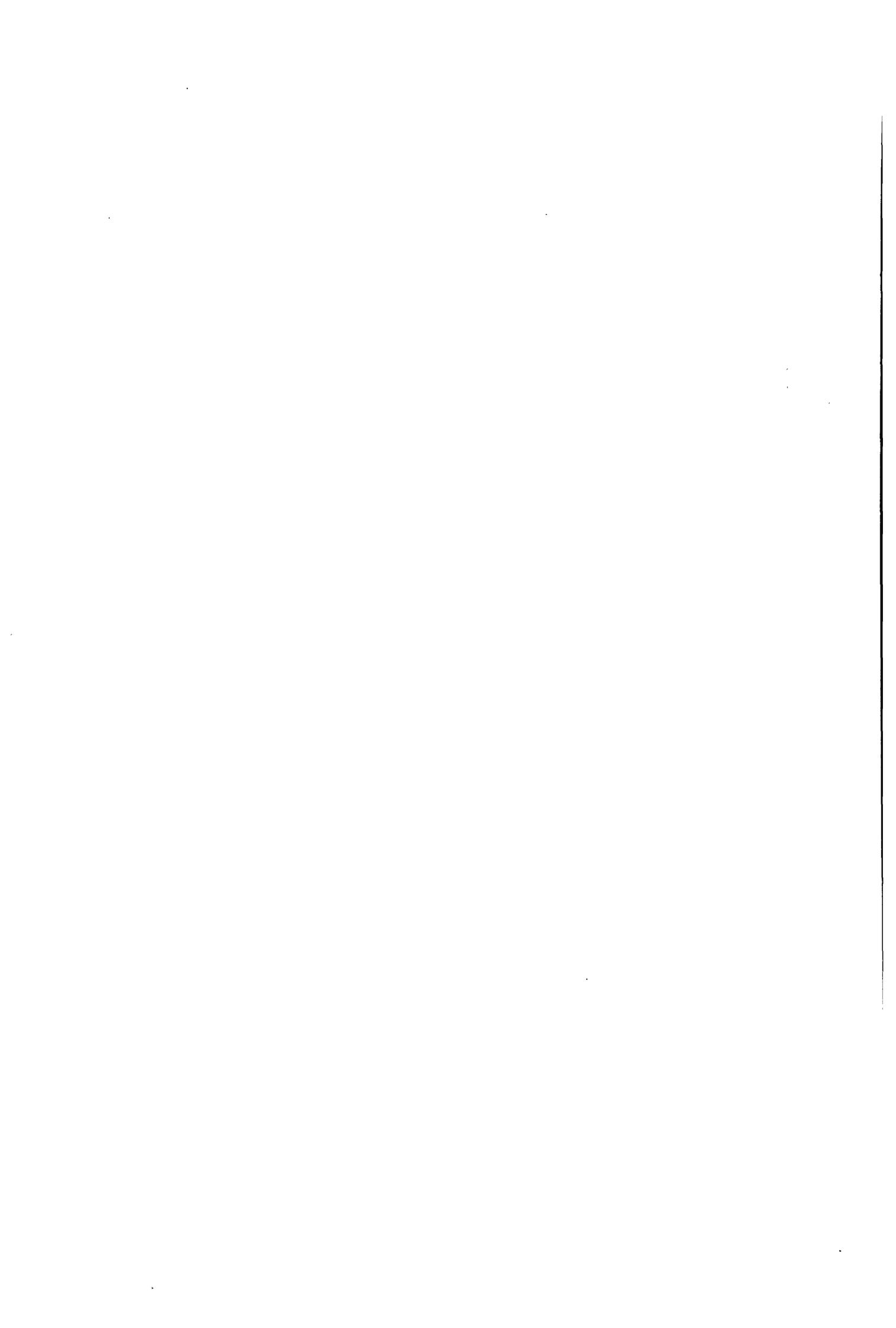
On a étudié des gaz à 85% de CO ou 65% de CO, 5% de CO<sub>2</sub>,  
2 % de CO<sub>2</sub>, 10 à 15% de H<sub>2</sub>O et 15% de S
  - 5.4 300° C.
  - 5.5 On signale des essais à 17 cm/s.
  - 5.6 Dépend de la nature des gaz utilisés.
6. - Concentrés suédois.
  - 6.1 Concentrés des mines suédoises de : 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



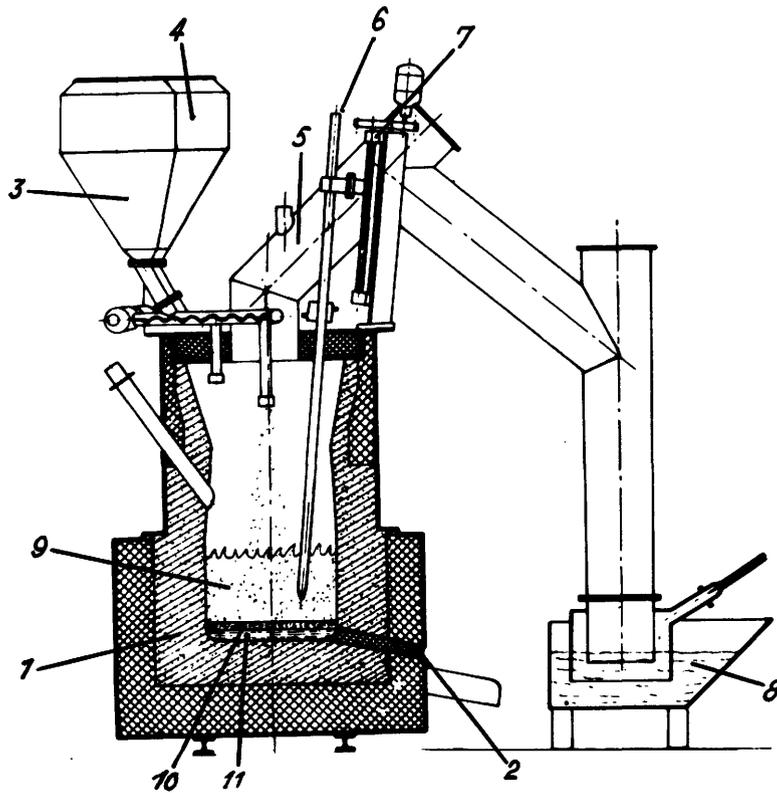
CaO %	1,8
MgO %	1,8
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %	0,9
MnO %	0,7
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> %	0,019
S %	0,22
Cu %	0,019
Perte au feu	2,1

8. - Oxydation du minerai (s'il s'agit de magnétite) 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 ) 200° C.
  12. - 12.1 Minerai réduit pulvérulent.
  13. - Sauf dans le cas où l'on enrichit les minerais après réduction, 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 qu'avec des minerais riches de granulométrie adaptée à la fluidisation.
  18. - 18.1. 1. STELLING (O) et PERESWETOFF-MORATH (I.) - Metod för direct reduktion av järnmalmslig med koloxid uta 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).
    - 2. Stelling (O) Carbon Monoxide Reduction of Iron ore Journal of Metals, Avril 1958, pp. 290/95.
    - 3. Scortecci, A: Reduction Directe des Minerais de Fer. Communication présentée au Congrès international de la sidérurgie, Luxembourg 1958.
    - 4. Unterweiser: Iron Age 30. Jan. 1958 N°5, pp. 93 à 95
- 18 2 Brevet français N° 1.094.043 et deux brevets suédois



## Procédé ELECTRO-FLUIDISATION

1. - 1.1 Procédé "Electro-fluidisation" (procédé Wenzel/Schenck)
  - 1.2 Principe:  
Un lit fluidisé composé d'un combustible fin ou pulvérulent est chauffé comme une résistance électrique au moyen d'électrodes plongées dans le lit. Du minerai de fer (pulvérulent ou très fin) est introduit par le haut dans le lit en fluidisation et se trouve réduit et fondu en passant au travers du lit fluidisé de charbon chauffé à très haute température. L'oxyde de carbone qui se produit alors constitue le composant gazeux nécessaire au maintien du lit fluidisé.
  - 1.3 Dr. Ing. Wenzel et Prof. Dr. Ing. Schenck, Aix-la-Chapelle.
  - 1.4 Demag AG, Duisbourg.
2. - Voir dessin
3. - Voir dessin
4. - 4.1 Institut de la sidérurgie de l'Ecole technique supérieure d'Aix-la-Chapelle
  - 4.1 - 4.2.1 Institut de la sidérurgie de l'Ecole technique supérieure d'Aix-la-Chapelle
    - 4.2.2 Cuve de réaction avec un diamètre intérieur de 100 cm et une hauteur de 180 cm.
    - 4.2.3 Environ 1 tonne de fonte par 24 heures.
  - 4.3 Pas d'installation industrielle.
5. - 5.1 Anthracite et charbon, quelle que soit la teneur en matières volatiles, lignite, coke de haute température, semi-coke.
  - 5.3 Pulvérulent ou fin, de préférence granulométrie de 0 à 0,5 mm; la teneur en cendres n'a pas d'importance mais a néanmoins une incidence sur la consommation d'électricité.
  - 5.4 Le préchauffage est prévu à environ 700° C.
  - 5.5 2 cm/sec.
  - 5.6 70 à 90 % de CO )  
v.o. ) suivant la nature de la charge.  
Environ 800° C
6. - 6.1 Au choix
  - 6.2 Au choix
  - 6.3 De préférence entre 0 et 0,5 mm; les morceaux atteignant jusqu'à 8 mm environ n'occasionnent pas de difficultés.
  - 6.4 Pour les minerais fins, pas de préparation; pour les minerais de gros calibre, le concassage est nécessaire.



Schnitt durch eine Elektrode

- 1 = feuerfeste Auskleidung des Ofens
- 2 = Abstichloch
- 3 = Erzbunker mit Schneckenzuteilung
- 4 = Kohlebunker mit Schneckenzuteilung
- 5 = Gasabzugsrohr
- 6 = Kohleelektrode
- 7 = Verstellvorrichtung der Kohleelektrode
- 8 = Wasservorlage
- 9 = Kohleflie遥ett
- 10 = flüssige Schlacke
- 11 = flüssiges Eisen

- 7. - 7.1 Additions habituelles pour obtenir un laitier d'une composition déterminée, par exemple pour la désulfuration de la fonte. Le four a marché aussi bien avec un laitier fortement acide qu'avec un laitier fortement basique.
- 7.2 Voir 7.1
- 7.3 La granulométrie des additions doit être comprise entre 0 et 0,5 mm env.
- 8. - Les températures maximales sont fonction de la tension de vapeur des matières liquides en réaction
- 9. - Pression normale. Le fonctionnement à haute pression est envisagé.
- 10. - 10.1 Fonte liquide
- 10.2 Suivant la charge et l'allure: ferro-alliages, fonte ou semi-aciers.
- 10.3.1 100 %
- 10.3.2 100 %
- 13. - 13.1 Voisin de 100 % suivant la quantité de laitier; la poussière évacuée en même temps que les gaz est recyclée.
- 13.2 voir 10.1 et 13.1
- 14. - Comme fonte pour la production d'acier.
- 15. - 15.1 Environ 350 à 400 kg de coke (80 % C) sans préréduction du minerai par les gaz de sortie
- 15.2 Voir 15.1
- 15.3 - 15.3.1 Environ 2500 kWh par tonne de fonte sans préréduction du minerai par les gaz de sortie
- Environ 1500 kWh par tonne de fonte avec préréduction
- 15.3.2 Non précisé
- 15.6 Non précisé
- 15.7 Non précisé
- 15.8 Non précisé
- 15.9 Comme pour le bas fourneau électrique
- 16. - 16.1 Comme pour le bas fourneau électrique
- 16.2 Comme pour le bas fourneau électrique
- 16.3 Pas de précédents
- 17. - Observations:  
Sur la base des résultats obtenus avec un four à échelle réduite de 200 kW, il faudra construire un four dix fois plus grand. Le procédé convient à la fusion et à la réduction de toutes les matières premières disponibles sous forme pulvérulente ou fine et notamment à la réduction de minerais de fer sous forme d'oxydes, et même de minerais préréduits suivant un autre procédé. Par ailleurs, il permet la production de ferro-alliages et de carbure de calcium. En plus de l'utilisation directe de minerais pulvérulents ou fins, le procédé présente l'avantage de permettre la réalisation de rendements élevés et l'utilisation de combustibles de faible valeur.



Procédé	1.111	1.112	1.113	1.114	1.115	1.121	1.122	1.21	1.31	1.32
1. Classification	ELEKTROEMISK	STRATEGIC-UDY	DLM	ORCARB	DE SY	BASSET	STURZELBERG	KRUPP-RENN	R.N.	KRUPP-EISENSCHWAMM
2. Nom	Norvège	Etats-Unis & Canada	Etats-Unis	Etats-Unis	Belgique	Danemark	Allemagne	Allemagne, CSR, Mandchourie, Corée Japon, Espagne	Etats-Unis	Allemagne
2a. Situation géographique (Pays)	Norvège	Etats-Unis & Canada	Etats-Unis	Etats-Unis	Belgique	Danemark	Allemagne	Allemagne, CSR, Mandchourie, Corée Japon, Espagne	Etats-Unis	Allemagne
3. Appareil (Four à cuve, four tournant, réacteur de fluidisation, four électrique grille) FC FT FL FE GR	FT + FE	FT + FE	GR + FE	FT + FE	FE (induction)	FT	FT	FT	FT	FT
4. Marche continue (oui, non)	oui	oui	oui	oui	oui	oui	non	oui	oui	oui
5. Recyclage des gaz (oui, non)	du FE au FT	du FE au FT	oui	du FE au FT	non	non	non	non	non	non
6. Installation (industrielle, pilote, laboratoire) In Pi La	Pi	Pi	Pi	Pi	In	In	In	Pi	Pi	Pi
7. Production (t/j)	2,5	20 (400)	8	1,5	1,2 à 4,8	85	45	250 à 600	50 à 75	6
8. Température de réduction (°C)	1000	1000	1100	1000	1500/1600	1100	1300/1400	temp. max. 1290	950/1080	environ 1000
9. Pression de réduction (atm)	normale	normale	normale	normale	normale	normale	normale	normale	normale	normale
Minéral	He-Ma	Tous minerais	He-Ma	He-Ma	minéral très riche en fer	Cendres de pyrites Na 67	Cendres de pyrites Na 67	minerais acides	Divers minerais	environ >45
10. Type de minéral (hématite, magnétite) He-Ma (à l'état naturel, concentrés) Na Co (% Fe)	50 ou plus	même non ferreux 11-60	He-Ma genre Mesabi Na-Co Mo <10	He-Ma Co <0,043 mm Mo Bo	<25 mm	fines	Ag	Mo <10	<25 mm	Mo <10
11. Granulométrie (morceaux, agglomérés, boulettes) Mo Ag Bo (mm)	Mo Ag Bo <35	Mo <10	Mo <10	Mo Bo	<25 mm	fines	Ag	Mo <10	<25 mm	Mo <10
Réducteur	Poussier coke ou charbon	charbons divers	charbons divers	charbons à M.V. élevées	coke, charbon	coke	coke, charbon, coke de pétrole	fines d'antracite	coke, houille	poussier coke, lignite, semi-coke, coke de pétrole, anthracite, fines de houille
12. Nature de la matière première de réduction										
13. Préparation, Type d'appareil (gazéification, carburateur, etc...)	Broyage 3-20 mm	Broyage 13 mm	Broyage fin 0,15 mm	Semi-cokéfaction à 430 °C	-	-	-	-	-	-
14. Composition chimique (%)	50 à 80 C	30 à 85 C				86 C, 1 S, 10 cendres				
Produit brut										
15. Etat (liquide, solide, pâteux) Li So Pa	Sortie du FT So	Sortie du FT So	Sortie GR So	Sortie du FT So	Li	Li	Li	Pa	So	So
16. Teneur en fer total (%)	?	?	?	?	95	96	96	96	78,3 (x)	80 à 90
17. Teneur en fer métallique (%)	?	?	?	?	95	96	96	96	68,2 (x)	80 à 90
18. Degré de réduction, 100 Fe m/Fe t (%)	65	50-60	55-60	80	-	100	100	100	87 (x)	80 à 90
19. Degré de désoxydation, oxygène enlevé (%)	fusion	fusion	fusion	fusion	-	-	-	-	-	-
20. Traitement (séparation magnétique, broyage, briquetage) Mag Bro Bri								Mag	Mag Bro Bri	Bro Mag
Produit final										
21. Forme (Loupes, Briquettes, Boulettes, Poudre) Lo Br Bo Po	Liquide	Liquide	Liquide	Liquide	fonte	Le produit est utilisable comme fonte br.	Le produit est utilisable comme fonte br.	Lo	Br	Br ou Po
22. Rendement en fer (% Fe)	95	?	?	?	-	-	-	92 à 95	85-97 Fe.	80 à 90
23. Composition (Fer, Gangue) Fe Ga (%)	96-98 Fe (fonte) Li	96-99 Fe (fonte) Li	fonte Li	fonte Li	-	-	-	environ 94 Fe Fe	85-97 Fe.	> 90 Fe Fe
24. Emploi (A l'état liquide, ferr. synth., Métallurgie des poudres) Li Fe Po										
Consommation par tonne de produit final										
25. Coke, semi-coke (kg/t)	(300 à 350) (de C fixe)	430	850	?	(a 350 b) 420 (carbone)	650 coke	1660 coke	750 à 1000	368	450 à 500 (1)
26. Autres charbons (kg/t)	-	-	-	-	-	350 fuel	-	150 à 250	-	-
27. Combustible liquide (kg/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	286 (x)	-
28. Gaz naturel (Nm3/t)	1050 à 1400	1100	1050	1100 (1)	a) 1830 b) 610	100	80	75 à 110	350 (x) (100)	100 à 120 (1)
29. Energie électrique (kWh/t)	3500	3000	?	?	a) 2835 b) 3400	7910	11.820	5300 à 7400	4860 (x)	-
30. Total estimé: a) Réduct. et chauff. (th/t) b) Energie élect. (th/t) c) Total (th/t)	800 à 1200	950	900	950	a) 1585 b) 528	86	69	65 à 95	300 (x) (87)	-
31. Oxygène (Nm3/t)	4400 à 4700	3950	?	?	a) 4420 b) 3928	7996	11.689	5370 à 7500	5160 (x) (4947)	-
32. Castine - Dolomie (kg/t)	selon minéral 6 à 10	selon minéral 7	selon minéral 4	selon minéral ?	-	355 castine	750 cast./30 dolom.	-	-	-
33. Electrodes (kg/t)	?	75	?	?	-	-	-	-	-	-
34. Vapeur	?	?	?	?	-	-	-	-	-	-
Consommations annexes pour 1 t acier										
35. Courant électrique (kWh/t)	?	28	70	?	-	-	-	-	540 à 620 (xx)	-
36. Charbon, carbone (kg/t)	?	?	?	?	-	-	-	-	?	-
37. Total estimé (th/t)	?	?	?	?	-	-	-	-	?	-
38. Type d'installation (Industrielle, Pilote, Laboratoire, Estimations calculées) In, Pi, La, Ca	Pi	Pi	Pi	Pi	In	In	In	In	Pi	Pi
39. Investissements par tonne annuelle (Amortissement / tonnage annuel) Pour une production de (t/an)	?	50 à 55 \$	53 à 62 \$	?	40 \$	94 \$	41 \$	DM 215	40 \$	40 \$
40. Remarques	?	300 à 600.000	125 à 365.000	?	80.000	28.000	85.000	420.000	350.000	(1) pour minéral riche
				(1) quantité d'énergie nécessaire pour assurer une réduction de 80 %	a) pour minéral froid b) pour minéral pré-réduit à 70-75% et préchauffage à 970 °C	Autre produit : clinker de ciment		(x) Consommations pour traitement du minéral concassé de Mineville (xx) Sponges avec - degré de réduction 92,5% - Fe tot 95,2% Charges dans le four: 20 à 60 % d'éponge		



Classification Nom	1.33 KALLING A	1.34 KALLING D	1.35 HOGANÄS	1.36 FREEMAN	2.11 JET SMELTING	2.12 FLAME SMELTING	2.211 WIBERG	2.212 HOJALATA Y LAMINA	2.213 FINSIDER (projet)
Situation géographique (Pays)	Suède	Suède	Suède, Etats-Unis	Canada	Canada	Royaume Uni	Suede	Mexique	Italie
Appareil (Four à cuve, four tournant, réacteur de fluidisation, four électrique grille) FC FT FL FE GR	FT	FT	Four circulaire ou four tunnel	FT	FC	FL	FC	FC	FC
Marche continue (oui, non)	oui	oui	oui	oui	-	-	non	non	oui
Recyclage des gaz (oui, non)	non	non	non	non	La	La	oui	oui	oui
Installation (industrielle, pilote, laboratoire) In Pi La	Pi	Pi	In	Pi	La	La	In	In	Pi
Production (t/j)	5 - 6	3	environ 25	10	?	?	60 éponge	180 éponge	26 éponge
Température de réduction (°C)	?	1150	1100	1000	1980/1540	?	950/1000	870/1040	1000
Pression de réduction (atm)	normale	normale	normale	normale	normale	-	normale	normale	normale
<u>Prati</u>									
Type de minéral (hématite, magnétite)	60 - 65	He (Striberg)	Ma, Co 70	Na-Co 65-70	minerais très riches	minerais très riches	Ma, Co 66	He, Na 66	Ma, Co 63
He Ma (à l'état naturel, concentrés)									
Na Co (% Fe)									
Granulométrie (morceaux, agglomérés, boulettes) Mo Ag Bo (mm)	?	?	Mo 25	Bo 3 à 25	minerais très riches	minerais très riches	Bo 20-80	Mo 6-60	Bo
<u>ucteur</u>									
Nature de la matière première de réduction	charbon de bois	poussier coke	charbon, poussier de coke	Poussier de coke	gaz naturel + O <sub>2</sub>	charbon + O <sub>2</sub>	coke, charbon, fuel	gaz naturel	charbon
<u>tion</u>									
Préparation, Type d'appareil (gazéification, carburateur, etc...)	-	-	-	Broyage 0,15-0,55 mm	-	-	gazéification dans carburateur électrique	Reforming par H <sub>2</sub> O	O <sub>2</sub> - gazéification
Composition chimique (%)	-	-	-	env. 85 C	-	-	75 CO 25 H <sub>2</sub>	73 H <sub>2</sub> , 16 CO, 4CH <sub>4</sub> , 7 CO <sub>2</sub>	70 CO, 30 H <sub>2</sub>
<u>ruit brut</u>									
Etat (liquide, solide, pâteux) Li So Pa	So	So	So	So	Li	Li	So	So	So
Teneur en fer total (%)	?	68	96-97	minimum 95	-	-	85	91	85
Teneur en fer métallique (%)	?	58	93	91,5	-	-	77	85	76
Degré de réduction, 100 Fe m/Fe t (%)	?	85	?	96	-	-	90	94	93
Degré de désoxydation, oxygène enlevé (%)	?	87	?	97,5	-	-	88	94	-
Traitement (séparation magnétique, broyage, briquetage) Mag Bro Bri	Mag. désulfuration	Mag.	Mag. Bro. Bri	criblage	-	-	-	Enfournement chaud au four électrique d'aciérie	-
<u>duit final</u>									
Forme (Loupes, Briquettes, Boulettes, Poudre) Lo Br Bo Po	Po	Po	Br Po	Bo Po	fonte	fonte	Bo	Acier	Bo
Rendement en fer (% Fe)	?	?	?	env. 100	?	?	100	100	100
Composition (Fer, Gange) Fe Ga (%)	94,5 Fe, 4 Ga	91,8 Fe, 5 Ga	97 Fe, 2 Ga	95 Fe, 4 Ga	-	-	85 Fe, 10 Ga	91 Fe, 6,5 Ga	85 Fe, 13 Ga
Emploi (A l'état liquide, ferr. synth., Métallurgie des poudres) Li Fe Po	Fe	Fe	Fe Po	Fe Po	Li	Li	Fe	Fe	Fe
<u>nsommation par tonne de produit final</u>									
Coke, semi-coke (kg/t)	530	650	200	600	-	-	115	-	-
Autres charbons (kg/t)	-	-	450-600 ou gaz	370-400	-	-	50	-	495
Combustible liquide (kg/t)	-	-	210 ou gaz	-	-	-	-	653 (530)	146
Gaz naturel (Nm <sup>3</sup> /t)	1000	?	100-172	-	1580	-	-	77 (10)	-
Energie électrique (kWh/t)	3500	env. 4000-5000	4500	8000	13.400	?	900	6200 (5000)	4700
Total estimé: a) Réduct. et chauff. (th/t)	870	?	100	8000	-	-	780	66 (50)	-
b) Energie électr. (th/t)	4370	env. 4000-5000	4600	8000	13.400	?	2930	6266 (5050)	4700
c) Total (th/t)	-	-	-	600	1230	?	-	-	363
Oxygène (Nm <sup>3</sup> /t)	?	?	?	-	-	-	80 (dolomie)	-	-
Castine - Dolomie (kg/t)	?	?	-	-	-	-	1,5	-	-
Electrodes (kg/t)	-	-	-	-	-	-	-	(1.105)	-
Vapeur (kg/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	-
<u>nsommations annexes pour 1 t acier</u>									
Courant électrique (kWh/t)		Variable		?			820 (x)	?	
Charbon, carbone (kg/t)		-		?			?	?	
Total estimé (th/t)		-		-			?	?	
Type d'installation (Industrielle, Pilote, Laboratoire, Estimations calculées) In, Pi, La, Ca	Pi (?)	Pi (?)	In	Pi	La	La	In	In	Pi
Investissements par tonne annuelle (Amortissement / tonnage annuel)		200 \$		?			50 - 60 \$	30 \$	
Pour une production de (t/an)		30.000		?			35.000	450 t/a	
<u>Remarks</u>							(x) Eponge avec degré de réduction 86 % - Fe tot 88 % Charges dans le four 54 % d'éponge	Les chiffres entre ( ) concernent une installation de 500 t/j	



Code	Classification Nom	2.221 O.R.F. (CAVANAGH)	2.222 REPUBLIC STEEL	2.231 H - IRON	2.232 EKL (ESSO-RESEARCH-LITTLE)	2.233 NU - IRON	2.234 NOVALFER - ONIA	2.235 CO - C - FER	2.236 STELLING	2.237 ELEKTRO-FLISSBETT
Situation géographique (Pays)	Canada	Etats-Unis	Etats-Unis	Etats-Unis	Etats-Unis	Etats-Unis	France	Allemagne	Suede	Allemagne
Appareil (Four à cuve, four tournant, grille) FC FL FE GR	GR	FL	FL	FL	FL	FL	FL	FL	FL	FE
réacteur de fluidisation, four électrique	oui	3 étages	2 étages	2 étages	2 étages	oui	oui	oui	oui	oui
Marche continue (oui, non)	?	non	oui	non	oui	oui	oui	non	oui	non
Recyclage des gaz (oui, non)	La	In	Pi	Pi	Pi	Pi	La (projet Pi)	La	La	Pi
Installation industrielle, pilote, laboratoire	In Pi La	50	1	1	1	5	0,3 (3 - 5)	?	?	-
Production (t/j)	environ 1100	<500	700 - 900	700 - 900	600 - 760	600 - 760	500-600/800-1000	750 et 600	750 et 600	-
Température de réduction (°C)	normale	35	0 - 2	0 - 2	0 - 4	0 - 4	normale	normale	normale	normale
Pression de réduction (atm)										
Type de minerai (hématite, magnétite)	Ma Co 72	Co	surtout Ma, Co 72 et aussi He, Na 33	surtout He, Na 60 - 70	surtout He, Na 60 - 70	He Na 40 - 70	He Na 65	Ma Co 60	Ma Co 60	divers
He Ma (à l'état naturel, concentrés)	fines	fines	Mo < 1	Mo < 3	Mo < 3	Mo < 3	< 1	< 2 - 4	< 2 - 4	< 8 (et principalement < 0,5)
Granulométrie (morceaux, agglomérés, boulettes) MO AG BO (mm)										
Nature de la matière première de réduction			gaz naturel ou fuel	gaz naturel	gaz naturel	gaz naturel	gaz naturel ou fuel	charbon, coke	charbon, coke	anthracite, houille
Préparation, Type d'appareil (gazéification, carburateur, etc...)			gaz de cokerie, charbon	gazéification par O <sub>2</sub> + vapeur et conversion du CO formé	gazéification par Air + vapeur	gazéification par H <sub>2</sub> O	gazéification (O <sub>2</sub> , CO <sub>2</sub> )	carburateur électrique, gazéificat.	carburateur électrique, gazéificat.	à teneur en mat. volatiles, indifférent, lignite, coke, semi-coke
Composition chimique (%)	70 CO, 26 H <sub>2</sub> , 2CO <sub>2</sub> +H <sub>2</sub> O, 2N <sub>2</sub> etc.		97 H <sub>2</sub> , 3 N <sub>2</sub>	21 CO, 41 H <sub>2</sub> , 39 N <sub>2</sub>	75 H <sub>2</sub> , 14 CO, 10 N <sub>2</sub>	40 CO, 30 H <sub>2</sub> , 10-20 inerte	70-80 CO, 20 H <sub>2</sub>	96 CO, 4 CO <sub>2</sub>		
Produit brut										
Etat (liquide, solide, pâteux) Li So Pa	So	So	Jusqu'à 98	Jusqu'à 95	Jusqu'à 95	Jusqu'à 95	So	So	So	Li
Teneur en fer total (%)	-	-	Jusqu'à 98	Jusqu'à 95	Jusqu'à 95	Jusqu'à 95	90 - 92	environ 80	environ 80	environ 93 à 95
Teneur en fer métallique (%)	-	-	Jusqu'à 95	Jusqu'à 95	Jusqu'à 95	Jusqu'à 95	90 - 92	environ 50 (Fe <sub>3</sub> C)	environ 50 (Fe <sub>3</sub> C)	environ 93 à 95
Degré de réduction, 100 Fe m/Fe t (%)	-	-	Jusqu'à 98	Jusqu'à 95	Jusqu'à 95	Jusqu'à 95	Jusqu'à 99,5	80 (Fe <sub>3</sub> C)	80 (Fe <sub>3</sub> C)	100
Degré de désoxydation, oxygène enlevé (%)	-	-	Bri recuit pour éviter pyrophorisme	Bri	Bri	Bri	Bri	87	87	-
Traitement (séparation magnétique, broyage, briquetage) Mag Bro Bri	Laminage direct en feuillard	Laminage direct en feuillard								
Produit final										
Forme (Loupes, Briquettes, Boulettes, Poudre) Lo Br Bo Po	Po	Po	Br Po	Br	Br	Br	Po Br	Po	Po	liquide
Rendement en fer (% Fe)			100	100	100	100	100	100	100	jusqu'à près de 100
Composition (Fer, Gangue) Fe Ga (%)	feuillard	feuillard	98 Fe - 0,3 Ga	95 Fe - 3 Ga	95 Fe - 3 Ga	95 Fe - 3 Ga	96 Fe - 4 Ga	50 Fe <sub>3</sub> C - 30 FeO	50 Fe <sub>3</sub> C - 30 FeO	dépendant de la quantité de laitier
Emploi (A l'état liquide, ferr. synth., Métallurgie des poudres) Li Fe Po										Li
Métallurgie des poudres) Li Fe Po										
Consommation par tonne de produit final										
1. Coke, semi-coke (kg/t)			avec: fuel: gaz nat.							
2. Autres charbons (kg/t)			470							
3. Combustible liquide (kg/t)										
4. Gaz naturel (Nm <sup>3</sup> /t) (kWh/t)			165	435	435	435	?	?	?	?
5. Energie électrique (kWh/t)			4700	4350	4350	4350	?	?	?	?
6. Total estimé: a) Réduct. et chauff. (th/t)			140	?	?	?	?	?	?	?
b) Energie élect. (th/t)			4840	?	?	?	?	?	?	?
c) Total (th/t)			?	?	?	?	?	?	?	?
1. Oxygène (Nm <sup>3</sup> /t) (kg/t)										
2. Castine - Dolomie (kg/t)										
3. Electrodes (kg/t)										
4. Vapeur (kg/t)										
Consommations annexes pour l'acier										
5. Courant électrique (kWh/t)										
6. Charbon, carbone (kg/t)										
7. Total estimé (th/t)										
8. Type d'installation (Industrielle, Pilote, Laboratoire, Estimations calculées) In, Pi, La, Ca	La	La	In Ca	Pi Ca	Pi	Pi	La (projet Pi)	La	La	La
9. Investissements par tonne annuelle (Amortissement / tonnage annuel) Pour une production de (t/ann)			220 \$ 50 \$ 36 \$	45 \$	?	?	?	?	?	?
10. Remarques			17000 330000 660000	330.000	?	?	?	?	?	a) sans pré-réduction b) avec pré-réduction



**SERVICES DES PUBLICATIONS DES COMMUNAUTES EUROPEENNES**

**LUXEMBOURG / BRUXELLES**

**7181 / 60 - F**