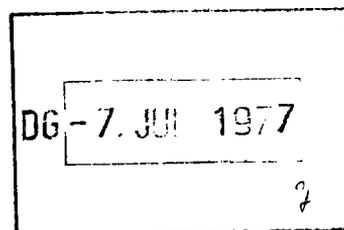


MINISTÈRE DE L'INDUSTRIE, DU COMMERCE ET DE L'ARTISANAT  
**BUREAU DE RECHERCHES GÉOLOGIQUES ET MINIÈRES**

SERVICE GÉOLOGIQUE NATIONAL

B.P. 6009 - 45018 Orléans Cédex - Tél. (38) 63-80-01

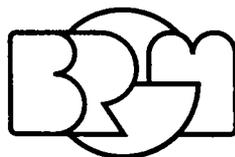
CONFIDENTIEL



**CRITÈRES D'ÉVALUATION DES CONCENTRÉS  
DE MINÉRAIS DE FER**

par

A. BROUSSAUD



**Département minéralurgie**

B.P. 6009 — 45018 ORLÉANS CEDEX — Tél. (38) 63-80-01

## R E S U M E

L'enrichissement des minerais de fer conduit à la production de concentrés qui n'ont de valeur que dans la mesure où ils peuvent être transformés en produits techniquement et économiquement acceptables pour le haut-fourneau, la réduction directe ou éventuellement l'aciérie, c'est-à-dire conformes à certaines exigences sur :

- la composition chimique,
- la granulométrie et les propriétés mécaniques,
- le comportement en cours de réduction.

Le rapport expose ces contraintes et décrit les tests que l'on fait habituellement subir au concentré pour déterminer ses possibilités d'utilisation. Par ailleurs, pour tenir compte de l'échelle de temps propre aux projets miniers, les évolutions technologiques prévisibles ou plausibles ont été discutées.

Une large place est faite aux divers problèmes soulevés par la commercialisation de produits ultra-fins, en particulier par l'introduction de boulettes dans la charge des hauts-fourneaux, et par l'alimentation en concentré des chaînes d'agglomération classiques.

Les conditions dans lesquelles certains examens nécessaires à l'évaluation des concentrés de fer peuvent être effectués au B.R.G.M., et les examens complémentaires à l'Institut de Recherche de la Sidérurgie Française sont précisées.



*La présente étude a été effectuée dans le cadre  
de travaux propres du B.R.G.M.*

## SOMMAIRE

	<u>Pages</u>
INTRODUCTION .....	1
1 - EVALUATION D'UN CONCENTRE EN VUE DE SON EMPLOI EN HAUT FOURNEAU .....	2
1.1 - Composition chimique .....	2
1.1.1 - Principe de base .....	2
1.1.2 - Comportement des minéraux ferrifères .....	2
1.1.3 - Contraintes imposées par le laitier .....	2
1.1.4 - Les alcalins .....	4
1.1.5 - Le phosphore .....	4
1.1.6 - Le soufre .....	5
1.1.7 - Le zinc et le plomb .....	5
1.1.8 - Le titane .....	6
1.1.9 - Autres éléments .....	6
1.1.10 - Tableau récapitulatif .....	7
1.2 - Présentation physique .....	7
1.2.1 - Origine et nature des contraintes .....	7
1.2.1.1 - <i>Calibre</i> .....	7
1.2.1.2 - <i>Résistance aux chutes et à l'abrasion</i> ...	8
1.2.1.3 - <i>Comportement en cours de réduction</i> .....	8
1.2.2 - Les boulettes .....	8
1.2.2.1 - <i>Marché des boulettes pour haut fourneau</i> .	8
1.2.2.2 - <i>Conditions de broyage</i> .....	12
1.2.2.3 - <i>Influence des traitements antérieurs</i> ....	13
1.2.2.4 - <i>Bouletage : tests éventuellement réali-</i> <i>sables au B.R.G.M.</i> .....	13
1.2.2.5 - <i>Durcissement des boulettes</i> .....	14
1.2.2.6 - <i>Tests de qualité des boulettes cuites</i> ...	15
1.2.2.7 - <i>Tableau récapitulatif des tests d'évalua-</i> <i>tion des qualités physiques d'un concentré</i> <i>en vue de son utilisation en haut fourneau</i> <i>sous forme de boulettes</i> .....	17
1.2.2.8 - <i>Essais réalisables à l'I.R.S.I.D.</i> .....	17
1.2.3 - L'" <i>aggloméré</i> " .....	17
1.2.3.1 - <i>Généralités</i> .....	17
1.2.3.2 - <i>Granulométrie</i> .....	19
1.2.3.3 - <i>Essais de laboratoire</i> .....	20
1.2.3.4 - <i>Mesure de la qualité d'un aggloméré</i> .....	21
1.2.3.5 - <i>Essais réalisables à l'I.R.S.I.D.</i> .....	21
2 - EVALUATION D'UN CONCENTRE EN VUE DE SON EMPLOI EN REDUCTION DIRECTE .....	22
2.1 - <i>Marché des minerais pour réduction directe</i> .....	22
2.1.1 - <i>La demande</i> .....	22
2.1.2 - <i>L'offre</i> .....	23

	<u>Pages</u>
2.2 - Composition chimique requise .....	23
2.3 - Présentation mécanique .....	24
3 - EMPLOIS DES MINERAIS DE FER EN ACIERIE .....	25
4 - APPLICATION AU B.R.G.M. DES CRITERES D'EVALUATION CITES .	26
5 - EVOLUTION POSSIBLE DES BESOINS DE LA SIDERURGIE .....	27
BIBLIOGRAPHIE .....	28

## INTRODUCTION

L'enrichissement des minerais de fer conduit à la production de concentrés qui n'ont de valeur que dans la mesure où il est possible de les transformer en produits techniquement et économiquement acceptables pour le haut fourneau, la réduction directe ou éventuellement l'aciérie c'est-à-dire conformes à certaines exigences sur :

- la composition chimique,
- la granulométrie et la résistance mécanique,
- le comportement en cours de réduction.

L'évaluation d'un concentré est donc un problème que le minéralurgiste se doit de bien connaître.

Le présent texte n'a pas l'ambition d'exposer des notions originales, mais de récapituler les nombreux "examens" que le concentré doit passer avant d'être jugé "bon" et de préciser dans quelle mesure le B.R.G.M. peut effectuer ces examens, et dans quelles conditions ils peuvent être confiés à l'I.R.S.I.D..

La plupart des sujets abordés ont pu être développés grâce aux nombreuses informations fournies par les ingénieurs de l'I.R.S.I.D., et des sidérurgies française, hollandaise, allemande et luxembourgeoise qui doivent être remerciés ici.

Ce document, à usage interne, est essentiellement destiné au minéralurgiste. Il contient cependant la plupart des données utiles à l'évaluation d'un minerai de fer à forte teneur destiné à l'emploi direct. Il ne fournit en revanche aucune indication sur l'estimation de l'aptitude à la concentration d'un minerai inapte à la consommation directe.

La plus grande part de la production d'acier et la quasi-totalité de celle de fonte se font encore en haut fourneau, ce sont donc les exigences de cet appareil qu'il faut examiner en premier lieu, et surtout dans l'optique d'une marche en minerai riche, les sidérurgies locales comme celle de Lorraine étant des cas d'espèce importants, mais isolés dans le marché mondial.

On verra ensuite quelles contraintes supplémentaires la réduction directe impose.

## 1 - EVALUATION D'UN CONCENTRE EN VUE DE SON EMPLOI EN HAUT FOURNEAU

### 1.1 - Composition chimique

#### 1.1.1 - Principe de base

Les contraintes chimiques, à peu près indépendantes de la présentation physique, portent en fait sur la charge globale du haut-fourneau qui se compose généralement d'un mélange de minerais calibrés, agglomérés ou (/et) bouletés, de coke et de fondants. Cette charge doit permettre d'assurer techniquement et économiquement la production de fonte.

L'abondance d'un élément dans un des minerais peut être compensée par sa rareté dans le restant de la charge. Cette abondance limite les possibilités d'usage du minerai en question à certains contextes ce qui entraîne une décote de celui-ci, mais ne le rend pas impropre à toute consommation. Cependant, si l'excès dépasse un certain seuil, souvent mal défini, les marchés importants se ferment et le minerai devient pratiquement invendable.

Les paragraphes suivants expliquent et tentent de chiffrer les principales contraintes puis un tableau récapitule les grandeurs avancées.

#### 1.1.2 - Comportement des minéraux ferrifères

Paradoxalement il faut généralement plus de coke pour réduire en haut fourneau la magnétite que l'hématite. Ce phénomène connu s'expliquerait par des considérations chimiques ou par une différence habituelle de porosité ou de fissuration.

En revanche la magnétite demande moins d'énergie que l'hématite au cours des opérations d'agglomération car son oxydation est exothermique.

- La sidérose lorsqu'elle est présente en quantité notable n'est selon les sidérurgistes utilisable qu'après grillage à l'état d'hématite. Le minerai grillé obtenu, très poreux, est aisément réductible et peut être utilisé comme un aggloméré sur grille (sinter).

- Les minerais limonitiques subissent souvent une décote, difficile à chiffrer. Leur introduction directe en haut fourneau est délicate car ils ne résistent pas aux chocs thermiques et en pratique on ne réalise pas de charge à plus de 20 % de limonite. Cependant la présence de limonite peut faciliter la nodulisation avant agglomération sur grille et permettre ainsi l'utilisation sur grille, c'est-à-dire comme "sinter feed", de concentrés plus fins.

#### 1.1.3 - Contraintes imposées par le laitier

Les premières contraintes concernent les éléments constitutifs du laitier. La présence d'un laitier est indispensable car un équilibre de con-

centrations s'établit entre laitier et fonte et une partie des impuretés inévitables, en particulier le soufre du coke, passe dans le laitier. Il faut environ 300 kg de laitier par tonne de fonte (des marches à moins de laitier, 180 kg par exemple, ont été expérimentées aux U.S.A. mais le rôle épurateur est moins bien rempli ; inversement les minéraux pauvres conduisent à 900 kg - Lorraine - voire 1 200 kg - Normandie - de laitier par tonne de fonte : l'épuration de la fonte est meilleure mais la productivité est moindre et les consommations de coke et de fuel augmentées).

Le laitier doit avoir un point de fusion aussi bas que possible, être fluide et avoir un pouvoir désulfurant maximal. La combinaison de ces critères conduit à une composition très voisine de l'exemple suivant pour une tonne de fonte :

CaO	135 kg
MgO	15 kg
SiO <sub>2</sub>	105 kg
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	45 kg

On parle souvent d'indice de basicité, mais les nombreuses définitions existantes peuvent prêter à confusion :

$\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2}$	$\frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3}$	$\frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2}$	$\frac{\text{CaO} + 0,9 \text{ MgO}}{\text{SiO}_2 + 0,13 \text{ Al}_2\text{O}_3}$	...
-----------------------------------	--	--	---	-----

Les deux dernières citées font référence au pouvoir désulfurant.

Compte tenu de 10 kg de silice qui passe dans la fonte, de 20 kg de silice et 10 kg d'alumine apportés par le coke, l'ensemble des minerais et des fondants doit contenir :

CaO	135 kg
MgO	15 kg
SiO <sub>2</sub>	95 kg
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	35 kg

Correspondant à une teneur moyenne maximale des minerais de la charge :

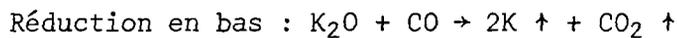
CaO	9,5 %
MgO	1 %
SiO <sub>2</sub>	6,5 %
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2,5 %

Mais il s'agit, rappelons-le de teneurs moyennes et comme il y a sur le marché des minerais "conduisant à moins de 300 kg de laitier", il est habituel de les utiliser en mélange avec des minerais plus riches en gangue.

Les minerais et concentrés étant en pratique acides, il faut au moins ajouter les éléments basiques (fondants) et la tendance est de les incorporer dans le mélange pour agglomération (cf. § 1.2). L'indice de basicité peut être entièrement réglé à l'agglomération ou ajusté au haut fourneau en mélangeant deux agglomérés provenant de chaînes différentes et d'indices différents. Nous reviendrons sur le problème de l'acidité des boulettes (§ 1.2.2.1).

#### 1.1.4 - Les alcalins

L'apparition de spécification sur  $K_2O$  (et  $Na_2O$ ) est relativement récente. Ces éléments suivent un cycle dans le haut fourneau :



Condensation en haut

Cependant le laitier peut dissoudre une quantité d'alcalins, d'autant plus grande qu'il est plus acide : environ 2,5 % de  $K_2O + Na_2O$ . De plus les gaz entraînent dans les poussières une partie des alcalins. Si les alcalins introduits ne dépassent pas le seuil correspondant, leur présence n'a aucun inconvénient.

Au-delà, ils se fixent sur les parois réfractaires où ils cimentent coke et aggloméré, créant des garnis spectaculaires qui ont parfois abouti à l'arrêt de haut fourneau. En pratique la teneur moyenne en  $K_2O + Na_2O$  des minerais chargés ne doit pas dépasser 0,5 %.

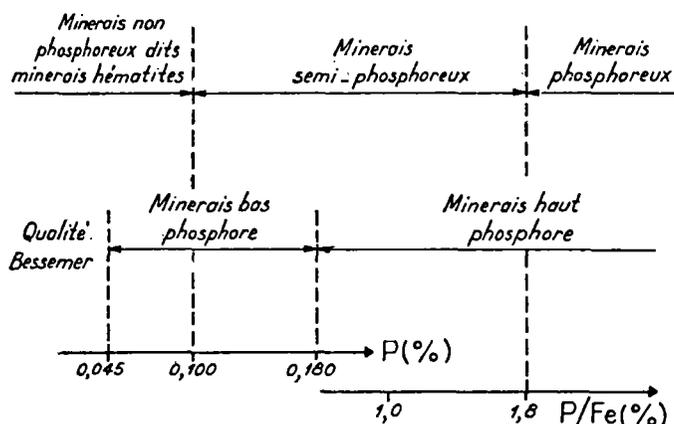
#### 1.1.5 - Le phosphore

augmente la consommation de coke (2 kg de coke/kg de phosphore) mais surtout passe dans la fonte et doit être éliminé à l'aciérie car il est intolérable dans la plupart des nuances d'acier. Sa présence entraîne donc un coût supplémentaire de déphosphoration au convertisseur LD et est donc nuisible. En pratique on peut vendre comme non phosphoreux un minerai avec  $\frac{P}{Fe} < 0,0015$ , voire sous forme de boulette  $< 0,0009$  pour certains contrats.

On admet cependant souvent que l'opération de déphosphoration peut devenir rentable si la scorie LD (assez semblable aux scories Thomas) est valorisable dans l'agriculture. Parfois on recycle la scorie jusqu'à ce qu'elle devienne vendable. Le seuil de rentabilité, fréquemment mis en doute et dépendant des cours des phosphates correspondrait à  $\frac{P}{Fe} = 0,012$ .

En tout état de cause il n'y a pas lieu de se réjouir d'un concentré phosphoreux (même très) car les éventuels clients devraient soit avoir une sidérurgie phosphoreuse (Lorraine, Belgique, Luxembourg, Sarre), soit s'entourer de garanties sévères sur toutes les autres livraisons, contrainte qu'il n'est pas question d'imposer dans l'état actuel du marché mondial.

On peut rappeler la classification proposée en 1955 par GUINARD :



### 1.1.6 - Le soufre

présent dans un concentré se comporte très différemment selon qu'il provient de sulfures ou de sulfates :

- si le concentré est destiné à l'agglomération sur grille, les sulfures ne présentent pas d'inconvénients pour la sidérurgie (mais pour l'environnement) car le soufre s'oxyde pour donner du  $SO_2$  gazeux
- si le concentré est destiné au bouletage, la présence de sulfures peut entraîner des difficultés lors de la cuisson des boulettes et en ce cas leur élimination par exemple par flottation doit être envisagée.
- en revanche au niveau du haut fourneau ce sont les sulfates (et les éventuels sulfures non oxydés) qui apportent du soufre. Le comportement du soufre dans le haut fourneau est bien compris quoique résultant d'équilibres complexes.

Il est délicat d'indiquer une teneur acceptable à quantité de laitier fixée, car le coke apporte du soufre et on sait éliminer l'excès de soufre à l'aciérie. Disons que 0,1 % de soufre sulfate est très bien.

### 1.1.7 - Le zinc et le plomb

Comme pour les alcalins il s'agit d'un problème de compréhension récente et d'actualité dans les milieux sidérurgiques. Le zinc subit également un cycle dans le haut fourneau : il est réduit en bas et comme sa température d'ébullition est de  $907^{\circ}C$  il remonte gazeux, puis se solidifie et recombine au Gueulard, sous forme de métal, de sulfure et d'oxyde.

Une partie du zinc peut passer dans la fonte qui en contient généralement 0,001 % ; une autre est entraînée dans les poussières qu'il est donc dangereux de recycler directement sur la chaîne d'agglomération.

Les recherches actuelles tendent à augmenter la température et la vitesse des gaz porteurs de poussière pour entraîner davantage de zinc par cette voie.

Le zinc non éliminé s'accumule, un ordre de grandeur étant 100t/an pour chaque haut fourneau lorrain (teneur de l'aggloméré : 0,039 %).

Une bonne teneur est 0,010 %.

Le plomb semble avoir un comportement analogue à celui du zinc, bien que son point d'ébullition (1744°C) soit plus élevé.

#### 1.1.8 - Le titane

Il y a quelques années on limitait la teneur en titane des minerais chargés à 0,2 ou 0,3 % pour éviter qu'il ne rende le laitier moins fusible et qu'il ne forme des concrétions de carboniture dans le creuset. Cette position est en cours de reconsidération par les sidérurgistes européens car les japonais introduisent volontairement des oxydes de titane pour créer des carbures qui ont un rôle protecteur vis-à-vis des parois réfractaires du haut fourneau.

#### 1.1.9 - Autres éléments

Les sidérurgistes ne connaissent bien que le comportement des éléments qui ont déjà été rencontrés dans des minerais commercialisés. Les spécifications habituelles existantes concernant des éléments dont il n'a pas encore été question ici ont été indiquées par BUBENIEK (1) et sont reportés sur le tableau récapitulatif ci-après.

1.1.10 - Tableau récapitulatif

	<u>Teneur moyenne des minerais</u> <u>chargés</u> <u>actuellement admise</u> %	Teneurs indiquées par (1) %
silice	= 6,5	
alumine	= 2,5	
magnésie	= 1	
chaux	= 9,5	
phosphore	< 0,1 ou > 0,9 ? souvent < 0,06 dans les con- trats relatif au boulettes	
alcalins	<< 0,5	
soufre	≲ 0,1 *	≲ 0,1
zinc	≲ 0,010 *	
plomb	≲ 0,010	
titane	? ≥ 0,2	< 0,2 ou 0,3
molybdène, Tungstène		< 0,1
cuiivre, étain		<< 0,1
cobalt, nickel		déconseillés
chrome		< 0,4
baryum, vanadium		indifférents

\* on en tolère souvent davantage en pratique

## 1.2 - Présentation physique

### 1.2.1 - Origine et nature des contraintes

#### 1.2.1.1 - Calibre

La cuve du haut fourneau est le siège d'échanges de masse (réactions de réduction) et de chaleur entre les phases solides et gazeuses. Ces échanges se font dans les meilleures conditions s'il est trouvé un équilibre entre surfaces de contact suffisantes d'une part et bonne circulation des gaz d'autre part. Un tel équilibre est atteint lorsque la charge est constituée de morceaux calibrés de 5 ou 10 à 50 mm, ce qu'on s'efforce désormais de respecter. C'est pourquoi le minerai n'est maintenant chargé que sous les trois formes suivantes :

- aggloméré (obtenu par frittage, concassage, calibrage)
- boulettes (calibrées puis frittées)
- minerai calibré.

### *1.2.1.2 - Résistance aux chutes et à l'abrasion*

Quelle que soit sa présentation le minerai doit être transporté puis stocké au pied du haut fourneau dans des silos, repris et déversé dans le gueulard. Ces manutentions entraînent une dégradation du produit qui peut être reproduite en laboratoire par des tests de chute ou d'abrasion dans un tambour MICUM (tambour de 0,25 m de large, 1 m de diamètre, 25 t/mn) mais les caractéristiques des tests doivent être modifiées selon la structure de l'usine que l'on cherche à simuler.

### *1.2.1.3 - Comportement en cours de réduction*

Il importe pour un bon fonctionnement du haut fourneau que les conditions de perméabilité et de calibre présentées au § 1.2.1.1 soient conservés au cours de la descente et de la réduction des produits dans la cuve du haut fourneau aussi longtemps que ceux-ci demeurent solides. Les produits chargés doivent donc conserver au cours de la réduction une résistance à la compression et à l'abrasion suffisante et ne pas présenter de gonflement exagéré.

A ces contraintes strictement mécaniques s'ajoutent des contraintes physicochimiques sur la réductibilité. En règle générale, la réductibilité croît avec la porosité du produit, et en pratique notamment avec le degré d'oxydation du fer qui s'accompagne de porosité.

Nous allons dans les paragraphes suivants examiner les méthodes pratiques et les difficultés d'appréciation des qualités physiques des concentrés en vue de leur utilisation sous forme de boulette puis sous forme d'aggloméré, en application des principes ci-dessus.

## **1.2.2 - Les boulettes**

### *1.2.2.1 - Marché des boulettes pour haut fourneau*

La présentation du minerai de fer en boulettes retient particulièrement l'attention du minéralurgiste car c'est la seule qui permette actuellement (cf. § 1.2.3.2 pour les perspectives d'évolution) de valoriser les minerais pulvérulents et les concentrés trop fins pour être économiquement agglomérés sur grille. Les projets miniers susceptibles de conduire à la production de boulettes abondent, mais la commercialisation de quantités importantes de boulettes risque de se heurter à des difficultés techniques (donc économiques) que nous allons essayer de cerner :

Les sidérurgistes s'accordent pour reconnaître aux boulettes des qualités :

- uniformité de dimension,
- bonnes résistances mécaniques à froid (les boulettes sont transportables) et en cours de réduction,

- porosité régulière assurant une perméabilité et une réductibilité satisfaisantes,

et des défauts :

- prix élevé,
- difficultés de chargement dues à leur sphéricité,
- faible indice de basicité des produits offerts sur le marché,
- tendance au blocage de la réduction à haute température la wustite formée bouchant alors les pores.

Sorti de ces considérations, deux conceptions très différentes de l'utilisation des boulettes s'affrontent :

#### . Les boulettes, matière première d'appoint

C'est la conception de la quasi-totalité des sidérurgistes européens et d'une part importante des sidérurgistes japonais. On sait réaliser d'excellentes charges de haut fourneau avec 75 % (à la rigueur 60 %) du fer sous forme d'aggloméré sur grille ("agflo" ou "sinter"), permettant des marches très régulières. Le complément à 100 % peut être indifféremment constitué de calibré ou de boulettes.

En période de haute conjoncture, l'objectif prioritaire est de maximiser la production : on utilise alors les boulettes comme matière première d'appoint de haute qualité. Le prix de la boulette peut sans inconvénient être élevé puisque celle-ci est utilisée pour produire de la fonte marginale.

En période de basse conjoncture, l'objectif prioritaire devient la minimisation des coûts et les sidérurgistes européens cherchent, dans la mesure où leur contrats d'approvisionnement le leur permettent, à annuler leurs achats de boulettes.

L'achat par certaines sociétés de boulettes pour pallier au sous-dimensionnement de leurs grilles d'agglomération procède d'une conception similaire.

Dans cette optique, la qualité mécanique des boulettes est finalement peu importante, et les cours pratiqués peuvent être élevés. En revanche, l'activité de la sidérurgie en économie de marché semblant devoir être cyclique, le marché mondial des boulettes est soumis à un régime de tout ou rien très dangereux, qui n'est lissé que par des contrats à long terme signés dans les périodes d'euphorie.

#### . Les boulettes, matière première de base pour le haut fourneau

L'adoption d'une telle conception peut résulter :

- d'un choix délibéré après calcul économique (par exemple ESTEL NV HOESCH-HOOGOVS à IJMUIDEN aux Pays-Bas, KOBE Stell au Japon...),

- de contraintes d'approvisionnement (USA en particulier)
- de contraintes écologiques (Japon), les chaînes d'agglomération sur grille étant polluantes (émission de SO<sub>2</sub>).

Lorsque les boulettes sont acides, ce qui est le cas de toutes les boulettes du commerce à ce jour, elles ne peuvent guère représenter plus de 50 % de la charge car leur acidité doit être compensée par un aggloméré basique (cf. § 1.1.3). Ainsi ESTEL NV HOESCH-HOOGOVENS charge depuis 1970 ses hauts fourneaux d'Ijmuiden (Pays-Bas) avec 50 % de boulettes acides avec une productivité et une consommation de coke raisonnables. A cet effet un atelier de bouletage sur grille droite de 3,5 millions de tonnes/an a été construit dans l'usine sidérurgique même et consomme des mélanges variables de 5 à 8 minerais. Il a donc été délibérément choisi d'acheter un mélange s'apparentant globalement à du "sinter feed" pour le broyer et le bouleter.

Des recherches en vue de la production de boulettes autofondantes ont été entreprises dès 1960 aux U.S.A. (9), au Japon et en U.R.S.S. (2).

A IJMUIDEN la production de boulettes autofondantes et leur emploi en haut fourneau ont fait l'objet de recherches et de tests industriels de plusieurs mois (3).

Il est tout à fait possible de produire des boulettes autofondantes ou basiques en s'interdisant une gamme d'indice de basicité

$$\frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3 + \text{TiO}_2} \quad \text{comprise entre}$$

0,1 ou 0,3\* et 0,7 ou 1,2\*, à l'intérieur de laquelle le taux de gonflement est inacceptable (cf. § 1.2.2.6). Les boulettes basiques peuvent avoir des résistances à la compression égales ou supérieures à 300 kg mais leur structure est différente de celle des boulettes acides, les composés de SiO<sub>2</sub> et CaO... se concentrant au centre de la boulette entouré d'une croûte dure d'oxyde de fer pur.

Une campagne d'essai de juin à novembre 1976 à Ijmuiden a montré que les mélanges contenant de 20 à 70 % de boulettes se comportent de façon analogue en haut fourneau (production, consommation énergétique).

Au Japon, KOBE STEEL LTD (10) a progressivement porté sa capacité de production de boulettes autofondantes dans les usines de Nadahama puis de Kakogawa (indice de basicité 1,30) de 1 à 7 millions de tonnes par an depuis 1966. Notons que le système adopté est le "grate-kiln" que KOBE STEEL cherche à développer. Des résultats satisfaisants semblent avoir été obtenus avec 80 à 95 % de boulettes autofondantes dans le lit de fusion.

Deux facteurs concourent à expliquer les relativement bons résultats d'HOOGOVENS et de KOBE STEEL :

- les boulettes sont produites sur place, dans les conditions de qualité choisies et contrôlées par les ingénieurs de la société qui ont développé une compétence particulière dans ce domaine. Signalons ainsi qu'à Ijmuiden une résistance moyenne à la compression supérieure à 300 kg avec moins de 8 % de boulettes cassant à 150 kg et moins, est jugée impérative (alors qu'une moyenne de 250 kg est fréquente pour les boulettes du commerce) pour maintenir une résistance en cours de réduction supérieure à 45 kg (cf. § 1.2.2.5 et 1.2.2.6).

A Kakogawa, les contraintes sur la résistance à l'écrasement (300-350 kg), la porosité (0,24 - 0,28) et l'analyse chimique sont l'objet d'un contrôle toutes les deux heures, la totalité des

\* selon la porosité

- autres tests (cf. § 1.2.2.6) étant effectués tous les deux jours.
- les gueulards des hauts fourneaux sont équipés d'un système de chargement à géométrie variable qui permet de placer les pellets et le coke préférentiellement au centre de façon à maintenir constantes, quelle que soit la proportion de boulettes chargée, les pertes thermiques latérales (paramètre simple de contrôle du profil thermique interne).

Il apparait donc possible de passer de l'aggloméré aux boulettes, sans affecter la productivité des hauts fourneaux, du moins en ce qui concerne les petits et moyens (disons jusqu'à 8 ou 9 m de diamètre de creuset, c'est-à-dire la majorité des hauts fourneaux français). La véritable "marche centrale" est de toute façon rarement réalisée sur ces appareils.

En revanche, en ce qui concerne les hauts fourneaux que l'on appelle actuellement géants (13 ou 14 m de diamètre), on ne sait pour l'instant parvenir à la conduite optimale qu'avec une charge de type européen incorporant plus de 60 % d'"agflo".

L'utilisation des boulettes comme matière première de base pour le haut fourneau est donc assujettie à certaines contraintes :

- sur la qualité des boulettes qui doit être suivie par l'utilisateur : KOBE STEEL et NIPPON STEEL, comme HOOGEVENS fabriquent eux-mêmes les boulettes qu'ils utilisent, la réductibilité à haute température peut être contrôlée par l'addition de magnésie.
- sur la taille des hauts fourneaux, du moins dans l'état actuel des techniques,
- sur le chargement : l'usage de pellets suppose un chargement à géométrie variable (par exemple PAUL WURTZ) ou un moyen de faire des boulettes qui ne roulent pas, d'où l'idée (10) de faire des jumbo pellets de 25 mm et de les broyer pour faire des pellets anguleuses dont l'angle de talus soit le même que celui de l'aggloméré.

. En conclusion, l'emploi massif de boulettes par la sidérurgie serait possible, vraisemblablement avec une productivité et des consommations du même ordre que celles actuelles, mais une évolution des technologies (contrôle de qualité des boulettes, chargement et conduite des hauts fourneaux), des compétences et des habitudes (les chaînes d'agglomération ne sont pas toutes amorties) serait nécessaire. Cette évolution n'a pas lieu de se produire spontanément tant que du "sinter feed" est aisément disponible sur le marché. Qu'une tension dans l'approvisionnement apparaisse, et il est probable que l'évolution serait rapide, mais gageons que certains sidérurgistes étrangers, japonais en particulier bénéficieraient d'une longueur d'avance...

### 1.2.2.2 - Conditions de broyage

Pour qu'un concentré (ou des fines de minerai) puisse donner lieu à fabrication de boulettes convenables, sa surface spécifique mesurée selon le principe du perméabilimètre de LEA et NURSE pour une porosité de 0,5 doit être comprise dans une tranche qui dépend de la nature du minerai, l'optimum étant :

- pour la magnétite 1500 à 1700 cm<sup>2</sup>/g
- pour l'hématite 2000 à 2200 cm<sup>2</sup>/g
- pour les mélanges d'hématite et d'hydroxydes 2800 à 3000 cm<sup>2</sup>/g.

Il ne faut cependant pas attacher trop d'importance à ces chiffres : le tableau ci-après donne une idée de surfaces spécifiques industriellement acceptables.

La répartition granulométrique joue également un rôle car elle influe sur la porosité. Un circuit de broyage fermé, malheureusement plus coûteux, est préférable car il évite les fines de surbroyage qui ont tendance à boucher les pores. L'IRSID simule en laboratoire le broyage en circuit fermé à l'aide d'un broyeur à cylindres.

Installation	Type de minerai	Voie	Circuit	< 44μ (X)	Surface spécifique (cm <sup>2</sup> /g)	Appareil de bouletage
BONC RANGE	concentré magnétite + concentré hématite	humide	fermé	70 - 75	2000 - 2200	tambour
TUBARAO	fines hématites naturelles + concentré hématite	humide	fermé	90 - 95	1400 - 1600	disque
STRAOSSA	concentré magnétite	humide	ouvert**	70	?	tambour
IJMUIDEN	mélanges	sèche	fermé	60	2100	tambour
KAKOGAWA	mélanges	sèche	fermé	?	?	disque
WHYALLA	fines hématites naturelles	sèche	ouvert	?	1650	tambour
HAMERSLEY	fines hématites naturelles + limonite	sèche	ouvert	54 à 64	2800	disque
MALBERGET	magnétite (concentré)	humide		70	1800	

\*\* Le broyage fait partie de la concentration

### 1.2.2.3 - Influence des traitements antérieurs

Le bouletage de concentrés de floculation ou de flottation dont l'état de surface à été modifié est peut-être plus délicat. L'expérience de l'IRSID est encore insuffisante dans ce domaine : certains concentrés se boulettent mal, ou éclatent à la cuisson mais seule une étude à minerai constant (artificiellement conditionné pour certains essais) permettrait de quantifier le rôle de réactifs (amidon en particulier). Il est vraisemblable que les laboratoires américains confrontés au bouletage des concentrés fins de flottation connaissent mieux le problème.

### 1.2.2.4 - Bouletage : tests éventuellement réalisables au B.R.G.M.

Rappelons que la fabrication de boulettes utilisables comprend une étape de bouletage et une étape de durcissement de boulettes.

L'aptitude au bouletage proprement dit peut être facilement l'objet d'essais préliminaires au B.R.G.M. dans la mesure où nous disposons d'un disque bouleteur. La formation des boulettes comprend le mélange du minerai avec 0,5 à 0,7 % de bentonite (le bouletage avec un liant organique au lieu de bentonite a été proposé (11 et 12)), 10 % d'eau (par exemple), le tamisage fin du mélange, la création de germes puis la production. Cette opération semble demander une certaine habitude, mais l'influence des principaux paramètres est bien connue : les minerais limonitiques demandent peu (ou pas) de bentonite, les boulettes trop humides sont trop plastiques, les boulettes trop sèches sont friables et peu résistantes, l'humidité optimale augmente avec la surface spécifique et la teneur en bentonite.

Les boulettes doivent avoir :

- une taille uniforme (9-16 mm)
- une surface lisse et non collante
- une résistance à la compression de l'ordre de 0,7 à 0,8 kg pour des boulettes de 10 à 12,5 mm (moyenne sur 10 boulettes) et pouvoir subir 8 à 10 chutes de 0,45 m avant d'être franchement fissurée.

D'autres tests mécaniques simples peuvent être pratiqués sur les boulettes humides (plasticité) ou étuvées (résistance à l'abrasion) mais ne semblent pas indispensables au niveau d'essais préliminaires.

- une bonne résistance au choc thermique dont le contrôle nécessite l'essai de cuisson.

Une grandeur également importante est la porosité qui doit être après cuisson de l'ordre de 0,23 à 0,26 ce qui suppose 0,28 à 0,31 avant cuisson après étuvage. Cependant si le minerai contient des volatils (minerais carbonatés ou limonitiques) il vaut mieux réduire la porosité initiale pour préserver la qualité mécanique après cuisson. L'IRSID utilise un porosimètre à mercure et considère la moyenne pour 16 boulettes de 10 à 12,5 mm.

### 1.2.2.5 - Durcissement des boulettes

Deux modes de durcissement des boulettes sont utilisés industriellement :

- le durcissement à basse température au moyen d'un liant incorporé lors du bouletage (une seule usine de 1,5 million de tonne par an existe) qui présente l'inconvénient d'abaisser notablement la teneur du concentré sans enlever les éléments volatils (soufre en particulier)
- le durcissement par traitement thermique (frittage) qui est de loin le plus employé et qui seul sera considéré ici.

Le traitement thermique comprend quel que soit le type d'installation quatre périodes :

- séchage
- préchauffage
- cuisson
- refroidissement (ou post-cuisson).

Ces opérations sont réalisées par transfert de chaleur entre des gaz et le lit solide qu'ils traversent. Le comportement des boulettes au cours des différentes phases dépend très fortement de la nature du minerai ainsi que l'indique le tableau ci-dessous, mais aussi de sa granulométrie,

Nature du minerai	Séchage		Préchauffage	Cuisson	
	sensibilité au choc thermique	température (°C)		temps	température (°C)**
magnétite naturelle (fines ou concentré)	peu sensible	350 - 450	vitesse de préchauffage < à 200°C/mn	court	1300 - 1350
magnétite artificielle (produit de grillage magnétisant)	très sensible	150 - 250	vitesse de préchauffage < à 200°C/mn	court	1300 - 1350
hématite (fines ou concentré)	sensible	250 - 350	vitesse de préchauffage très rapide 300 à 1000°C/mn	long	1350 - 1380
hématite - goéthite ou hématite - limonite	très sensible	150 - 250	montée lente de 250°C à 400°C (20 à 30°C/mn) puis rapide (400 à 600°C/mn)	long	1350 - 1380

\*\* Températures données pour des boulettes acides.

de la teneur en bentonite ou chaux, castine, dolomie, etc..

Pour étudier l'aptitude au durcissement de boulettes, l'IRSID s'est équipé d'un four expérimental "Pot grate" permettant de simuler un traitement thermique sur grille continue et d'en optimiser le profil. Optimiser le profil, c'est déterminer les durées et les températures de chacune des quatre phases qui permettent d'obtenir la meilleure qualité de boulette, c'est-à-dire le meilleur compromis entre résistance mécanique et porosité.

Les caractéristiques du concentré permettent bien sûr d'émettre des hypothèses sur l'ordre de grandeur des paramètres. Néanmoins il peut falloir une vingtaine d'essais pour arriver au résultat et souvent plusieurs degrés de broyage doivent être expérimentés.

#### 1.2.2.6 - Tests de qualité des boulettes cuites

L'évaluation des boulettes cuites dans l'optique développée au § 1.2.1 comporte des tests d'appréciation subjective (les boulettes doivent être individualisées, décollables à la main, et avoir toutes la même coloration, c'est-à-dire le même état d'oxydation) et des tests quantitatifs sur lesquels nous avons un peu anticipé au § 1.2.2.1.

- Résistance à la compression : 250 à 350 kg. Ces résistances ne peuvent pas être mesurées avec un appareillage aussi simple que la résistance des boulettes crues, ou l'écart d'ordre de grandeur des forces en jeu.
- Résistances à l'abrasion : le critère admis est que la quantité de fines de moins de 5 mm formée après 100 tours dans le tambour MICUM (voir § 1.2.1.2) doit être inférieure à 6 %, et après 200 tours à 8 %.
- Essais de réduction : les normes internationales demandent des essais en lit fixe que l'IRSID réalise occasionnellement. Néanmoins ces essais ne fournissent pas d'information sur le profil d'évolution des caractéristiques des boulettes au cours de la réduction, et de plus ne reproduisent que très médiocrement les conditions réelles de la cuve du haut fourneau.

L'IRSID dispose par contre d'un four expérimental de réduction à contre-courant (4), qui permet de simuler les conditions de réduction du haut fourneau avec ou sans injection du fuel, mais aussi des fours à cuve (voir § 2.).

Cet appareil est constitué par un tube de 4 mètres de hauteur qui contient environ 10 kg de boulettes et qui est parcouru par un courant descendant de gaz réducteur. Un four électrique de 80 cm coulissant à l'extérieur du tube descend au cours de l'essai. Lorsque la zone chaude atteint le bas du tube le four est rapidement remonté puis le tube est trempé : la zone de 80 cm à partir du bas a un profil analogue à celui de la cuve du haut fourneau.

- Evaluation des produits en cours et en fin de réduction.  
Les grandeurs déterminées en pratique sont :

. le gonflement :

$$G = \frac{\text{volume} - \text{volume initial}}{\text{volume initial}}$$

Comme les boulettes ne peuvent pas être suivies individuellement, ce sont les volumes par unité de masse de fer contenu qui sont exploités. En désignant par  $F_{ec}$ ,  $F_{er}$ ,  $d_c$  et  $d_r$  les teneurs en fer et les densités apparentes des boulettes cuites et réduites :

$$G = \frac{d_c F_c - d_r F_r}{d_r F_r}$$

Les mesures de densité apparente se font par immersion dans un bain de mercure.

Pour une bonne boulette  $G < 0,10$

. la résistance à l'écrasement, mesurée comme celle des boulettes cuites doit rester comprise entre 50 et 100 kg.

. la résistance à l'abrasion, définie comme la proportion de fines inférieures à 2 mm produites après 500 tours à 60 t/mm dans un tambour de 100 mm de diamètre, doit rester inférieure à 0,04.

Les résultats de ces tests sont loin d'être systématiquement positif (5). Certaines boulettes donnent lieu au phénomène très spectaculaire de "gonflement catastrophique" au moment de la réduction de la wustite en fer (7,8), qui annule la perméabilité de la charge. Indépendamment de ces extrêmes les exigences ci-dessus ne sont souvent pas atteintes. Certaines boulettes se révèlent uniquement utilisables en réduction directe (ou inversement).

L'essai est donc bien un préalable indispensable à tout projet d'utilisation.

1.2.2.7 - *Tableau récapitulatif des tests d'évaluation des qualités physiques d'un concentré en vue de son utilisation en haut fourneau sous forme de boulettes*

	Qualité examinée	Caractéristiques requises	§ ou le test est décrit ou discuté	Méthode
Qualité du concentré	- surface spécifique à porosité 0,5	1500 à 3000 cm <sup>2</sup> /g	1.2.2.2	perméabilimètre Lea et Nurse
	- répartition granulométrique	peu étalée	1.2.2.2	
Qualité des boulettes crues	- granulométrie	9 - 16 mm	1.2.2.4	porosimètre à mercure
	- aspect	lisse et non collant	"	
	- R compression	0,7 à 0,8 kg	"	
	- R chutes	8 à 10 x 0,45 m	"	
	- porosité après étuvage	0,28 à 0,31 (sauf s'il y a des volatils)	"	
Qualité des boulettes cuites	- aspect	coloration uniforme décollables à la main	1.2.2.6	tambour MICUM porosimètre à mercure
	- R compression	250 à 350 kg	"	
	- R abrasion	- de 6 % de < 5 mm, 100 t MICUM - de 8 %, 200 t	1.2.2.6 et 1.2.1.2	
	- porosité	0,23 à 0,26	1.2.2.4	
Comportement en cours de réduction	- gonflement	G < 0,10	1.2.2.6	- densité apparente par immersion dans le mercure - test spécifique (voir texte)
	- R compression	50 à 100 kg	"	
	- R abrasion	< 0,04	"	

1.2.2.8 - *Essais réalisables à l'IRSID*

L'IRSID effectue communément l'ensemble des essais décrits ci-dessus selon une procédure bien rodée, assez semblable à celle des laboratoires de LKAB en Suède.

Une série d'essais de boulettage dure quatre semaines, non compris les tests de caractérisation des boulettes. Il faut compter trois mois entre la réception de l'échantillon et la remise des conclusions.

Le demandeur doit fournir au moins deux tonnes de concentré.

Le prix de l'opération est de 80 000 à 100 000 F 1976 si les produits fournis sont déjà broyés à quelques centaines de microns.

1.2.3 - L'"aggloméré"

1.2.3.1 - *Généralités*

La sidérurgie française produit (et consomme) chaque année environ 35 millions de tonnes d'aggloméré, dont 20 à 25 millions de tonnes provenant de minerai lorrain. La technique d'agglomération initialement destinée à permettre le recyclage des déchets (fines, poussières) est devenue la principale technique de préparation de la charge car elle permet d'augmenter (environ doubler) la capacité de production des hauts fourneaux tout en abaissant la consommation de coke et la production de poussières.

Nous verrons que son application ne peut cependant pas, dans l'état actuel de la technologie, s'étendre à tous les concentrés. De plus, l'aggloméré est toujours relativement friable et ne supporte pas les manutentions multiples associées à un transport à la longue distance.

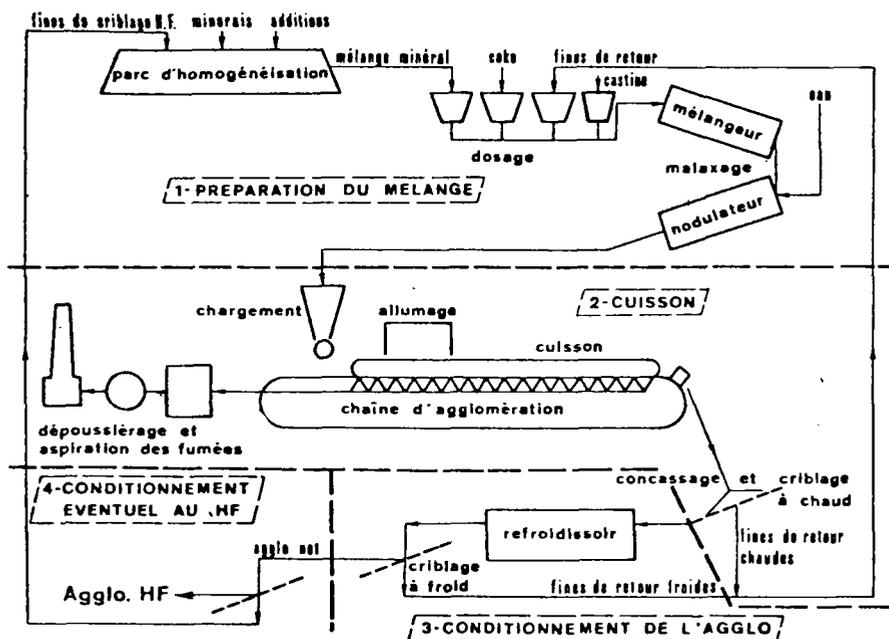
MM. DIDIER et IVANIER rappellent (6) le principe du procédé :

" Le principe du procédé consiste à déposer sur une grille continue après nodulisation un mélange de fines de minerais, de produits d'addition, de combustible et de produits de recirculation ou fines de retour et après allumage en surface, à assurer le frittage de la charge par l'intermédiaire d'une aspiration d'air à travers la couche à agglomérer. Il y a progression d'un "front de flamme", progression au cours de laquelle se produit une fusion partielle de matières suivie d'une recristallisation au cours du refroidissement. A la fin de l'opération, la charge présente l'aspect d'un mâchefer et libère, après dégradation mécanique volontaire, un matériau d'une granulométrie étalée dont la fraction la plus fine (fines de retour) est recyclée dans le mélange de départ.

Après cuisson, le refroidissement de l'aggloméré peut s'opérer de deux façons différentes :

- déchargement immédiat après la fin de la cuisson enregistrée par des moyens de mesure adéquats, puis criblage du produit chaud et refroidissement de l'aggloméré dans un appareil séparé avant son conditionnement définitif (chaîne type Dwight-Lloyd),
- refroidissement du gâteau d'aggloméré sur chaîne, puis conditionnement du produit final pour haut fourneau effectué sur produit froid (chaîne avec refroidissement sur grille selon le procédé Delatre-Levivier). Les applications industrielles du refroidissement sur chaîne sont encore peu nombreuses.

Dans tous les cas, la quantité de combustible à introduire dans la charge est réglée pour que la quantité de fines de retour récupérées et recyclées soit égale à la quantité de fines de retour entrées : la chaîne est dite en marche équilibrée".



Découpage d'un atelier d'agglomération type

### 1.2.3.2 - Granulométrie

La granulométrie du minerai alimentant une chaîne d'agglomération est habituellement environ 0-8 mm, avec le moins possible de  $< 200 \mu$ , mais la véritable contrainte ne porte pas sur le minerai tout-venant, mais sur le mélange nodulisé.

En effet la chaîne proprement dite est alimentée par le mélange des minerais, du combustible, des fondants et des fines de retour qui est préalablement homogénéisé en présence d'un peu d'eau dans un tambour mélangeur, puis nodulisé avec 4 à 16 % d'eau dans un (ou plusieurs) tambour nodulisateur. Les nodules doivent avoir une dimension supérieure ou égale à 3 ou 4 mm pour que la couche de mélange déposée sur la grille soit suffisamment perméable aux courants gazeux. La mesure directe de la granulométrie de tels nodules constitués de grains fins adhérents à des plus gros par un peu d'eau n'est pas possible, aussi mesure-t-on en pratique la résistance à l'écoulement gazeux du mélange avant et en cours d'agglomération.

L'aptitude à la nodulisation - on dit aussi granulation, microbouletage ou micro pelletisation - est donc une qualité essentielle du mélange. Cette phase est l'objet de recherches notamment à l'IRSID et à ARBED (Luxembourg) dont l'objectif est d'apprendre à noduliser des mélanges fins. Il s'agit peut-être d'une voie d'avenir concurrente du bouletage pour l'utilisation des concentrés fins :

Les recherches d'ARBED ont abouti jusqu'ici au résultat suivant : un aggloméré excellent par ses propriétés mécaniques et de réductibilité peut être obtenu avec une productivité supérieure à  $40 \text{ t}/24\text{h}/\text{m}^2$  de grille, et une consommation de combustible inchangée, à partir d'un mélange de 30 à 40 % de minette et de 60 à 70 % de pellet feed, en ajoutant 2 % de chaux et en prolongeant la phase de nodulisation jusqu'à formation de microboulette. Il faut incorporer aux 30 % de sinter feed (indispensables) du véritable pellet feed (surface spécifique  $2500 \text{ cm}^2/\text{g}$ ) et surtout pas du concentré grossier ( $\sim 700 \text{ cm}^2/\text{g}$ ) ! La chaux permet de maintenir la productivité et la consommation au niveau des chaînes actuelles, mais elle n'agit que s'il y a assez d'ultra-fins. Un essai sur 100 000 tonnes est prévu en 1977. Ces travaux ont été entrepris par ARBED dans un contexte très spécial (nécessité impérieuse de consommer du minerai d'Outre Mer malgré l'éloignement de toutes les voies de communication, donc opportunité de faire venir du concentré fin en pulpe par pipe), mais ils montrent néanmoins que les technologies d'utilisation des concentrés fins peuvent évoluer considérablement en cas de besoin.

En effet, en l'état actuel de la technologie du microbouletage l'alimentation d'une chaîne d'agglomération ne saurait être entièrement assurée par des concentrés submillimétriques. De tels concentrés ne sont acceptables que dilués par des minerais plus grossièrement broyés, comme à l'usine de Metzange qui expédie vers la chaîne d'agglomération Usinor de Thionville un mélange 0-10 mm qui contient 16 % en poids de concentré 0-300  $\mu\text{m}$ . Ce mélange est à nouveau dilué avant d'être déposé sur la chaîne. Les fines limonitiques sont d'une manière générale mieux tolérés à la nodulisation que d'autres minéraux ferrifères fins issus par exemple d'une concentration.

### 1.2.3.3 - Essais de laboratoire

Il est possible de simuler très bien en laboratoire le fonctionnement d'une chaîne industrielle, de l'homogénéisation du mélange à la dégradation mécanique, et par conséquent il n'est pas nécessaire de construire une chaîne pilote. Néanmoins les essais de laboratoire sont coûteux et longs, aussi s'efforce-t-on d'en minimiser le nombre.

Les paramètres qui régissent le fonctionnement d'une chaîne industrielle d'agglomération comprennent :

- les paramètres de construction de la chaîne :
  - . longueur et surface de la grille
  - . puissance des ventilateurs d'aspiration
  - . mode et caractéristiques de refroidissement
  - . dégradation mécanique et criblage
  
- des paramètres plus ou moins réglables :
  - . hauteur de couche
  - . vitesse d'avancement
  - . consommation de combustible
  - . durée et température d'allumage
  - . taux de fines de retour
  - . caractéristiques du mélange (composition, broyage, nodulisation...)
  - . dépression créée par le ventilateur
  - . qualité de l'aggloméré produit (propriétés mécaniques et de réduction).

Les paramètres qui gouvernent la faisabilité économique d'un projet sont les paramètres de construction, la production et les consommations thermiques et électriques associés à une qualité suffisante. Les problèmes qui peuvent se poser sont de deux sortes :

- conception d'une chaîne en vue de l'agglomération d'un mélange relativement déterminé,
- recherche de conditions opératoires pour agglomérer un mélange donné sur une chaîne donnée (ou étude de l'influence d'une modification d'un mélange).

La plus petite série d'essais de laboratoire concevable représente ce qu'on appelle un point de fonctionnement : un certain nombre de paramètres étant choisis (paramètres de construction, hauteur de couche, dépression, caractéristiques de l'allumage) il faut ajuster la consommation de combustible pour que le fonctionnement soit équilibré, c'est-à-dire que la quantité de fines de retour produite au cours des opérations de dégradation soit égale à celle introduite dans le mélange. Il faut donc tour à tour :

- fabriquer des fines de retour artificielles et une couche de protection par un premier essai,
- utiliser les produits précédents pour fabriquer des fines de retour plus représentatives,
- rechercher l'humidité optimale pour le microbouletage en mesurant la perméabilité à froid de la couche pour différentes additions d'eau,
- faire 4 ou 5 essais pour tracer la courbe

$$\text{Combustible} = f \left( \frac{\text{fines de retour produites}}{\text{fines de retour consommées}} \right)$$

A l'issue d'un tel ensemble d'essais, on connaît la qualité de l'aggloméré produit, la production à géométrie de chaîne donnée (la vitesse étant déterminée par la durée de la descente du front de flamme) et la consommation de combustible pour le point de fonctionnement imposé. De plus on peut généralement présager des tendances pour les points de fonctionnement voisins.

Il n'est pas rare qu'une société d'ingénierie réponde à un appel d'offre après avoir fait étudier un point de fonctionnement, mais l'étude de plusieurs points est généralement nécessaire pour dimensionner définitivement une chaîne.

Un point de fonctionnement doit également suffire à juger de l'acceptabilité d'un concentré dans un mélange quantitativement déterminé.

#### 1.2.3.4 - Mesure de la qualité d'un aggloméré

Les "hauts fournistes" sont de plus en plus sensibles à la qualité de l'aggloméré. Néanmoins les exigences sur celui-ci sont inférieures à celles sur les boulettes car l'aggloméré est toujours un matériau friable auquel on ne demande pas d'être transportable :

- la dégradation mécanique avant et au cours du chargement est convenablement testée par des chutes de hauteur cumulée ajustée en fonction des paramètres usines et des tests de tambour MICUM (cf. § 1.2.1.2 et 1.2.2.6),
- le test du comportement en cours de réduction (propriétés mécaniques, réductibilité, cf. § 1.2.2.6) est délicat en matière d'aggloméré, en particulier car contrairement au cas des boulettes les échantillons étudiés ne sont pas par leur granulométrie représentatifs de l'aggloméré à charger.

#### 1.2.3.5 - Essais réalisables à l'IRSID

Dans l'attente de progrès significatifs du microbouletage des concentrés fins, les essais d'agglomération présentent un intérêt marginal pour le minéralurgiste. Celui-ci doit savoir qu'on ne teste pas isolément le comportement à l'agglomération d'un concentré mais qu'il faut définir le mélange dans lequel on envisage de l'introduire.

Comme pour le bouletage, l'IRSID est équipé d'une installation permettant de réaliser toutes les expériences évoquées ci-dessus. L'étude d'un point de fonctionnement représente une semaine de travail d'une équipe et consomme près de 2 tonnes de mélange. Le prix est de 40 000 à 60 000 F en 1976 selon la précision du problème posé.

## 2 - EVALUATION D'UN CONCENTRE EN VUE DE SON EMPLOI EN REDUCTION DIRECTE

### 2.1 - Marché des minerais pour réduction directe

#### 2.1.1 - La demande

L'obtention du fer métal à partir de ses oxydes, directement à l'état solide sans passer par un produit de transition carboné (la fonte) est une idée ancienne qui a progressé lentement du début du XXème siècle jusqu'au milieu des années 60.

Depuis, le décollage a été spectaculaire, tant au niveau des réalisations (taux de croissance annuel moyen de la capacité mondiale de production de l'ordre de 50 % depuis 1966) que des recherches comme en témoigne l'abondance des publications et des congrès dont le symposium de Chicago en mai 1960 a marqué le coup d'envoi.

En s'appuyant sur les chiffres cités par ASTIER et FOLIE (13), la capacité mondiale de production qui est de 17 millions de tonnes en 1977 devrait selon le taux de réalisation des projets actuels atteindre 35 à 60 millions de tonnes entre 1980 et 1985, ou plus si le taux de floraison de projets se maintient.

Il est donc raisonnable de tabler pour cette période sur une demande de 70 millions de tonnes par an de minerai pour réduction directe.

La part de la Communauté européenne dans cette demande sera modeste. Sa capacité actuelle (HAMBURGER STAHLWERKE + BRITISH STEEL CORPORATION), de l'ordre de 1 million de tonnes d'acier par an, devrait au plus atteindre 3 millions de tonnes dans un avenir proche. En France, en 1985 (en misant sur une conjoncture meilleure que celle de 1977) il pourrait y avoir place pour 3 unités de 400 000 t/an (par exemple une en Lorraine consommant des combustibles solides - procédé KRUPP SL/RN par exemple - et deux près des côtes utilisant du gaz naturel). Remarquons que les projets pour l'Espagne dépassent 2 millions de tonnes par an. En revanche, la plupart des réalisations auront lieu dans les pays riches en gaz naturel : URSS, USA, Canada, pays arabes, Venezuela...

La répartition des installations de réduction directe dans le monde tient compte des disponibilités en minerai et en énergie approprié, et de deux facteurs économiques :

- la préréduction ne peut concerner que de relativement petites unités (0,5 million de tonnes/an), à la rigueur juxtaposées, car le facteur taille favorise la filière hauts fourneaux - convertisseur à oxygène. Elle peut donc être l'objet d'une sidérurgie de base dans les pays petits consommateurs d'acier ou de mini-usines dans les pays développés industriellement,
- dans les pays industrialisés le pré-réduit est en concurrence avec la ferraille, ce qui en limite le marché.

### 2.1.2 - L'offre

Les caractéristiques des minerais de fer aptes à la réduction directe seront examinées dans les paragraphes suivants, mais d'ores et déjà il convient de signaler que les réserves ne requérant pas d'enrichissement semblent considérablement moins abondantes que pour les minerais destinés au haut fourneau. Les réserves connues se répartissent à notre connaissance entre :

- le "blue dust" pulvérulent de la C.V.R.D. au Brésil, 69,5 % de fer et moins de 1 % de silice + alumine. Les réserves seraient de quelques centaines de millions de tonnes,
- quelques dizaines de millions de tonnes de minerai de KOOLAN en Australie à 0,6 % de silice + alumine,
- une partie des gisements guinéens du Nimba et du Simandou. Ce type de minerai en plaquette est semble-t-il assez répandu dans le monde et les réserves doivent être de plusieurs centaines de millions de tonnes.

Au total donc, un ordre de grandeur d'un milliard de tonnes. La satisfaction de la demande risque alors selon toute vraisemblance de se trouver souvent subordonnée à un problème d'enrichissement (on dit alors de superconcentration) avec des spécifications très sévères à respecter. C'est donc un domaine où la minéralurgie est appelée à jouer un grand rôle.

### 2.2 - Composition chimique requise

La préréduction proprement dite, contrairement à la réduction en haut fourneau, n'impose pas de contraintes chimiques particulières, mais elle produit un "pré-réduit" qui doit être utilisable au four électrique à arc, en concurrence avec la ferraille. Le pré-réduit peut présenter par rapport aux ferrailles l'avantage d'assainir les cours, mais il doit pour séduire l'utilisateur être de qualité constante et bonne.

Tout d'abord il ne doit contenir les éléments auxquels on fait la chasse dans les ferrailles (cuivre, étain, chrome, nickel, zinc, plomb...) qu'en proportion nettement inférieure à celle tolérée dans l'acier.

De plus la production d'acier doit être économique : on sait certes désulfurer et déphosphorer en aciérie, on "peut" y fondre et éliminer de gros tonnages de laitier, mais on a intérêt à réduire ces opérations au minimum. Ainsi une charge à 20 % de ferrailles et 80 % de préréduit à 3 % de silice conduit à environ 70 kg de laitier de fusion (dont l'indice de basicité est de 1,5 à 2), ce qui est raisonnable. Si la teneur en silice augmente, la consommation électrique croît à raison d'à peu près 20 kWh par point de silice, tandis que la productivité décroît et l'usure de réfractaire est accentuée.

Bien sûr un préréduit plus siliceux est tout à fait acceptable si la charge contient davantage de ferrailles. Ainsi réalise-t-on des charges dont le préréduit représente 30 % sous forme de boulettes qui se logent dans les interstices du tas de ferraille : la teneur en silice pourrait alors atteindre 9 %, mais un tel préréduit n'aurait de valeur que dans un marché captif.

En pratique la teneur en silice + alumine doit être aussi faible que possible, 2 % sur le minerai (impliquant à peu près 2,7 % sur préréduit) étant très bien. Certains superconcentrés pour préréduction contiennent 3 à 4 % de silice.

Ces marchés à peu de laitier supposent peu de soufre et de phosphore, 0,05 % p étant excellent car de toute façon ces éléments néfastes seront introduits avec le carbone ou les ferro-alliages mais seront éliminés avec le laitier.

### 2.3 - Présentation mécanique

Aucun procédé développé de réduction directe ne consomme de l'"aggloméré" sur grille, sans doute parce qu'il s'agit d'un matériau trop friable.

En revanche trois présentations sont répandues :

- les fines de 150 à 500  $\mu$  pour fluidisation (procédés H-Iron, Novalfer, HIB et surtout FIOR), des concentrés plus fins ne pouvant être acceptés que dans la mesure où il serait possible de les noduliser par un traitement,
- les minerais calibrés,
- les boulettes.

En 1976 le prix de la tonne de fer contenue selon ces différentes présentations était respectivement de 125 F, 175 F et 220 à 250 F. Dans ce contexte de prix, les procédés utilisant des boulettes paraissent les plus chers, mais les réserves naturelles de minerai à moins de 3 % d'éléments de gangue sont très limitées (300 millions de tonnes ?) et le développement de la réduction directe se fera par consommation de superconcentrés bouletés.

Les essais de bouletage de superconcentrés, de durcissement des boulettes et les tests de qualité des boulettes avant et après cuisson sont identiques à ceux mentionnés plus haut (§ 1.2.2.4 à 1.2.2.6) à l'exception des conditions de réductions (composition, pression, température et débit du gaz, temps de séjour) qui doivent simuler celles à appliquer industriellement. L'installation de l'IRSID décrite au § 1.2.2.6 (4) permet seulement de simuler la réduction dans un four à cuve (procédés MIDREX, PUROFER et ARMCO).

Les boulettes se comportent différemment selon les conditions de réduction : ainsi, alors que dans les conditions du haut fourneau le gonflement G est toujours positif, dans les conditions du four à cuve, G est positif en début de réduction puis devient négatif en fin de réduction.

Par ailleurs, l'IRSID dispose d'un petit réacteur à lit fluidisé qui a été utilisé pour le suivi des procédés de réduction directe.

### 3 - EMPLOI DES MINERAIS DE FER EN ACIERIE

Ce paragraphe ne mérite pas un long développement car il concerne un emploi mineur des minerais de fer et il n'est guère pensable d'étudier un projet minier d'importance dans une telle perspective.

Des minerais de fer sont ajoutés dans la fonte du convertisseur où ils apportent du fer tout en décarburant et en modérant l'échauffement du bain (par rapport à la décarburation par l'oxygène).

La seule contrainte mécanique est que le minerai doit être transportable et manipulable. En revanche la qualité chimique doit être voisine de celle pour réduction directe.

La consommation de minerai de fer en acierie en France s'est élevée à 393 000 t en 1973, c'est-à-dire moins de 1 % de la consommation totale de 47 millions de tonnes pour la même année.

La mine française de Segré produit des boulettes de 26 mm, spéciales pour l'acierie. De telles boulettes sont peu réductibles (du minerai calibré de 26 mm est également peu réductible tel quel, mais, au contraire des boulettes, décrépité en haut fourneau, ce qui est néfaste pour la perméabilité, mais facilite la réduction).

Le développement généralisé du soufflage par le fond des convertisseurs risque de fermer le marché de ce produit, mal adapté à ces procédés.

#### 4 - APPLICATION AU B.R.G.M. DES CRITERES D'EVALUATION CITES

Naturellement la connaissance des critères d'évaluation des concentrés de fer doit intervenir dès la programmation d'une étude, dans le choix des objectifs (teneur en gangue, opportunité d'éliminer les impuretés), mais aussi dans le choix des conditions de broyage.

En ce qui concerne l'évaluation des concentrés résultant des essais d'enrichissement, le seul examen qu'il est actuellement possible de pratiquer au B.R.G.M. est l'analyse minéralogique et chimique (§ 1.1 et 2.1), suffisant pour une étude de simple orientation.

L'évaluation complète d'un concentré nécessite par contre des essais de production de boulettes (dans certains cas d'"aggloméré") réclamant plusieurs tonnes de concentrés. Lorsqu'un tel objectif devra être atteint, le B.R.G.M. produira sur pilote les tonnes de concentré nécessaires, mais les essais ultérieurs seront entièrement confiés à l'I.R.S.I.D. dans les conditions précisées aux § 1.2.2.8 et 1.2.3.5.

En revanche, nous devons être capables de tirer nous-mêmes un maximum d'information des petites quantités (dizaines ou centaine de kg) de concentré que les essais de laboratoire ou en petit pilote nous amèneront à produire. Pour cela nous devons à l'occasion d'études nous équiper de petit matériel pour tester les qualités mécaniques des boulettes avant cuisson (§ 1.2.2.4).

#### 5 - EVOLUTION POSSIBLE DES BESOINS DE LA SIDERURGIE

Les sources potentielles de modification des besoins en concentré de la sidérurgie européenne sont :

- l'évolution des exigences des "hauts fournistes". La tendance actuelle est la recherche de la qualité maximale des produits à charger (§ 1). On considère ainsi que l'amélioration de fonctionnement du haut fourneau justifie des consommations d'énergie accrues ou une diminution de productivité à l'agglomération sur grille.  
Le progrès des techniques de chargement (extension du chargement Paul WURTZ qui permet de placer les produits selon le profil souhaité) devrait résoudre les difficultés de mise en place des boulettes.  
Enfin la connaissance du haut fourneau continue à s'améliorer rapidement, mais le contrôle du profil de la zone de fusion, inconnu il y a quelques années, est encore très imparfait. Ce paramètre est pourtant essentiel pour en réguler la productivité, l'élimination de certaines impuretés par les poussières, l'usure des parois... Il est possible que sa complète domination passe par de nouvelles spécifications sur la charge.
- l'épuisement progressif des ressources françaises (les mines de fer de Lorraine devraient être presque entièrement fermées vers 2000).

- le développement de production de boulettes basiques ou auto-fondantes (§ 1.2.2.1). *A priori*, l'examen de l'évolution de sidérurgies étrangères laisse entrevoir à terme une possibilité d'élargissement du marché des boulettes dans le cas où l'approvisionnement en "sinter feed" deviendrait difficile.
- les recherches sur le microbouletage (§ 1.2.3.2) qui, si elles aboutissent, permettront d'agglomérer sur grille les concentrés fins, ce qui impliquera leur transport sur de longues distances et modifiera profondément le commerce mondial du minerai de fer.
- le développement de la préréduction.  
Les experts de la Société française de minerais préréduits pensent vraisemblable la construction à moyen terme de 3 unités de 400 000 t/an en France - Fos, Dunkerque, Lorraine - la dernière adoptant un procédé de réduction par des combustibles solides venant d'Allemagne (KRUPP, SL/RN). Ce marché devrait donc rester longtemps restreint.

BIBLIOGRAPHIE

- (1) BUBENIEK L. - Techniques de l'ingénieur M 1758.
- (2) Mission française en U.R.S.S. - 12-21 mai 1965, rapport sur l'enrichissement des minerais de fer.
- (3) HASENACK N.A. et all. - Revue de métallurgie, mars 1976, pp 259-282.
- (4) de LASSAT de PRESSIGNY Y. et BAILLY N. - Rapport I.R.S.I.D. RE 158.
- (5) ASTIER J., JON R., de LASSAT de PRESSIGNY Y. - Rapport I.R.S.I.D. RE 140.
- (6) DIDIER A., IVANIER L. - Industrie minérale minéralurgie, octobre 1974, pp 83-95.
- (7) LU W.K. - Scandinavian journal of metallurgy 2 (1973) 272-276.
- (8) WENZEL W., et all - Society of mining engineers, AIME, transactions vol 252, septembre 1972, pp. 289-294.
- (9) SHOCKLEY W.A. et PRICE E.W. 1963 - Annual meeting american institute of mining, metallurgical and Petroleum engineers. Dallas, Texas 26 february.
- (10) TAGUCHI K., AKETA K., MATSUMOTO T. - Revue de métallurgie. mars 1976, pp. 247-258.
- (11) ROORDA H.J., BURGHARDT O., KORTMANN H.A., JIPPING M.J., KATER T. - Congrès de Cagliari. paper n° 6.
- (12) Brevet anglais - BP. 1200 633.
- (13) ASTIER J., FOLIE P. - Revue de métallurgie. Octobre 1975.