



TOGETHER
for a sustainable future

OCCASION

This publication has been made available to the public on the occasion of the 50th anniversary of the United Nations Industrial Development Organisation.



TOGETHER
for a sustainable future

DISCLAIMER

This document has been produced without formal United Nations editing. The designations employed and the presentation of the material in this document do not imply the expression of any opinion whatsoever on the part of the Secretariat of the United Nations Industrial Development Organization (UNIDO) concerning the legal status of any country, territory, city or area or of its authorities, or concerning the delimitation of its frontiers or boundaries, or its economic system or degree of development. Designations such as “developed”, “industrialized” and “developing” are intended for statistical convenience and do not necessarily express a judgment about the stage reached by a particular country or area in the development process. Mention of firm names or commercial products does not constitute an endorsement by UNIDO.

FAIR USE POLICY

Any part of this publication may be quoted and referenced for educational and research purposes without additional permission from UNIDO. However, those who make use of quoting and referencing this publication are requested to follow the Fair Use Policy of giving due credit to UNIDO.

CONTACT

Please contact publications@unido.org for further information concerning UNIDO publications.

For more information about UNIDO, please visit us at www.unido.org

08890-F

Série "Mise au point et transfert des techniques"

N° **11**

**PROFILS
TECHNIQUES
SUR L'INDUSTRIE
SIDERURGIQUE**



PROFILS TECHNIQUES SUR L'INDUSTRIE SIDERURGIQUE

ORGANISATION DES NATIONS UNIES POUR LE DEVELOPPEMENT INDUSTRIEL
Vienne

Série "Mise au point et transfert des techniques"
Numéro 11

PROFILS TECHNIQUES SUR L'INDUSTRIE SIDERURGIQUE

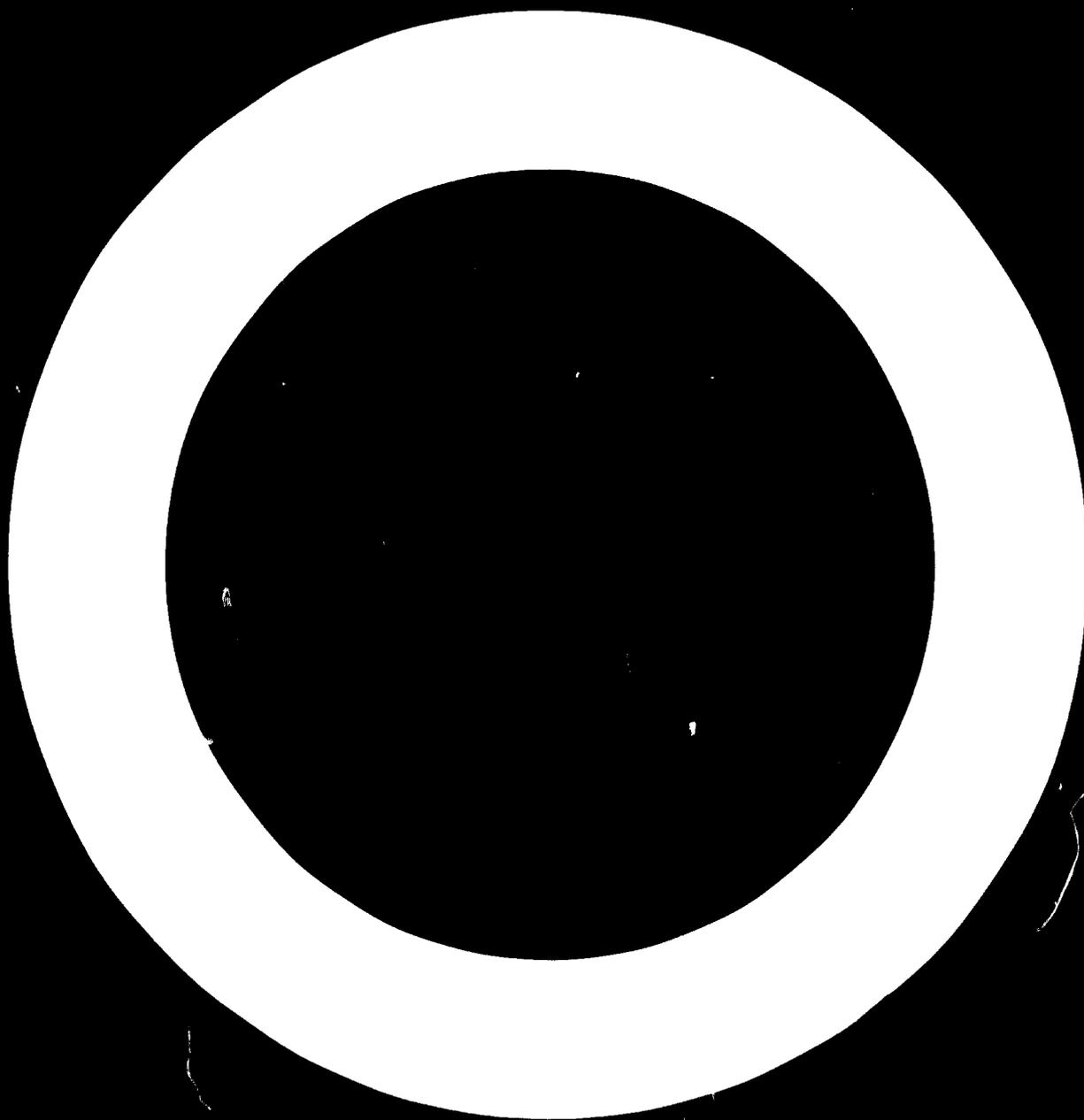


NATIONS UNIES
New York, 1980

Les appellations employées dans cette publication et la présentation des données qui y figurent n'impliquent de la part du Secrétariat de l'Organisation des Nations Unies aucune prise de position quant au statut juridique de tel ou tel pays, territoire, ville ou région, ou de ses autorités, ni quant au tracé de ses frontières.

La mention dans le texte de la raison sociale, des produits et des techniques d'une société n'implique aucune prise de position en leur faveur de la part de l'Organisation des Nations Unies pour le développement industriel (ONUDI), et le fait de ne pas mentionner une société, un produit commercial ou une technique déterminés à propos des procédés décrits dans la présente publication ne doit pas être interprété comme une marque de désapprobation.

La reproduction, en tout ou en partie, du texte de la présente publication est autorisée. L'Organisation souhaiterait qu'en pareil cas il soit fait mention de la source et que lui soit communiqué un exemplaire de l'ouvrage où sera reproduit l'extrait cité.



Préface

Les quatre profils sur l'industrie sidérurgique contenus dans la présente publication ont été élaborés pour la Banque d'informations industrielles et techniques (INTIB) de l'Organisation des Nations Unies pour le développement industriel (ONUDI), qui est un élément du programme de l'Organisation sur la mise au point de techniques. Créée en juillet 1977, l'INTIB a fonctionné en tant que projet pilote pendant une période de dix-huit mois. Ses activités sont axées sur quatre secteurs industriels : la sidérurgie, les engrais, les agro-industries, ainsi que les machines et l'outillage agricoles. Ces secteurs ont également la priorité dans d'autres domaines d'activité de l'ONUDI, notamment les études sectorielles, les consultations, les négociations et les projets d'assistance technique.

L'INTIB a son origine dans la Déclaration et le Plan d'action de Lima, adoptés à la deuxième Conférence générale de l'ONUDI en 1975, et dans diverses résolutions de l'Assemblée générale des Nations Unies qui, toutes, considèrent qu'un service de ce genre est indispensable pour le transfert, l'élaboration et l'adaptation des techniques appropriées. Pour porter la part des pays en développement dans la production industrielle mondiale de 7 % (en 1975) à 25 % d'ici à l'an 2000, ce qui est l'objectif fixé par la Conférence de Lima, les décideurs doivent disposer des renseignements voulus sur les investissements à effectuer. Les organismes qui conseillent les décideurs – centres nationaux d'information industrielle, instituts pour la mise au point des techniques et banques d'investissement – ont également besoin de ces renseignements.

L'INTIB a ceci d'original que, à la différence des services assurés précédemment par l'ONUDI, elle s'occupe de sélectionner les techniques avant leur acquisition par les utilisateurs. Elle utilise non seulement les services offerts par la Section de l'information industrielle, dont elle relève, mais fait également appel au concours des spécialistes de la Division des opérations industrielles de l'ONUDI et d'experts indépendants pour traiter les renseignements provenant de sources internes et externes dont elle a besoin pour sélectionner les techniques. L'ONUDI est de ce fait en mesure de diffuser des informations tant en fonction des besoins anticipés que de la demande effective. C'est notamment le cas de la série de profils techniques et de monographies en cours d'élaboration, dont fait partie la présente publication, sur les éléments qu'il convient de prendre en considération pour choisir entre plusieurs variantes technologiques.

Au nombre des "clients" de l'INTIB figurent des ministères de l'industrie, des organismes de planification et de développement industriel, des institutions techniques pluridisciplinaires et des organismes s'occupant du transfert des techniques. L'INTIB se tient à la disposition de tous ceux qui – consultants ou décideurs – participent au choix des techniques dans chacun des quatre secteurs prioritaires retenus pour la phase pilote.

Pour tous renseignements complémentaires sur l'INTIB et ses activités, prière d'écrire au Chef de la Section de l'information industrielle, ONUDI, boîte postale 300, A-1400 Vienne (Autriche).

Les présents profils techniques ont été élaborés par M. G. P. Mathur, consultant de l'ONUDI; les opinions exprimées sont celles de l'auteur et ne reflètent pas nécessairement les vues du Secrétariat de l'ONUDI.

Notes explicatives

Sauf indication contraire, le terme dollar s'entend du dollar des Etats-Unis.

Sauf indication contraire, le terme tonne (t) désigne une tonne métrique.

Table des matières

<i>Chapitres</i>	<i>Pages</i>
I. REPARTITION DES GISEMENTS DE MINERAI DE FER DANS LE MONDE	1
Gisements de minerai de fer	1
Afrique	1
Asie	2
Europe	2
Amérique latine	2
Amérique du Nord	2
Océanie	2
Union des Républiques socialistes soviétiques	2
Production et réserves	2
Enrichissement	5
Techniques	5
<i>Concassage</i>	5
<i>Broyage</i>	5
<i>Lavage</i>	5
<i>Procédés gravimétriques</i>	5
<i>Séparation magnétique</i>	5
<i>Flottation à la mousse</i>	6
<i>Séparation électrostatique sous haute tension</i>	6
<i>Grillage magnétisant à faible température</i>	6
<i>Décantation et séchage</i>	6
Pratiques suivies dans divers pays	6
<i>Canada</i>	6
<i>Inde</i>	6
<i>Suède</i>	7
<i>Union des Républiques socialistes soviétiques</i>	8
<i>Etats-Unis d'Amérique</i>	8
Agglomération	9
Frittage	9
Pelletisation	9
Coûts	10
Production de pellets et durcissement à chaud	10
Sinters et pellets	10
Composition de la consommation du minerai de fer	11
 II. METALLURGIE DU FER	 13
Influence des divers composants de la charge	13
Minerais de fer	13
<i>Composés de fer</i>	13
<i>Silice</i>	13
<i>Alumine</i>	13
<i>Chaux</i>	13
<i>Magnésie</i>	14

II. METALLURGIE DU FER (suite)

<i>Oxyde de manganèse</i>	14
<i>Phosphore</i>	14
<i>Soufre</i>	14
<i>Titane</i>	14
<i>Vanadium</i>	14
<i>Zinc</i>	14
<i>Cuivre</i>	14
<i>Chrome</i>	14
<i>Nickel</i>	14
<i>Arsenic</i>	14
<i>Plomb</i>	14
<i>Etain</i>	14
Coke	15
<i>Fabrication de coke métallurgique</i>	15
<i>Coke façonné</i>	16
Charbon de bois	16
Fondants	17
<i>Fondants acides</i>	17
<i>Fondants basiques</i>	17
<i>Alumine</i>	17
<i>Fluorine</i>	17
Fabrication de la fonte	17
Fonctionnement et technologie du haut fourneau	18
<i>Matières premières</i>	18
<i>Contrôle de l'humidité du vent</i>	19
<i>Enrichissement du vent en oxygène</i>	19
<i>Injection d'hydrocarbures</i>	19
<i>Marche en contrepression</i>	20
<i>Charge préréduite</i>	21
<i>Hauts fourneaux à grande capacité</i>	21
Procédés d'électrometallurgie	25
<i>Arc au-dessus de la charge</i>	25
<i>Arc traversant la charge</i>	26
Préduction du matériaux à fondre	26
Considérations économiques	27
III. ELABORATION DE L'ACIER	28
Procédés	28
Procédés Martin	28
Procédés à l'oxygène	28
<i>Soufflage par le fond</i>	29
<i>Soufflage latéral</i>	29
<i>Procédé Stora-Kaldo</i>	29
<i>Procédé du rotor</i>	29
<i>Procédé LD (Linz-Donawitz)</i>	29
<i>Soufflage d'oxygène par le fond</i>	30
<i>Comparaison des procédés OBM et LD</i>	30
<i>Procédé LWS</i>	31
<i>Procédé Q-BOP</i>	31
<i>Procédé d'injection en immersion (SIP)</i>	31
Procédés en continu	31

<i>Chapitres</i>	<i>Pages</i>
III. ELABORATION DE L'ACIER (<i>suite</i>)	
Procédés électriques	32
<i>Fours à résistance</i>	32
<i>Fours à arc</i>	32
Energie nucléaire et élaboration de l'acier	33
Importance relative des différents procédés sidérurgiques	33
Choix des procédés	35
Dimension optimale des aciéries	35
Coûts	35
IV. FONDERIE	41
Production des moulages d'acier	41
Recuit	41
Normalisation	41
Trempe et revenu	41
Trempe à la flamme	41
Lingotage	41
Coulées en source sous pression	42
Coulée continue	42
Développement de la coulée continue	43
Choix des procédés	43
Coûts	43

Figures

I. Diagramme de traitement type d'un minerai indien contenant de l'hématite	7
II. Diagramme de traitement type d'un minerai indien contenant de la magnétite et de l'hématite	8
III. Projections de la consommation du minerai de fer	12
IV. Incidences de l'utilisation d'une charge pré-réduite sur la consommation de coke et sur la production	21

Tableaux

1. Production mondiale de minerai de fer	3
2. Répartition des ressources mondiales de minerai de fer	4
3. Production mondiale de pellets en 1975	11
4. Rapport entre la production de sinter/pellets et celle de fonte	11
5. Evolution des besoins en minerai de fer	11
6. Réserves mondiales de charbon à coke	15
7. Demande mondiale de charbon à coke	16
8. Production de coke dans certains pays	16
9. Compositions de certains produits métalliques	18
10. Structure des dépenses d'exploitation d'un haut fourneau récent	22
11. Structure des dépenses d'exploitation d'un haut fourneau récent	22
12. Structure des dépenses d'exploitation d'un haut fourneau récent à consommation de coke réduite	23
13. Structure des dépenses d'exploitation d'un haut fourneau récent pour éponge de fer (métallisée à 93 %)	24
14. Caractéristiques et performances des hauts fourneaux de Fukuyama (Japon)	25
15. Caractéristiques de hauts fourneaux récents en URSS	25
16. Grands fours Tysland-Hole dans le monde	26
17. Capacité de production annuelle des aciéries LD	30
18. Aciéries à soufflage d'oxygène par le fond dans le monde	32
19. Importance prise par les procédés à l'oxygène	32

Tableaux (suite)

Pages

20.	Part des divers procédés dans la production d'acier de certains pays	34
21.	Dépenses d'investissement	35
22.	Coût estimatif des biens d'équipement	36
23.	Indice des dépenses d'équipement de certaines aciéries	37
24.	Dépenses d'équipement d'une aciérie de 3 millions de tonnes	37
25.	Dépenses d'équipement d'une aciérie de 500 000 tonnes	38
26.	Répartition des dépenses d'une aciérie	38
27.	Structures des dépenses d'exploitation d'un four électrique récent	39
28.	Structures des dépenses d'exploitation d'un four basique à oxygène récent	39
29.	Développement de la coulée continue	43
30.	Possibilité d'application des procédés de coulée selon les aciers	44
31.	Comparaison des coûts de production pour les trois procédés de coulée	44
32.	Investissements comparés	45

I. Répartition des gisements de minerai de fer dans le monde

Gisements de minerai de fer

Une large proportion de minerais communs et de minéraux rocheux contiennent des quantités appréciables de fer, mais six d'entre eux seulement ont une teneur suffisante et sont suffisamment répandus pour pouvoir être exploités rentablement. On trouvera ci-après la liste de ces six minerais, avec indication de leur teneur en fer.

<i>Roche ferrifère</i>	<i>Teneur en fer du minerai à l'état pur (pourcentage de Fe)</i>
Hématite	69,9
Magnétite	72,4
Goethite	62,9
Chamoisite	42
Sidérite	48,2
Pyrite	46,6

La grande variété des formes sous lesquelles le fer est concentré dans la terre, les caractéristiques physiques et chimiques de ces concentrations, leur environnement minéralogique et géologique, la complexité du processus ayant abouti à la concentration du fer dans les gîtes donnent à chaque gisement sa physionomie particulière.

Les gisements de minerai de fer sont très nombreux dans le monde, comme le montre le bref examen ci-après des principales zones productrices.

Afrique

Les gisements d'Afrique sont similaires à ceux de Bilbao, du lac Supérieur, du bassin lorrain et de Taberg. Ils sont surtout formés d'hématite-goethite, d'hématite-magnétite, ou d'hématite-pyrite (ocre) et de sidérite-goethite.

Asie

En Asie du Sud-Ouest, on trouve du minerai de fer en Israël, en Arabie saoudite et en Turquie. Les gisements d'Israël sont formés d'hématite et de goethite; ceux d'Arabie saoudite sont pour la plupart semblables aux gisements du lac Supérieur et

contiennent en général de l'hématite, avec parfois des minéralisations de magnétite, et ceux de Turquie sont principalement constitués de magnétite.

Plus à l'est, on trouve également des gisements en Afghanistan, en Inde, en Iran, au Népal, au Pakistan et à Sri Lanka. Les gisements afghans contiennent de l'hématite et de la sidérite. En Inde, ils sont semblables à ceux du lac Supérieur et de Taberg, les principales roches ferrifères étant l'hématite, et parfois la goethite et la magnétite. Des gisements de magnétite ou à base de magnétite existent en Iran, tandis qu'au Népal on trouve de l'hématite et des gîtes stratiformes. Au Pakistan, on trouve des gisements magnétiques et des gîtes stratiformes, les principaux minerais de fer étant la magnétite et l'hématite. Les gisements de Sri Lanka sont du type latéritique résiduel et contiennent surtout de la goethite, accompagnée parfois de magnétite.

En Asie orientale, des gisements existent en Chine, en République populaire démocratique de Corée, au Japon et en République de Corée. Les gisements chinois, qui sont similaires à ceux du lac Supérieur et du bassin lorrain, contiennent surtout de la magnétite et de l'hématite. Au Japon, les gîtes sont plutôt de type limoniteux résiduel ou sablonneux stratiforme et contiennent de la goethite, de la magnétite et de la magnétite titanifère. En République populaire démocratique de Corée et en République de Corée, les gisements contiennent surtout de la magnétite et parfois de l'hématite.

On trouve des gisements de type magnétique, latéritique résiduel ou sablonneux stratiforme dans l'Asie du Sud-Est, notamment en Birmanie, au Kampuchea démocratique, en Indonésie, en République démocratique populaire lao, en Malaisie, aux Philippines, en Thaïlande et au Viet Nam.

Europe

En Europe orientale, la Bulgarie possède des gisements similaires à ceux de Bilbao, qui contiennent de la goethite, de l'hématite, de la magnétite et de la sidérite. Les minerais tchécoslovaques et ceux de la République démocratique allemande ressemblent aux gisements du bassin lorrain; la Pologne et la Roumanie possèdent des gisements de carbonate de

fer qui contiennent de la sidérite, de la magnétite et de la goethite.

En Europe septentrionale, la Norvège possède des gisements semblables à ceux du lac Supérieur et de Taberg, formés de magnétite et d'hématite. Les minerais suédois à base de magnétite et de magnétite-hématite ressemblent à ceux de Kiruna et du lac Supérieur. Les minerais du Royaume-Uni sont apparentés à ceux du bassin lorrain et contiennent de la chamoisite, de la goethite et de l'hématite.

En ce qui concerne l'Europe méridionale, la plupart des minerais d'Italie comme ceux de Yougoslavie sont semblables aux gisements de Bilbao et du bassin lorrain. Ils sont de type magnétique et contiennent de la magnétite, de la sidérite et de la sidérite-chamoisite. En Grèce, les gisements latéritiques prédominent, le principal minerai pouvant être exploité rentablement étant la goethite. Les gisements portugais, apparentés à ceux du bassin lorrain, sont composés d'hématite, de magnétite et, parfois, de sidérite et de chamoisite. En Espagne, les gisements similaires à ceux de Bilbao sont prédominants; ils sont formés essentiellement d'hématite et de goethite.

En Europe occidentale, l'Autriche possède des minerais semblables à ceux de Bilbao, qui contiennent surtout de la sidérite, tandis que ceux de la République fédérale d'Allemagne s'apparentent aux gisements du bassin lorrain et sont essentiellement constitués d'hématite, de chamoisite et de sidérite, avec des venues de goethite dans certaines régions. Les minerais français s'apparentent à la minette de Lorraine et contiennent de la sidérite et de la goethite.

Amérique latine

Les gisements argentins sont similaires aux minerais du lac Supérieur et du bassin lorrain et contiennent de l'hématite et de la magnétite. Ceux de Bolivie et du Brésil ressemblent surtout au minerai du lac Supérieur et contiennent de l'hématite. On y trouve parfois aussi des minerais similaires à ceux de Kiruna. Les gisements du Chili s'apparentent à ceux de Kiruna et contiennent des roches magnétiques (magnétite et hématite). Les gisements de Colombie contiennent de la goethite et s'apparentent à ceux du bassin lorrain. Cuba et la République dominicaine possèdent des minerais similaires à ceux du lac Supérieur et de Taberg, composés essentiellement d'hématite, de magnétite et de goethite. Les gisements du Mexique et d'Amérique centrale, qui sont composés de magnétite, d'hématite et de goethite, s'apparentent généralement à ceux de Kiruna. Les gisements du Pérou contiennent essentiellement des roches magnétiques et le Venezuela possède des gisements d'hématite semblables à ceux du lac Supérieur.

Amérique du Nord

Les gisements du Canada sont situés à Grenville (Labrador), dans le sud-ouest et dans le nord du pays. Ils sont pour l'essentiel semblables à ceux du lac Supérieur et de Taberg et contiennent surtout de l'hématite, de la magnétite et de la goethite, accompagnés parfois de sidérite, de pyrite et de chamoisite. Les principaux gisements des Etats-Unis se situent dans les régions de Cuyuna, de Fillmore, de Gogebic, du lac Supérieur, de Mesabi et de Vermilion. Ils sont en général similaires à ceux du lac Supérieur, mais on y trouve aussi des minerais ressemblant à ceux de Clinton, de Kiruna, de Magnitnaya et de Taberg. Ces gisements sont surtout formés d'hématite, de magnétite et de sidérite.

Océanie

Les gisements d'Australie sont similaires à ceux d'Algoma, de Clinton et du lac Supérieur et contiennent de la goethite, de l'hématite, de l'hématite-magnétite-goethite, de la magnétite et de la magnétite-pyrite. Ceux de Nouvelle-Zélande sont de caractère alluvionnaire ou sédimentaire, les principales roches ferrifères étant la goethite et la magnétite.

Union des Républiques socialistes soviétiques

En Union des Républiques socialistes soviétiques, les gisements les plus importants, qui s'apparentent à ceux du lac Supérieur, sont ceux de la RSS d'Ukraine (Krivoi-Rog et l'anomalie magnétique de Kursk). Le versant oriental des monts Oural contiennent des minerais semblables à ceux de Taberg, tandis qu'à Turgay et en Sibérie occidentale on trouve des gisements magnétiques et des minerais ressemblant à ceux du bassin lorrain. On trouve aussi des gisements importants dans le Caucase, au Kazakhstan et en Sibérie.

Production et réserves

La production de minerai de fer par pays ou par région est indiquée au tableau 1 et la répartition mondiale des réserves au tableau 2.

La description donnée plus haut des ressources mondiales en minerai de fer permet de se faire une idée des minerais existants. Chacun de ces gisements a des caractéristiques particulières : variations de la teneur en fer, composition minéralogique, granulométrie des roches ferrifères et des minéraux associés exploitables ou de gangue, etc.

Partout dans le monde, la pratique de l'extraction sélective, d'un type ou d'un autre, entraîne l'épuisement progressif des gisements les plus riches.

TABLEAU I. PRODUCTION MONDIALE DE MINERAI DE FER

Pays ou région	Production (en millions de tonnes)			
	1973	1974	1975	1976 ^a
Afrique du Sud	10,955	11,734	11,191	15,684
Algérie	3,130	3,792	3,300	3,200
Allemagne, République fédérale d'	6,429	5,670	4,273	3,034
Angola	6,048	4,980	3,360	3,300
Australie	83,568	96,688	97,365	92,400
Autriche	4,211	4,246	3,833	3,784
Belgique	0,116	0,123	0,093	0,063
Brésil	55,019	79,973	88,493	70,000
Bulgarie	2,774	2,684	2,337	2,300
Canada	48,200	47,271	44,745	56,000
Chili	9,650	10,297	11,070	10,500
Chine	50,000	51,000	51,000	50,000
Colombie	0,442	0,500	0,623	0,600
Danemark	0,012	0,006	-	-
Egypte	3,130	3,792	3,300	3,200
Espagne	6,901	8,613	8,617	7,700
Etats-Unis d'Amérique	88,800	85,917	81,351	81,200
Finlande	0,885	0,934	0,766	0,700
France	54,754	54,730	50,142	45,543
Grèce	1,842	2,001	1,965	2,154
Guinée	-	-	-	-
Hongkong	0,151	0,160	0,161	0,037
Hongrie	0,681	0,595	0,386	0,631
Inde	34,426	34,230	40,271	41,400
Iran	0,600	0,620	0,650	0,650
Italie	0,675	0,795	0,739	0,643
Japon	1,007	0,780	0,942	0,800
Libéria	34,620	36,000	36,500	35,000
Luxembourg	3,782	2,686	2,315	2,079
Malaisie	0,516	0,468	0,349	0,300
Maroc	0,376	0,534	0,554	0,350
Mauritanie	10,416	11,110	8,500	8,000
Mexique	5,736	4,902	4,621	3,500
Norvège	3,970	3,918	4,064	4,291
Pays-Bas	-	-	-	-
Pérou	8,964	9,563	7,753	7,000
Philippines	2,256	1,616	1,352	1,150
Pologne	1,413	1,296	1,192	1,100
Portugal	0,057	0,024	0,045	0,043
République démocratique allemande	0,520	0,250	0,590	0,500
République de Corée	0,467	0,493	0,525	0,500
République démocratique populaire de Corée	8,100	8,100	8,200	6,100
Rhodésie du Sud	0,550	0,550	0,600	0,600
Roumanie	3,234	3,205	3,065	2,300
Royaume-Uni	7,105	3,602	4,490	4,583
Sierra Leone	2,400	2,508	2,500	2,400
Swaziland	2,148	2,055	2,232	1,932
Soudan	-	-	-	-
Suède	34,727	36,153	30,867	30,526
Suisse	-	-	-	-
Tchécoslovaquie	1,672	1,688	1,773	1,850
Thaïlande	0,036	0,036	0,032	0,020
Tunisie	0,811	0,820	0,652	0,500
Turquie	1,861	1,531	1,990	1,000
URSS	216,104	224,883	232,803	239,000
Venezuela	22,880	26,408	24,104	23,000
Yougoslavie	4,670	5,034	5,239	4,265
Total	853,797	901,564	897,880	877,412

^a Volume estimé ou provisoire.

TABLEAU 2. REPARTITION DES RESSOURCES MONDIALES EN MINÉRAI DE FER

(C : chamoisite; F : hématite; G : goéthite; I : ilménite; M : magnétite;
P : pyrite; S : sidérite)

Pays ou région	Ressources totales et réserves potentielles ^a (en millions de tonnes)													Non classées	Divers	
	F	M	G	S	F-M	FG	CS	FS	MP	MS	FMP	MSP	MG			SP
Afrique	17 056 (2 405)	2 718 (373)	1 297 (262)	6 (6)	4 254 (603)	1 358 (127)	92 (20)	168 (168)		55 (15)	41 (41)	46 (46)	1 419 (1 250)	1 427 (432)	42 (42)	P-17; FPIH(1); FMI-279 (28); FMC-1 000 (1 000) GSO-450
Asie (y compris l'Inde)	19 427 (8 310)	7 751 (2 673)	3 206 (655)	41 (41)	12 824 (4 206)	566 (317)	2 545 (508)	129 (29)				4 (2)	275 (108)		24 328 (88)	
Inde	15 516 (6 982)	2 332 (620)			8 547 (419)	52 (52)	2 540 (508)						53 (53)		12 (12)	
Australie et Nouvelle-Zélande	(1 630)	(660)	(5 951)		(35)	(7 953)		(322)	(144)	(2)			(120)			
Canada et Antille	12 235 (2 025)	32 411 (8 164)	(1)		55 875 (20 898)	8 370 (4 320)		660 (10)	20 (10)	1 000 (50)	1 675 (40)	735 (420)	6 020 (20)	1 500	P-438; F-I-350 (350); FMI-320; FSC-2 000; FMC-25; GSC-1 500	
Europe (y compris la Suède)	777 (457)	3 122 (3 103)	1 264 (794)	1 900 (1 680)	2 498 (1 278)	839 (139)	9 460 (4 840)	775 (675)	50 (10)	50 (50)			440 (100)	2 240 (2 120)	1 110 (10)	MI-50 (50); GC-5 148 (3 048); SC-10 (2); FSC-50 (20); MSC-680 (230); GSC-1 853 (1 048); FGSC-1 740 (1 640); MGS-38 (38)
Suède		2 895			475											
Amérique du Sud	84 869 (32 262)	788 (251)	1 948 (301)		2 610 (411)	2 304 (929)						8				
Etats-Unis d'Amérique	3 561 (396)	12 969 (789)	907 (745)		65 555 (3 227)	6 139 (2 267)	343 (343)	50				313 (113)	1 742 (272)	10 254 (4)	3 (3)	FCS-30 (30); FMGS-4 428 (28); Divers-2 (2)
URSS	29 025 (20 875)	38 325 (21 648)	106 363 (13 894)	1 258 (1 195)	36 255 (29 421)		522 (447)	9 316 (9 316)					300	82 937 (13 687)		

^a Les chiffres sans parenthèses indiquent les ressources totales et ceux entre parenthèses les ressources potentielles.

Lors de l'extraction des minerais à forte teneur, ceux-ci se mélangent aux minerais moins riches qui forment les morts-terrains de recouvrement ou font partie intégrante du gisement. Ce mélange est inévitable lorsque l'extraction est entreprise à l'échelle industrielle avec des moyens mécanisés.

C'est ainsi que, dans la plupart des cas, il faut enrichir d'une manière ou d'une autre le tout-venant afin d'obtenir un minerai ayant la qualité et la composition chimique voulue pour l'élaboration de la fonte. La préparation des charges pour cette opération est extrêmement importante; elle nécessite le triage, le calibrage et l'amélioration de la composition chimique du minerai à l'aide de techniques d'enrichissement.

Enrichissement

Les techniques d'enrichissement, qui varient suivant les caractéristiques minéralogiques et pétrographiques du minerai, comportent le concassage, la granulométrie, le calibrage, le lavage et le triage en phase humide, la séparation gravimétrique, la séparation magnétique, la flottation à la mousse, le grillage, la décantation et le séchage. Le diagramme général des opérations d'enrichissement peut prévoir l'utilisation d'une ou de plusieurs méthodes. Pour établir et mettre au point ce diagramme, on tient compte du prix de revient du procédé, de la qualité souhaitée pour le produit final et des possibilités de recycler les déchets, qui dépendent au premier chef des caractéristiques minéralogiques du minerai considéré.

Techniques

Concassage

A la sortie de la mine, le minerai se présente en général en morceaux de 300 à 400 mm, alors que les dimensions minimales et maximales pour l'alimentation des hauts fourneaux sont respectivement 10 mm et 30 à 50 mm. Il est fragmenté au moyen de concasseurs à mâchoires ou de concasseurs giratoires. Pour certains types de roches, les minerais de fer indiens par exemple, il faut en plus procéder au triage hydromécanique des fragments concassés en raison de leur caractère pâteux et de la présence de substances argileuses. Les particules inférieures à 100 mm sont débouffées et la boue est évacuée à l'aide d'un trommel.

Broyage

Dans certains cas, des minerais comme, par exemple, la magnétite et les taconites, sont broyés sec ou en phase humide dans des broyeurs à boulets ou à barres, afin de séparer les roches ferrifères de la gangue.

Lavage

Les minerais latéritiques et les minerais contenant des matières alumineuses et argileuses sont nettoyés dans des hydroclasseurs de type cylindrique ou conique, munis de râteaux servant à détacher les fines adhérentes. Le minerai nettoyé subit alors l'opération du triage hydromécanique: il est placé sur un crible vibrant à deux plateaux, qui sépare les morceaux de minerai nettoyé des fines adhérentes, pour traitement direct au haut fourneau, et des fines non adhérentes pour frittage.

Procédés gravimétriques

Séparation en milieu dense. Une suspension aqueuse de ferro-silicium ou de magnétite finement broyée est utilisée pour séparer l'hématite, la goéthite ou la sidérite de la gangue plus légère. Les particules traitées sont en général inférieures à 30 mm et supérieures à 4 mm. Toutefois, on peut augmenter la finesse du minerai que l'on peut traiter en utilisant des cyclones.

Jigs. Pour traiter des particules dont les dimensions se situent entre 0,5 et 25 mm, on peut utiliser des Jigs du type Harz ou Renier.

Spirale Humphrey. La granulométrie des particules concentrées dans les spirales est généralement comprise entre 0,1 et 1,5 mm. Cette technique a été utilisée avec succès pour traiter de l'hématite spéculaire, d'une finesse de 65 %, supérieure à 150 micromètres.

Tables à secousses. Les particules traitées sur ces tables ont eu presque la même granulométrie que celles concentrées dans les spirales. Les tables sont généralement utilisées pour un nouveau nettoyage des concentrés de faible densité à la dimension plus grossière.

Cyclones. Les cyclones servent à séparer les minéraux lourds des fines particules de gangue contenues dans les boues.

Séparation magnétique

Les minéraux fortement magnétiques, par exemple la magnétite, sont isolés à l'aide d'un séparateur magnétique basse intensité en phase humide. La séparation est plus efficace quand elle est précédée, comme c'est souvent le cas, d'une opération de débouffage du minerai. La séparation magnétique basse intensité à sec est utilisée pour la préconcentration de minéraux fortement magnétiques et pour le traitement des sables noirs en vue de la récupération de l'ilménite et d'autres matières magnétiques. On a recours à la séparation haute intensité, qui peut être réalisée à sec ou en phase humide, pour les minéraux faiblement magnétiques, tels que la limonite, la

spéculaire, la goethite, etc. Pour la séparation à sec, le minerai broyé doit être presque totalement débarrassé de la gangue adhérente telle que l'argile.

Flottation à la mousse

La flottation est employée pour concentrer les minerais non magnétiques à faible teneur et à grain fin tels que la sidérite-magnétite et l'hématite spéculaire. Le pH de la suspension doit être faiblement acide ou alcalin suivant les minéraux traités et les réactifs utilisés. Parmi les réactifs les plus employés figurent le tallol, les sulfonates d'alkyle, le fluosilicate de sodium, le goudron végétal, les graisses de poisson, etc.

Séparation électrostatique sous haute tension

La séparation électrostatique sous haute tension est utilisée pour améliorer la classification des concentrés fins et faciliter l'élimination des "stériles" tels que l'apatite, les micas, les hypersthènes, etc.

Grillage magnétisant à faible température

Le grillage magnétisant à faible température est appliqué aux minéraux pauvres à grain fin, non magnétiques ou faiblement magnétiques, qui contiennent des oxydes hydratés et, parfois, de la sidérite. Le minerai grillé passe ensuite dans des séparateurs magnétiques où les minéraux magnétiques sont isolés de la gangue.

Décantation et séchage

Les concentrés fins sont décantés dans des épaisseurs, puis filtrés et séchés. Le séchage peut être total ou partiel selon l'utilisation finale du concentré.

Pratiques suivies dans divers pays

On estime en général que les minerais contenant 60 à 65 % de fer sont de bonne qualité et peuvent être traités directement au haut fourneau. La présence de minéraux de gangue (oxydes de silicium, d'aluminium et de titane) est acceptable si leur proportion ne dépasse pas au total 8 %. La teneur du minerai en phosphore et en soufre doit être aussi faible que possible.

On trouvera ci-après une brève description des techniques appliquées dans certains pays pour enrichir différents types de minerais. Il convient de noter que les caractéristiques exactes du procédé dépendront de la facilité des opérations d'enrichissement du minerai, de la nature et des propriétés de ses constituants, des tailles auxquelles les différentes matières se séparent les unes des autres, de

l'utilisation finale du produit enrichi, etc. On se bornera donc, dans chaque cas, à indiquer les caractéristiques générales des techniques employées.

Canada

Hématite spéculaire. Ce minerai, pauvre et friable, se trouve dans le sud de la région du Labrador-Québec. En général, après autobroyage, le minerai est traité à la spirale. Toutefois, si l'on veut obtenir un concentré à très forte teneur, il faut recourir dans certains cas à la séparation magnétique et à la flottation.

Les quartzites spéculaires, l'hématite et la magnétite du lac Carrol et du lac Wabush sont fraisées à la spirale Humphrey, afin d'obtenir des concentrés d'une teneur en fer de 60 à 66 %.

Hématite-sidérite. Ces minerais, que l'on trouve à Algoma, à Wabana et à Steep Rock, sont soumis au traitement suivant : lavage, séparation gravimétrique, notamment en milieu dense (cyclones/tambour), et jigging.

Magnétite. Les minerais de Marmora, d'Ontario, de Moose Mountain, etc., sont concentrés par séparation magnétique à basse intensité.

Inde

Bien qu'ils soient généralement riches, les minerais de fer indiens sont caractérisés par leur teneur élevée en alumine et par la présence de matières argileuses. Ces matières rendent le minerai gluant, notamment pendant la saison des pluies, durant laquelle les installations de broyage et de manutention doivent cesser leurs activités. En effet, les concasseurs, les trémies et les soutes, les convoyeurs et les goulottes s'engorgent et bloquent complètement les cribles.

Le traitement de ces minerais (hématites) consiste à les laver à l'eau afin de décoller l'argile, puis à les passer à l'hydrocyclone. La sous-verse qui contient presque toute l'eau et des matières boueuses est envoyée dans un séparateur. La surverse entraîne la boue qui, le plus souvent, n'est pas valorisable et qui est évacuée et envoyée dans le système de recyclage des eaux. Les boues contenant un pourcentage suffisamment élevé de fer sont traitées au cyclone. La sous-verse des cyclones, après avoir été épaissie et filtrée, est envoyée à l'usine d'agglomération. La fraction sableuse de l'hydrocyclone s'écoule alors librement et peut être agglomérée soit directement, soit après enrichissement par des procédés gravimétriques. Les morceaux lavés sont propres et sans fines adhérentes. Au total, 30 à 40 % du silicium contenu dans le minerai sont ainsi éliminés sous forme de boues en même temps que 20 à 30 % d'alumine.

Minerais de magnétite-hématite. On rencontre ces minerais dans les régions de Kidremukh et d'Ongole,

dans le sud du pays. Grâce à la séparation magnétique après concassage, on obtient des concentrés riches contenant plus de 60 % de fer. Les résidus non magnétiques contenant de l'hématite sont traités à la spirale Humphrey pour récupérer ce minerai.

Les figures I et II représentent un diagramme de traitement type pour, respectivement, les minerais d'hématite et les minerais de magnétite-hématite.

Suède

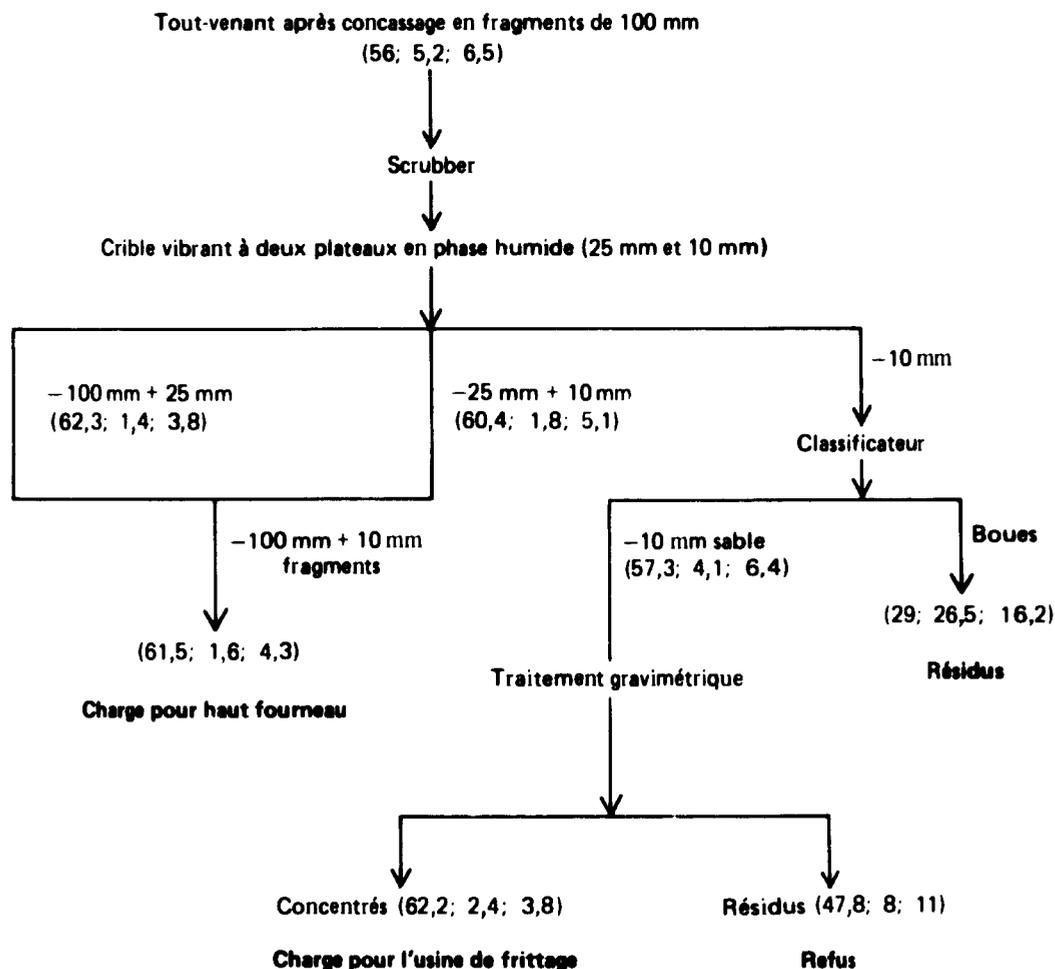
Minerais de magnétite. Ces minerais, qui se trouvent dans les gisements de Kiruna, de Malmberget et de Grängesberg, peuvent être enrichis au moyen de séparations magnétiques répétées. S'ils contiennent également de l'hématite, on la récupère en traitant les résidus non magnétiques dans des jigs ou sur des tables à secousses. Les concentrés contiennent plus de

60 % de fer; ils sont en général très fins et doivent être agglomérés.

Minerai d'hématite. Le minerai, après avoir été grossièrement concassé, est soumis à la séparation en milieu dense, le ferro-silicium étant employé comme médium (procédé Stripa). Les fractions plus fines sont traitées sur des tables à secousses ou à la spirale Humphrey.

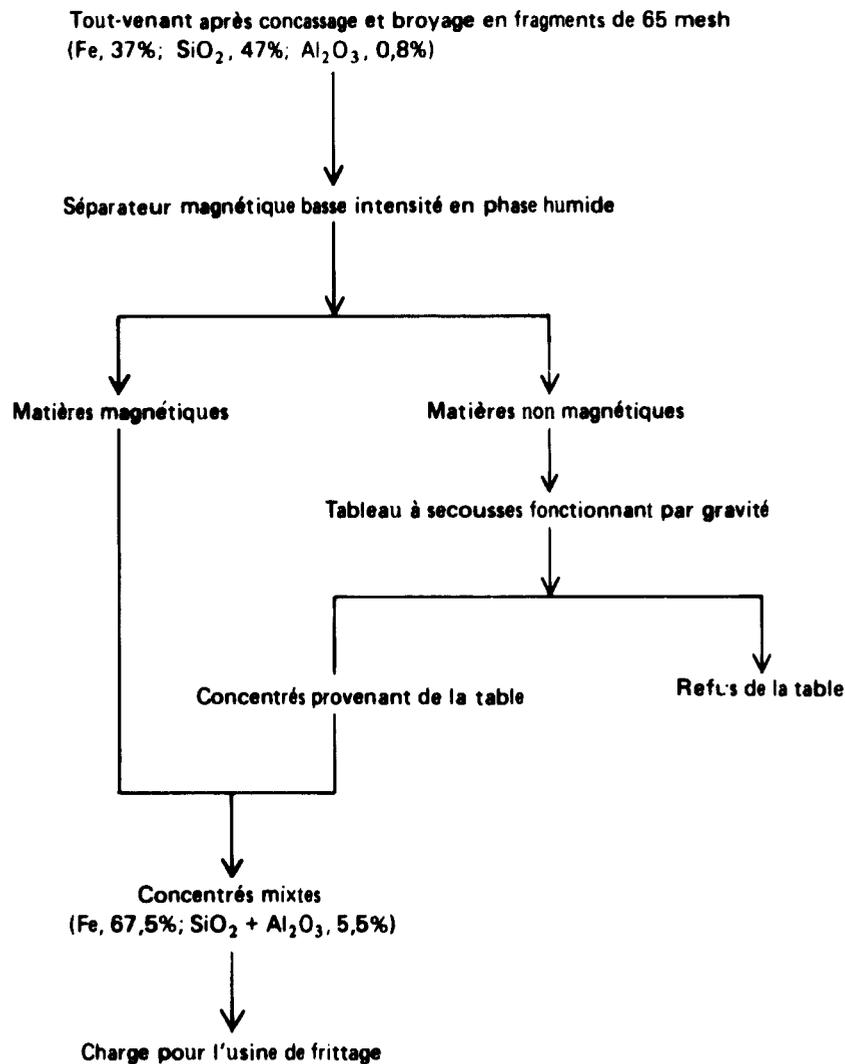
Parfois on utilise la flottation pour récupérer les minéraux associés et qui sont d'une exploitation rentable. C'est notamment le cas de l'apatite que l'on récupère en employant comme réactif le tallol émulsifié à un pH de 8,5. L'hématite est soumise à la flottation, après que le pH a été abaissé à 6 environ. Le minerai brut, qui contient 35 % de fer et 0,02 % de phosphore, est enrichi jusqu'à ce qu'il atteigne 65 % de fer et 0,01 % de phosphore. Après flottation, l'apatite a une teneur en phosphore de 0,3 %.

Figure I. Diagramme de traitement type d'un minerai indien contenant de l'hématite



Note. Le signe (-) ou (+) indique que les dimensions du minerai sont respectivement inférieures ou supérieures aux spécifications. Les pourcentages de Fe, SiO₂ et Al₂O₃ dans les fractions du minerai sont indiqués entre parenthèses (Fe; SiO₂; Al₂O₃).

Figure II. Diagramme de traitement type d'un minerai indien contenant de la magnétite et de l'hématite



Les minerais que l'on trouve dans les gisements de Skarn sont d'abord soumis à la séparation magnétique à sec pour obtenir des morceaux de 20 mm environ, puis à d'autres traitements (broyeur à boulets et flottation de la pyrite). Après séparation magnétique à haute intensité en phase humide, les résidus de la flottation permettent d'obtenir des concentrés de magnétite.

Union des Républiques socialistes soviétiques

On exploite surtout des minerais de magnétite dont les réserves reconnues sont importantes et qui est facile à enrichir. Toutefois, on ne peut utiliser rentablement la seule séparation magnétique que si la teneur en magnétite dépasse 70 à 80 % et si la perte de fer dans les résidus magnétiques reste inférieure à

12-14 %. Les usines d'enrichissement d'Olenegorsk et de Krivoi Rog, qui utilisent une méthode combinant la séparation magnétique et les procédés gravimétriques, tels que le traitement à la spirale, la séparation en milieu dense et le jigging, traitent 20 millions de tonnes par an. Le minerai à flotter est broyé assez finement pour que 90 % environ du matériau puissent passer par les mailles d'un crible de 200 mesh.

Etats-Unis d'Amérique

Minerai de fer brun. Après concassage à la taille voulue, le minerai nettoyé subit la séparation en phase humide qui permet d'obtenir des morceaux de minerai propres et des fines non adhérentes qui seront utilisées pour le frittage ou la pelletisation.

Minerais oxydés. En général, après lavage, les morceaux nettoyés et les fines sont enrichis par des procédés gravimétriques (séparation en milieu dense, jigging, spirale Humphrey et hydroclasseur). Les résidus fins de la séparation en milieu dense sont parfois flottés pour récupérer le fer qu'ils contiennent.

Taconites. Le minerai, après concassage, est broyé dans des broyeurs à boulets ou à barres en circuit fermé. Après broyage dans le broyeur à barres, la pulpe est traitée dans un séparateur magnétique en phase humide de façon à récupérer les oxydes de fer magnétiques libérés au cours du premier broyage. La surverse du broyeur à boulets est débourbée dans des cyclones et la fraction sablonneuse est soumise à la flottation anionique pour éliminer la gangue siliceuse.

Spécularite. Après broyage en plusieurs phases dans un broyeur à barres en circuit ouvert, puis dans un broyeur à boulets en circuit fermé, et débourbage, la sous-verse est soumise à la flottation. Les concentrés les moins fins, après avoir subi un nouveau broyage et un traitement à chaud, sont de nouveau soumis à la flottation pour finalement donner un concentré contenant 67 % de Fe.

Hématite oolitique et minerai calcaire. Le tout-venant de la mise contenant 36 % de Fe est broyé grossièrement et, après triage hydraulique, est traité dans des séparateurs en milieu dense et dans des jigs pour obtenir des concentrés riches.

Minerai mixte (magnétite, hématite et martite). Le minerai est broyé en plusieurs étapes et passe dans des séparateurs magnétiques, ce qui permet de récupérer les oxydes de fer magnétiques. Le minerai non magnétique est récupéré après broyage suivant le procédé de la flottation à la mousse.

Les minerais provenant de la mine de Benson, qui contiennent de la magnétite, de la martite et de l'hématite, sont extraits et broyés séparément. Le minerai de magnétite est enrichi par séparation magnétique après broyage et jigging. Les résidus non magnétiques sont réduits en parcelles plus fines dans un broyeur à boulets et passent à travers une série de séparateurs magnétiques pour récupérer les matières magnétiques.

La martite est enrichie à la spirale Humphrey après avoir subi une réduction de taille. Les veines de la spirale sont soumises à la flottation pour récupérer l'hématite.

Minerais magnétiques. Après broyage en plusieurs étapes et scheidage automatique, les matières magnétiques passent dans un broyeur à boulets et sont ensuite soumises à la séparation magnétique. La fraction non magnétique, après débourbage, subit la flottation pour séparer la pyrite des phosphates et de l'hématite spéculaire. Les différents minéraux sont récupérés dans l'ordre suivant : d'abord la flottation

aux xanthates pour récupérer la pyrite, puis la flottation aux acides gras pour récupérer l'apatite et, enfin, la flottation aux sulfonates pour récupérer l'hématite.

Agglomération

Le développement et la mécanisation à grande échelle des opérations d'extraction, de concassage, de triage et d'enrichissement, nécessaires pour satisfaire les exigences de plus en plus strictes des producteurs d'acier, entraînent forcément l'apparition de grandes quantités de fines qui peuvent atteindre, en poids, jusqu'à 50 % du minerai extrait, en plus de celles obtenues *in situ*. Dans le cas des minerais de magnétite, la totalité des concentrés consiste en fines, qui sont utilisées pour la fabrication de la fonte après frittage ou pelletisation.

Frittage

Une installation de frittage dans une aciérie peut être comparée à un éliminateur d'impuretés qui fabrique des agglomérés utilisables à partir de déchets de toute sorte (poussière de coke, scories de laminage, escarbilles, fines de calcaire et de dolomie, etc.). Le procédé est très souple en ce qu'il permet d'agglomérer des matières premières très différentes quant à leurs propriétés physiques et leur composition minéralogique.

Les machines alimentées en discontinu qui équipaient précédemment les installations de frittage ont été remplacées par des machines en continu. Les installations modernes de frittage en continu, qui ont une superficie de 400 à 500 m², peuvent produire 4 à 5 millions de tonnes de sinter par an. L'adoption de systèmes de réfrigération à grille pour refroidir le sinter a contribué à augmenter la productivité, à réduire la consommation de combustible solide et le montant des frais d'entretien, et à obtenir des sinters à grain fin, de bonne qualité et à taux de réoxydation élevé.

Pelletisation

On procède à la pelletisation lorsque les particules de minerai sont très fines, qu'il s'agisse de produits enrichis ou de substances se présentant naturellement comme les "poussières bleues". L'opération se fait en deux temps : compression et durcissement. Après avoir broyé le minerai, soit en phase humide soit à sec, en circuit ouvert ou fermé, l'avoir décanté et asséché partiellement, on fabrique avec un liant approprié des pellets crus de la taille voulue. Les pellets peuvent être fabriqués dans des

installations rotatives, à disques ou coniques. Le système rotatif nécessite l'emploi d'un dispositif de criblage distinct, afin de renvoyer les pellets qui n'ont pas la taille voulue dans le circuit; par contre, l'emploi des appareils à disques ou coniques permet en règle générale de faire l'économie du criblage, étant donné que les pellets sont calibrés à la taille voulue lors de la compression et que seuls les pellets de la bonne taille sont évacués. Comme liant, on utilise habituellement la bentonite, le calcaire et la chaux hydratée.

Pour fabriquer des pellets de bonne qualité ayant une bonne cohésion à vert et capables de donner après chauffage des pellets résistants et faciles à réduire, il importe d'accorder une attention particulière aux facteurs ci-après, qu'il faut contrôler soigneusement: type de broyage, taille à laquelle le minerai doit être broyé, propriétés de surface du matériau broyé, calendrier de séchage et de préchauffage, et cycles de cuisson et de refroidissement.

Le durcissement à chaud des pellets se fait dans des fours verticaux à cuve, des grilles mobiles horizontales, des fours à grille et des installations de pelletisation à grille circulaire. Quel que soit le procédé appliqué, le durcissement comporte toujours le séchage des pellets verts, le préchauffage pour amener les pellets à la température de durcissement, la cuisson à la température voulue et l'égalisation pendant une période déterminée, de façon à provoquer la formation d'oxyde de fer ou de scories nécessaires pour agglomérer les granules; vient ensuite le refroidissement contrôlé du produit. Il importe de contrôler très strictement les cycles de séchage et de cuisson, en vue d'assurer la bonne qualité du produit et d'éviter des défauts tels que l'effritement, le bris prématuré des pellets et la formation de grappes.

Pellets agglomérés à froid. Une nouvelle technique a depuis peu fait son apparition, à savoir le durcissement à froid. Les procédés Cobo et Grancold notamment ont été mis au point. On utilise des ciments spéciaux (sans soufre) que l'on mélange à la masse à pelletiser avant la compression. On laisse sécher et durcir les pellets verts, qui sont parfois enduits de fines de concentré de fer pour empêcher la formation de grappes, pendant des périodes pouvant aller jusqu'à 5 semaines. La proportion de ciment est normalement de 8 à 10 %.

Lorsque la liaison est assurée par l'adjonction de chaux, on fait durcir les pellets verts - partiellement séchés à une température de 120 à 150 °C - dans une atmosphère de bioxyde de carbone sous pression.

Coûts

On a estimé que l'investissement initial pour la création d'une usine de pelletisation de 5 millions de tonnes par an en Iran atteindrait 100 millions de

dollars, contre 111 millions de dollars pour une usine de 6 millions de tonnes par an au Japon.

La Société Arthur D. Little estime que le prix de revient moyen des pellets aux Etats-Unis se situe entre 16,6 et 19,3 dollars par tonne courte de pellets ayant une teneur en fer de 63,8 à 64,8 %. Le coût moyen du minerai se situerait entre 0,2034 et 0,2688 dollar par unité de tonne courte de fer pour un minerai d'une teneur moyenne en fer de 55,4 à 65,8 %.

On a calculé le coût du sinter en déduisant du prix du minerai brut un montant de 0,2 dollar par unité de tonne courte de fer contenu dans ce minerai. L'investissement initial pour une usine de frittage d'une capacité de 100 tonnes par jour a été estimé à 100 000 dollars; pour une usine d'une capacité de 1 000 tonnes par jour, cet investissement serait de l'ordre de 550 000 dollars.

Production de pellets et durcissement à chaud

On trouvera au tableau 3 des données sur la production mondiale de pellets, classées par région et par méthode de durcissement employée.

La part des pays en développement en 1975 était de 22 à 23 millions de tonnes, provenant de 14 usines réparties dans 10 pays. On prévoit qu'en 1985 la production mondiale atteindra 435 millions de tonnes, dont 165 millions environ seront fabriquées par les pays en développement.

Sinters et pellets

On sait que les pellets sont en général fabriqués à proximité des gisements de minerai de fer tandis que le sinter est obtenu dans les usines sidérurgiques. La production de sinter permet au pays où le minerai est transformé en acier de s'assurer une fraction plus importante de la valeur ajoutée que ne le fait la fabrication de pellets. Cet avantage supplémentaire favorise en général le sidérurgiste qui a donc une bonne raison de préférer l'emploi du sinter à celui des pellets.

Du point de vue technique, un sinter de bonne qualité, autofondant ou superfondant, suffisamment résistant et dense, possède des qualités métallurgiques, physiques et chimiques comparables ou parfois supérieures à celles des pellets oxydés. Dans des circonstances similaires, le choix des sinters ou des pellets comme charge est en général une question de préférence personnelle, dans des limites sur

TABLEAU 3. PRODUCTION MONDIALE DE PELLETS EN 1975

Système de durcissement	Production (en millions de tonnes)						Total
	Afrique	Australie et Nouvelle- Zélande	Europe		Amérique latine	Amérique du Nord	
			orientale	occidentale			
Fours à cuve	0,85	3,00		1,25	1,50	17,30	23,90
Foyers à grille mobile	2,00	6,70	21,10	7,43	10,60	37,65	85,48
Fours à grille	2,00	9,85		7,50		42,25	61,60
Fours Lepol		0,30		0,45			0,75
Grille circulaire					0,75		0,75
Procédé Granoold				1,60			1,60
Total	4,85	19,85	21,10	18,23	12,85	97,20	174,08

Source : Nations Unies, Conseil économique et social, Commission économique pour l'Europe, "Structural changes in the iron and steel industry" (STEEL/GE.3/R.3/Add.1), p. 9.

lesquelles l'opérateur a peu de contrôle. Ce choix est également dicté par les conditions locales et les caractéristiques du minerai.

On préfère, et de loin, les pellets en Amérique du Nord où il existe d'énormes gisements de taconite. Les concentrés produits ont une granulométrie très fine et se prêtent très bien à la pelletisation.

Le Japon importe de grosses quantités de minerai en morceaux et de fines très riches. Les fines sont frittées et envoyées dans les hauts fourneaux. Cependant, on est en train de construire des installations de pelletisation dans les usines qui importent des fines et des concentrés, sans doute pour limiter les risques de pollution, car ces usines sont soumises à des règlements antipollution très stricts.

Composition de la consommation du minerai de fer

Les rapports entre la production de pellets et de sinters, d'une part, et de fonte, d'autre part, indiqués au tableau 4, témoignent de l'importance des efforts déployés pour améliorer la préparation des charges.

Le tableau 5 met en évidence l'évolution des besoins en minerai de fer. De façon générale, on constate que la proportion de sinter est restée stationnaire tandis que la part des pellets a progressé au détriment du minerai en morceaux. La figure III montre comment la consommation du minerai en morceaux, des sinters et des pellets, a évolué dans différentes régions du monde. On constate que la consommation de sinter prédomine en Europe orientale et occidentale ainsi qu'au Japon. Aux Etats-Unis et au Canada, la situation était similaire jusqu'au début des années 60, époque à laquelle les pellets sont devenus le principal matériau de charge.

En Amérique latine, le minerai en morceaux est toujours le principal matériau de charge, mais la consommation de sinter augmente régulièrement.

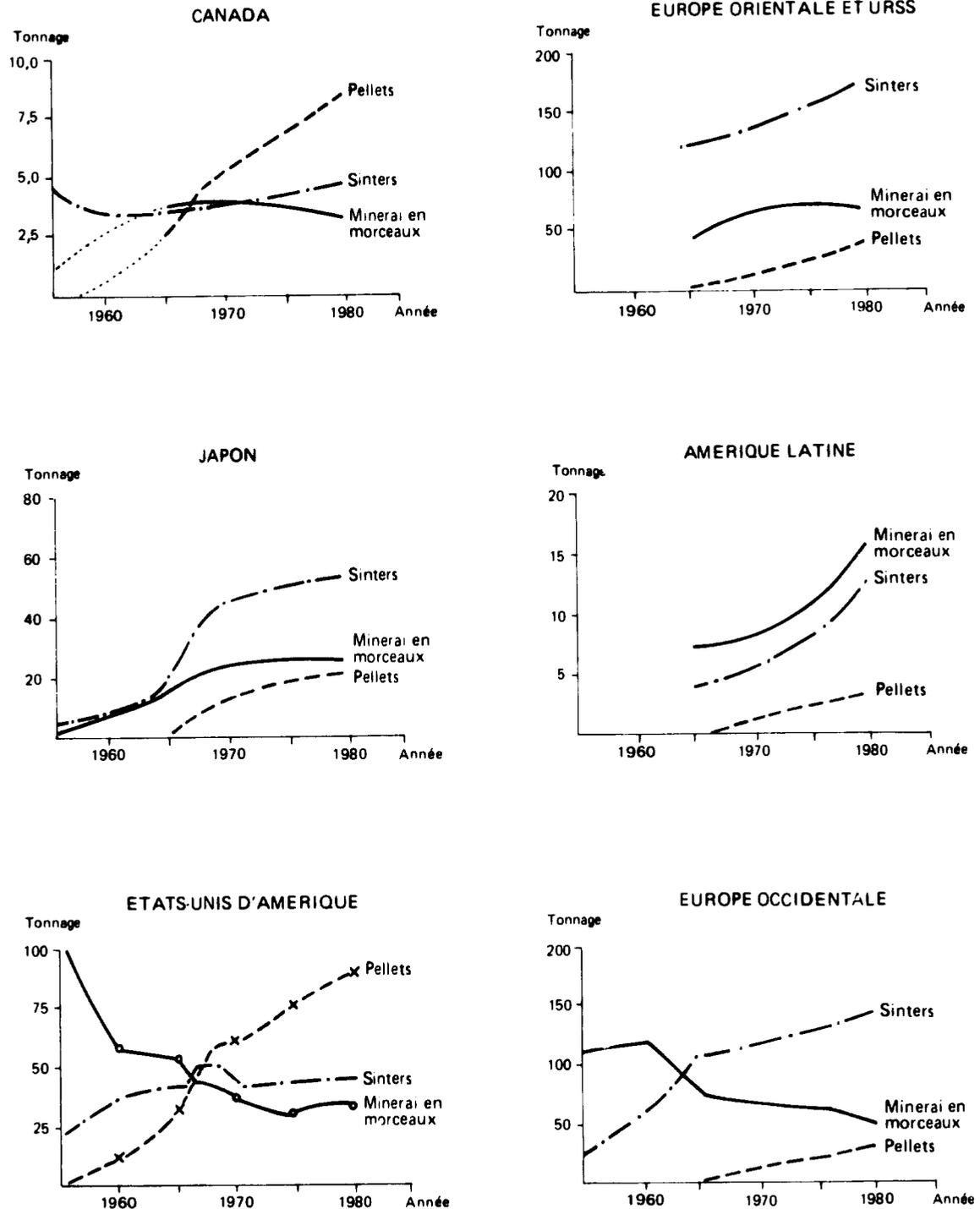
TABLEAU 4. RAPPORT ENTRE LA PRODUCTION DE SINTERS ET PELLETS ET CELLE DE FONTE

Pays	Production de sinters et pellets rapportée à celle de fonte	
	1960	1975
Allemagne, République fédérale d'	0,779	1,202
Autriche	1,127	1,450
Belgique	0,337	1,130
Canada	0,774	1,380
Etats-Unis d'Amérique	0,777	1,246
France	0,448	1,699
Hongrie		1,996
Italie	0,788	1,270
Japon	0,670	1,309
Luxembourg		2,207
Pays-Bas	0,733	1,604
Pologne	1,292	1,281
Royaume-Uni	0,398	1,139
URSS		1,732

TABLEAU 5. EVOLUTION DES BESOINS EN MINERAI DE FER

Type de matériau de charge	Besoins en minerai de fer (en pourcentage du total)			
	1965	1970	1980	1985
Minerai en morceaux	39,4	33,4	22,0	20,0
Sinters	53,0	50,3	48,0	48,0
Pellets	7,6	16,3	30,0	32,0
Total	100,0	100,0	100,0	100,0

Figure III. Projections de la consommation du minerai de fer
(en millions de tonnes)



Source: Jack R. Miller, "Le traitement sur place du minerai de fer dans les pays en développement jusqu'au stade de l'agglomération des minerais prééduits" (ID/WG 146/67), p. 17.

II. Métallurgie du fer

La fonte est la forme intermédiaire par laquelle doit presque obligatoirement passer le fer avant d'être transformé en acier. En outre, elle est utilisée dans les fonderies pour la fabrication d'une large gamme de pièces.

La plupart des minerais de fer peuvent servir à la production de fonte. Dans la métallurgie actuelle, le terme "minerai de fer" s'applique à tout matériau ferrifère pouvant être utilisé rentablement, à un moment et dans un lieu donnés, pour la fabrication de fonte.

Tous les éléments constitutifs du minerai qui sont indésirables en métallurgie sont des impuretés; mais nombre de ces impuretés ne sont pas faciles à éliminer par les méthodes connues de traitement. Il faut donc déterminer la nature et le pourcentage des impuretés afin d'ajuster en conséquence la composition de la charge dans le four de fusion. Les grandes différences de structure et de teneur des minerais expliquent la grande diversité des méthodes d'enrichissement mises au point pour éliminer ou réduire les impuretés. Néanmoins, certaines de ces impuretés, notamment la silice, l'alumine et la chaux, jouent un rôle positif important en éliminant d'autres impuretés du fer en fusion. Le métallurgiste préfère cependant utiliser des minerais à haute teneur, contenant un minimum de ces agents épurateurs, et ne les ajouter que si nécessaire, dans les proportions voulues, ou mélanger des minerais contenant un volume donné d'impuretés différentes.

Influence des divers composants de la charge

Minerais de fer

Composés de fer

La teneur en fer des minerais utilisés dans les hauts fourneaux est très variable : d'environ 30 % à 71 %. Les hématites sont plus faciles à réduire que les magnétites, bien que comportant un volume plus élevé d'oxygène combiné avec le fer. Les minerais à haute teneur en silicate de fer ont un faible degré d'oxydation et sont difficiles à réduire dans les hauts fourneaux. Les goethites et les minerais carbonatés contiennent de l'eau et de l'anhydride carbonique, qui sont retirés dans la partie supérieure du haut fourneau.

On consomme moins de carburant dans le haut fourneau en utilisant du minerai à forte teneur en fer, car on réduit ainsi le volume du laitier.

Silice

La silice est l'un des principaux minéraux formant la gangue du minerai de fer. Avec l'alumine, c'est l'un des principaux composants du laitier acide produit durant la fusion. La teneur en silice acceptable est déterminée par le volume du laitier, qui dépend essentiellement de la teneur en soufre de la charge et secondairement de la nécessité d'obtenir un laitier suffisamment fluide pour récupérer le fer fondu.

Une réduction d'environ 1,5 % de la teneur en silice entraîne une diminution du volume du laitier de quelque 65 kilos par tonne de fonte. On estime qu'une augmentation de 100 kilos du volume du laitier par tonne de fonte entraîne une augmentation de la consommation de combustible d'environ 40 kilos de coke.

Alumine

La teneur en alumine du laitier d'un haut fourneau à coke ne doit pas être trop faible. Si elle est d'environ 10 à 15 %, la fluidité du laitier augmente dans un haut fourneau à procédé basique, ce qui permet d'accroître la basicité et facilite l'élimination du soufre.

Si la teneur en alumine du minerai est élevée, elle peut être de 25 à 30 % dans le laitier. Un tel laitier exige une température élevée dans le fourneau afin d'obtenir la fluidité voulue et de produire une fonte à haute teneur en silicium, utilisable en fonderie avec le procédé Bessemer, comme on le fait en Inde.

Si le laitier contient de 40 à 45 % d'alumine, il peut être utilisé dans les industries du ciment ou de l'aluminium. Si sa teneur en alumine est faible, la désulfuration n'est pas absolument efficace, inconvénient auquel on peut remédier dans une certaine mesure en augmentant la teneur en magnésie.

Chaux

La chaux est l'un des principaux éléments d'un laitier basique. Elle a pour rôle de former un laitier fluide avec la cendre du coke, la gangue et d'autres impuretés de la charge.

Magnésie

La magnésie, autre composant important du laitier, contribue à réduire sa viscosité si la teneur en alumine est élevée. Dans les hauts fourneaux, on utilise en général de la dolomite avec du calcaire.

Oxydes de manganèse

La plus grande partie du manganèse présent dans le minerai passe dans la fonte et on en retrouve quelque peu dans l'acier final.

Phosphore

Presque tout le phosphore présent dans la charge traverse directement le haut fourneau et se retrouve dans la fonte. Une teneur en phosphore élevée est nuisible, car il faut alors plus de chaux pour l'éliminer; ceci entraîne une augmentation du volume du laitier et de la consommation de combustible, avec une diminution correspondante de la production d'acier.

Soufre

Le soufre est présent non seulement dans le minerai de fer, mais aussi dans le calcaire et le coke utilisés dans la charge. A l'exception d'un petit pourcentage de soufre qui est éliminé sous forme de gaz, il se répartit entre le laitier et le métal. Pour éliminer le soufre de manière satisfaisante, il faut un laitier basique à faible teneur en fer, une température élevée et un volume important de laitier. La mesure dans laquelle le soufre peut être éliminé dépend donc de la température du creuset et du rapport entre les oxydes basiques de calcium et de magnésium et les oxydes acides de silicium et d'aluminium. Une teneur élevée de la fonte en silicium est un avantage, de même qu'une forte teneur en manganèse.

Titane

Dans les hauts fourneaux, la plus grande partie de l'oxyde de titane n'est pas réduite dans le laitier. Il se transforme aisément en carbure, et le carbure de titane est peu soluble dans la fonte en fusion. Une teneur en titane élevée peut provoquer des incidents de marche du haut fourneau. Cependant, dans les fours électriques, ces difficultés sont réduites et l'on peut donc tolérer une teneur en titane plus élevée.

Vanadium

Environ 70 à 90 % du vanadium présent dans le minerai de fer passe dans la fonte. Si la teneur en silicium ou en titane n'est pas élevée, une quantité importante du vanadium peut être rapidement

oxydée lorsque le métal est affiné avec le procédé Bessemer. Les laitiers riches en vanadium servent à la production de ferro-vanadium, important agent métallurgique.

Zinc

Une teneur en zinc dépassant 0,2 % peut provoquer des incidents de marche.

Cuivre

La totalité du cuivre présent dans la charge passe dans la fonte, puis dans l'acier. Si l'acier contient un petit pourcentage de cuivre, sa résistance à la corrosion s'accroît; mais si la teneur dépasse 0,3 à 0,4 %, on se heurte à des difficultés lors du laminage.

Chrome

La présence de chrome dans la fonte est un avantage pour la production d'aciers alliés. C'est, dans la plupart des cas, un désavantage pour la production d'acier ordinaire.

Nickel

La totalité du nickel présent passe dans la fonte, dont il ne peut être retiré que par oxydation durant la fabrication de l'acier. Dans certains cas particuliers, la présence d'une petite quantité de nickel dans l'acier peut présenter un avantage en améliorant ses propriétés mécaniques. Mais, dans la plupart des cas, sa présence n'est pas souhaitable.

Arsenic

Si la teneur de la fonte en arsenic est trop élevée, cela augmente la fragilité à froid de l'acier. Cependant, on peut accepter une teneur de 0,15 % à 0,25 % pour les aciers ordinaires et de 0,05 à 0,10 % pour les aciers trempés.

Plomb

Le plomb se rencontre rarement dans les minerais de fer. Il ne passe pas dans la fonte, mais il peut pénétrer dans le gamissage réfractaire et l'endommager.

Étain

La totalité de l'étain présent dans le minerai passe dans la fonte, puis dans l'acier. Même en faible quantité, sa présence nuit à la qualité de l'acier, car il diminue l'aptitude à l'emboutissage à la presse et rend l'acier plus fragile. Aucun acier ne devrait contenir plus de 0,05 % d'étain.

Coke

Le coke utilisé dans les hauts fourneaux doit être suffisamment ferme et résistant pour ne pas se briser lors de sa manutention ou être écrasé par la charge du haut fourneau. Il doit être libre de toutes poussières ou fines, mais les morceaux ne doivent pas être trop volumineux afin d'assurer une vitesse de combustion optimale.

Si l'on dispose d'un bon charbon à coke, on peut influencer modérément sur ses propriétés physiques lors de la cokéfaction. Lorsqu'on chauffe le charbon, il devient plastique entre 350 et 475 °C et forme une masse en fusion, quelle que soit sa forme au moment du chargement dans la cornue. Lorsqu'on chauffe du charbon bitumeux à ces températures, de la matière volatile s'en dégage, d'abord rapidement, puis lentement, jusqu'à environ 950 °C. Les charbons entrant dans un mélange doivent, dans toute la mesure possible, avoir les mêmes propriétés plastiques. Si l'on chauffe le charbon au ralenti durant la plastification, le coke obtenu est légèrement plus dur. La taille des morceaux de coke dépend dans une large mesure de l'épaisseur de la charge de charbon et elle n'est pas la même selon que la charge a été chauffée d'un côté ou des deux côtés.

Quant à la composition chimique, un bon coke métallurgique doit contenir très peu de matières volatiles : pas plus de 2 % et de 85 à 90 % de carbone combiné. Le reste est composé de cendre, de soufre et de phosphore. La teneur en phosphore, de 0,018 à 0,040 % pour le fer Bessemer, doit également être peu élevée pour le fer Thomas. La teneur en soufre varie de 0,6 à 1,5 %, mais il est bon qu'elle soit aussi faible que possible, car le soufre que l'on retrouve dans la fonte provient avant tout du coke. Les caractéristiques du coke de fonderie sont donc les suivantes : 2 % de matière volatile, 1 % au maximum de soufre, 3 % au maximum d'humidité et 86 % au minimum de carbone combiné.

Il existe aussi des spécifications pour la fragmentation et de dessablage, mais aucune norme de combustibilité n'a été adoptée. Toutes ces caractéristiques sont vérifiées lors de la sélection du charbon, lequel doit comporter peu de soufre, ne pas contenir de schiste ou de déchets éliminables et donner une cendre ayant un point de fusion modérément élevé en milieu réducteur.

On distingue trois principales sortes de cokes, selon les méthodes de fabrication : les cokes à basse, moyenne ou haute température. Tous les cokes métallurgiques doivent être obtenus par distillation à haute température pour avoir des propriétés physiques satisfaisantes.

Le meilleur coke pour haut fourneau est fait d'un mélange de charbons à forte et à faible teneur en produits volatils, pulvérisés et amalgamés, puis cuits dans des fours permettant de chauffer la masse à une température élevée et uniforme.

Fabrication de coke métallurgique

Il existe essentiellement deux méthodes de fabrication de coke métallurgique : la méthode du four à ruche et la méthode des sous-produits ou de la cornue. Dans le four à ruche, le volume d'air voulu est admis dans la chambre de cokéfaction afin de brûler les produits volatils extraits du charbon par distillation; la chaleur ainsi dégagée est utilisée pour la distillation. Dans la méthode moderne des sous-produits, l'air est exclu des chambres de cokéfaction et la chaleur nécessaire à la distillation provient de la combustion externe d'une partie du gaz récupéré pendant la cokéfaction. La température est légèrement plus basse que dans le cas du four à ruche. Les principaux sous-produits sont le poussier de coke, le gaz de four à coke, le goudron, le sulfate d'ammonium, l'eau ammoniacale et des huiles légères. Le raffinage du goudron et des huiles légères permet d'obtenir des produits très divers : benzol, naphthalène, pyrène, phénol, pyridine, etc.

En vue de réduire la pollution de l'environnement, on a procédé en URSS à des études approfondies sur le refroidissement du coke par voie sèche, au lieu de la voie humide.

Le tableau 6 donne une estimation des réserves mondiales de charbon à coke.

TABLEAU 6. RESERVES MONDIALES DE CHARBON A COKE

Pays ou région	Réserves de charbon à coke (en milliards de tonnes)	
	Anthracite	Houille grasse
Afrique	12	
Amérique latine		1
Chine	101	
Etats-Unis d'Amérique	128	60
Europe	41	38
Inde	11	1
Japon	1	
Océanie	14	11
URSS	166	107
Divers	12	1
Total	486	219

Environ 90 % des réserves mondiales de charbon à coke sont concentrés dans un nombre relativement limité de gisements, avant tout dans des pays développés. Les pays en développement ne disposent que de 2,3 à 2,5 % des réserves mondiales.

On trouvera au tableau 7 une estimation de la demande mondiale de charbon à coke. Ces prévisions sont fondées sur une utilisation plus économique du coke grâce aux techniques améliorées de fusion, telles que l'injection d'huile et de charbon pulvérisé, l'enrichissement du vent à l'oxygène, l'utilisation de minerai préréduit, etc.

Le tableau 8 donne les chiffres de la production de coke dans certains pays en 1974.

TABLEAU 7. DEMANDE MONDIALE DE CHARBON A COKE

Région	Demande estimée de charbon à coke (en millions de tonnes)											
	1975				1980				1985			
	Sans PR		Avec PR		Sans PR		Avec PR		Sans PR		Avec PR	
	HF	Total	HF	Total	HF	Total	HF	Total	HF	Total	HF	Total
Afrique et Moyen-Orient	5,6	6,6	5,4	6,5	7,4	8,7	6,9	8,1	9,4	10,9	7,2	8,4
Amérique latine	16,3	17,8	15,2	16,5	24,0	26,2	20,2	21,9	24,3	26,8	19,3	21,2
Amérique du Nord	75,7	85,1	67,0	75,4	76,9	86,4	70,1	76,9	78,8	88,2	66,3	74,7
Asie	75,0	94,3	67,6	85,4	79,8	91,5	69,9	80,3	87,5	108,9	66,2	96,4
Europe occidentale	89,4	129,5	83,5	121,0	107,0	147,0	91,0	125,4	111,0	144,5	87,3	113,6
Europe orientale	94,6	132,8	85,8	119,8	108,8	117,1	92,4	123,6	117,1	145,8	89,5	112,0
Océanie	10,3	12,0	9,8	11,5	15,6	18,3	12,7	14,9	17,4	20,2	12,7	14,4
Total	366,9	478,1	334,3	436,1	419,5	495,2	363,2	451,1	445,5	545,3	348,5	440,7

Note. PR = préréduction; HF = haut fourneau.

Source: Jack R. Miller, "Le traitement sur place du minerai de fer dans les pays en voie de développement jusqu'au stade de l'agglomération de minerais préréduits", document établi pour le troisième Colloque interrégional sur la sidérurgie, Brasilia, 14-21 octobre 1973 (ID/WG.146/67).

TABLEAU 8. PRODUCTION DE COKE DANS CERTAINS PAYS

Pays	Production de coke en 1974 (en millions de tonnes)
Afrique du Sud	3,600
Allemagne, République fédérale d'	34,854
Argentine	0,660
Australie	4,916
Autriche	1,733
Belgique	8,050
Brésil	1,850
Bulgarie	1,308
Canada	5,233
Chili	0,315
Chine	28,000
Colombie	0,510
Egypte	0,360
Espagne	4,243
Etats-Unis d'Amérique	60,487
Finlande	0,080
France	12 282
Grèce	0,372
Hongrie	0,766
Inde	8,199
Iran	0,005
Italie	8,566
Japon	45,632
Mexique	2,071
Norvège	0,315
Nouvelle-Zélande	
Pays-Bas	2,687
Pérou	0,012
Pologne	16,929
Portugal	0,196
République démocratique allemande	1,829
République populaire démocratique de Corée	2,300
Rhodesie du Sud	0,255
Roumanie	1,525
Royaume-Uni	15,776
Suède	0,481
Tchécoslovaquie	10,898
Turquie	1,241
URSS	82,641
Yougoslavie	1,323
Total	372,560

Coke façonné

Si l'on s'efforce de mettre au point de nouvelles méthodes de production de combustibles solides artificiels pour la métallurgie, c'est avant tout afin de pouvoir utiliser des matériaux à base de charbon, inutilisables autrement, et pour faire face à une pénurie mondiale de charbon à coke de qualité. Des expériences ont été faites pour mettre au point une nouvelle méthode de cokéfaction permettant d'obtenir, à partir de mélanges partiellement ou entièrement constitués de charbons non cokéfiables, un produit solide similaire au coke métallurgique : le coke façonné. Bien que de nombreuses méthodes aient été mises au point dans le monde, la plupart des installations sont fondées sur deux méthodes principales : dégazage et transformation du charbon en semi-coke briqueté à l'aide d'un liant; briquetage à chaud du charbon, suivi d'une distillation dans des fours spéciaux.

Les principaux avantages de ces nouvelles techniques sont les suivants : utilisation d'un plus large éventail de charbons, dimensions plus régulières du coke; automatisation poussée des installations; meilleur contrôle de la pollution; continuité du traitement, depuis la préparation du charbon jusqu'à l'obtention du produit final.

Nul n'ignore que l'une des principales conditions pour réduire la consommation de coke et augmenter la productivité des hauts fourneaux est la perméabilité de la charge. Le coke façonné, qui se présente sous forme de briquettes régulières, est certainement mieux adapté à cette fin que le coke classique.

Charbon de bois

Lorsque les conditions le permettent, on utilise du charbon de bois à la place de coke, dans des hauts fourneaux de petites dimensions. Le charbon de bois

ne produisant pratiquement pas de cendre par rapport au coke, le volume du laitier est extrêmement faible. Etant donné qu'il faut ajouter de la silice à la charge pour obtenir un volume minimum de laitier, il est inutile d'utiliser du calcaire riche; des calcaires pauvres, à forte teneur en silice, conviennent fort bien.

Le volume du laitier varie entre 150 et 200 kilos par tonne; il est entièrement évacué, en même temps que la fonte. La basicité du laitier se situe généralement entre 0,9 et 1; mais la teneur en soufre peut être maintenue à un maximum de 0,02 % en dépit du faible volume du laitier. Le charbon de bois est criblé avant chargement, afin que les grains aient au moins 4 mm; après pulvérisation, les fines sont injectées dans les tuyères du haut fourneau.

Le charbon de bois est hautement réactif, mais il ne peut pas résister à l'abrasion de la charge dans un haut fourneau de taille normale. Il vaut donc mieux l'utiliser dans des fourneaux plus bas et plus étroits, d'une capacité maximum de 400 à 500 tonnes par jour. Avec une charge bien préparée de sinters ou de boulets, un taux de 750 kilos de coke par tonne de fer devrait être possible; cependant, il faudrait pour cela des fours pouvant chauffer le vent jusqu'à 1 100 °C.

Plusieurs pays en développement riches en forêts et ayant des programmes d'afforestation utilisent le charbon de bois pour la fusion du fer dans des hauts fourneaux relativement petits. Au Brésil, on produit quelque 3 millions de tonnes de fonte dans des hauts fourneaux de taille modeste utilisant le charbon de bois comme réducteur et combustible. En Australie occidentale, un haut fourneau à charbon de bois fonctionne depuis plus de vingt ans. En Inde, une usine sidérurgique à Bhadravati est équipée depuis plusieurs années d'un haut fourneau à charbon de bois. En Malaisie, le fer est fondu depuis plusieurs années avec du charbon de bois d'arbre à caoutchouc.

Fondants

On utilise comme fondants le calcaire et la dolomite. Ils ont une double fonction: former un laitier fluide avec la cendre du coke, la gangue du minerai et toute autre impureté ajoutée à la charge; donner au laitier une composition chimique telle que la teneur en soufre de la fonte soit aussi faible que possible.

Le choix du meilleur fondant selon la méthode appliquée est avant tout un problème chimique exigeant que l'on connaisse la composition et les propriétés de tous les matériaux utilisés.

Presque tous les éléments qui se retrouvent dans le laitier lors de la fusion ou de l'affinage peuvent être classés comme acides ou basiques, étant donné qu'ils réagissent entre eux pour former des composés similaires aux sels qui sont produits dans les réactions en solutions aqueuses. L'une des fonctions du

fondant étant de réagir chimiquement avec des impuretés à éliminer et de former avec elles un laitier liquide, il s'ensuit logiquement qu'il faut un fondant acide pour les impuretés basiques et un fondant basique pour les acides.

Fondants acides

La silice (SiO_2) est la seule substance utilisée comme fondant strictement acide. On la trouve sous forme de sable, de gravier et de quartz, ainsi que de minerai siliceux ferrifère.

Fondants basiques

Les principaux fondants basiques naturels sont le calcaire et la dolomite [CaCO_3 et $\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$ respectivement]. La dolomite ou le calcaire peuvent être utilisés comme fondants dans un haut fourneau, dans des proportions qui dépendent des autres composants du laitier et de la quantité de soufre absorbée par le laitier.

Alumine

Bien que l'on emploie rarement l'alumine comme fondant, elle est présente sous forme d'impureté dans un grand nombre de matières premières; on la retrouve donc dans le laitier, où elle peut faire office d'acide ou de base, selon le cas: dans un laitier fortement siliceux, elle peut former des silicates d'aluminium; en présence d'une base forte telle que le calcaire, elle pourra former des aluminates de calcium.

Fluorine

Pour rendre le laitier plus fusible, on peut ajouter une substance neutre telle que la fluorine (CaF_2).

Fabrication de la fonte

Le terme "fonte" s'applique généralement au produit métallique obtenu dans le haut fourneau, lorsqu'il contient plus de 90 % de fer. Ce terme est utilisé pour distinguer ce produit des autres produits obtenus dans les hauts fourneaux, tels que le fer phosphoreux, et d'autres ferro-alliages, comme le ferro-manganèse et la fonte spiegel, qui sont à base de minerai de manganèse ou d'un mélange de minerais de manganèse et de fer.

On produit la fonte de diverses manières: dans les hauts fourneaux à coke; dans les hauts fourneaux à charbon de bois; dans des fours de fusion électriques; dans des cubilots, en mélangeant de la ferraille d'acier à un excès de carbone. Cependant, la majeure partie de la fonte provient de hauts fourneaux à coke, de petites quantités seulement étant produites par les autres méthodes.

Fonctionnement et technologie du haut fourneau

Les produits suivants sont fabriqués dans les hauts fourneaux : fontes d'affinage et de moulage; ferro-alliages. On trouvera dans le tableau 9 les principales caractéristiques de leur composition.

Dans les hauts fourneaux, les matériaux ferrifères (minerai de fer tout-venant, sinters, boulettes, calamine de recuit, laitier Martin ou Bessemer, ferraille), le combustible (coke) et le fondant (calcaire ou dolomite) sont chargés par le gueulard. Le vent (air chauffé) et, dans les méthodes modernes, du gaz, du mazout ou du charbon pulvérisé sont injectés par les tuyères. Le vent brûle une partie du combustible, dégageant ainsi la chaleur nécessaire aux réactions chimiques et à la fusion du fer; le reste du combustible et une partie du gaz de combustion absorbent l'oxygène du métal.

Pour obtenir une tonne de fonte, il faut en moyenne : 1,7 tonne de minerai de fer, 500-600 kg de coke et autres combustibles, 250-295 kg de fondant, 330-340 kg de ferraille et 1,8-2 tonnes d'air.

Pour chaque tonne de fonte, on obtient également 0,2-0,4 tonne de laitier, 2,5-3,5 tonnes de gaz de haut fourneau et environ 50 kg d'escarbilles.

L'épuisement des ressources mondiales de charbon à coke et l'augmentation du coût du coke métallurgique ont exigé des grandes innovations, ces dernières années, dans la technologie des hauts fourneaux. La forte augmentation du rendement journalier d'un haut fourneau s'est accompagnée d'une baisse régulière de la consommation de coke par tonne de fer; la consommation moyenne est tombée au P^o-vaume-Uni de de quelque 1 100 kg à 650 kg par tonne, aux Etats-Unis de 940 kg à environ 600 kg, et au Japon de 900 kg à moins de 400 kg. Parallèlement à cette meilleure utilisation du

combustible, qui a permis de réduire la consommation totale de coke, on s'est rendu compte qu'une partie du coke pouvait être remplacée par des hydrocarbures injectés par les tuyères. On trouvera ci-après une brève description des diverses méthodes adoptées pour réduire la consommation de coke et accroître la production de métal.

Matières premières

Préparation du minerai de fer. La pratique actuelle est d'utiliser du minerai en boulettes d'un diamètre variant de 10 à 50 mm. Il ressort d'études effectuées au Japon qu'une diminution de 1 % de la proportion des boulettes de plus de 35 mm dans la charge entraîne une réduction de la consommation de coke d'environ 2 kg par tonne et qu'une diminution de 1 % des fines de moins de 6 mm entraîne une réduction de consommation de coke de 1 kg par tonne. Dans les grands hauts fourneaux japonais, on utilise maintenant des boulettes dont le diamètre est compris entre 8 et 25 mm.

Il est évident que le minerai de fer doit être le plus riche possible. Il ressort d'expériences faites en URSS que, pour une augmentation de 1 % du fer dans la charge, le rendement augmente de 2 % et la consommation de coke diminue de 3 %. On a également estimé que pour toute réduction de 1 % de la teneur en alumine du minerai, la consommation de coke et de fondant diminue de 40 kg et de 60 kg par tonne, respectivement, tandis que la production de fonte augmente de 2-2,5 %.

Frittage. Le concassage et le criblage du minerai de fer produisent de grandes quantités de fines, aussi bien à la mine qu'à l'usine. Ces fines peuvent être utilisées après frittage.

TABLEAU 9. COMPOSITIONS DE CERTAINS PRODUITS METALLIQUES

Produits	Teneur (en pourcentage)				
	Silicium	Soufre (valeur maximale)	Phosphore	Manganèse	Carbone (total)
Fontes d'affinage					
Basique	1,50 maximum	0,05	0,04-0,90	0,40-2,00	3,50-4,40
Acide (Bessemer)	1,00-2,25	0,045	0,040-0,135	0,040-0,135	4,15-4,40
Acide (Martin)	0,70-1,50	0,045	0,050	0,050	4,15-4,40
Pour oxydérurgie	0,20-2,00	0,05	0,40 maximum	0,40-2,50	3,50-4,40
Fontes de moulage					
A faible teneur en phosphore	0,50-3,00	0,035	0,035 maximum	1,25 maximum	3,00-4,50
A teneur moyenne en phosphore	1,00-3,00	0,050	0,036-0,075	1,25 maximum	3,00-4,50
Bessemer	1,00-3,00	0,050	0,076-0,100	1,25 maximum	3,00-4,50
Malléable	0,75-3,50	0,050	0,101-0,300	0,50-1,25	3,00-4,50
De fonderie	3,50 maximum	0,050	0,301-0,900	0,25-0,75	3,00-4,50
Ferro-alliages					
Spiegel	1,00-4,50	0,050	0,14-0,25	16-30	6,5 maximum
Ferro-manganèse standard	1,20 maximum	0,050	0,35 maximum	74-82	7,6 maximum
Ferro-silicium	5,0-17,0	0,060	0,30 maximum	1,0-2,0	1,5 maximum
Ferro-phosphore	1,50-1,75	0,05	15-24	0,07-0,50	1,10-2,00

Afin de tirer le meilleur parti des sinters ainsi obtenus, il faut qu'ils aient la composition chimique voulue, qu'ils soient autofondants ou même surfondants, et qu'ils soient assez solides pour ne pas s'émietter. Le sinter ne doit pas comporter de particules non frittées, avoir une structure vitreuse ni être magnétique; c'est-à-dire que sa teneur en oxyde de fer doit être aussi faible que possible.

Dans les hauts fourneaux modernes, la charge comprend en général un pourcentage élevé de sinters, jusqu'à 70-80%; dans certains cas, elle se compose exclusivement de sinters fondus ou superfondus. Le diamètre des sinters varie généralement de 5 à 50 mm. L'expérience a montré au Japon qu'une augmentation de 10% de la proportion de sinters dans la charge entraîne une réduction de la consommation de coke d'environ 10 kg par tonne et une augmentation de la production de quelque 2%.

Agglomération en boulettes. La production de boulettes est le procédé d'agglomération le plus récent; on utilise de plus en plus des boulettes dans les hauts fourneaux, en dépit des avantages indiscutables des sinters pour le rendement des hauts fourneaux. Ce procédé convient particulièrement à l'agglomération de fines, de poussier, d'escarbilles, etc. Les boulettes fondues, de taille uniforme et d'une résistance suffisante, ayant de bonnes propriétés de porosité et de réductibilité ainsi qu'un bon indice de gonflage, constituent une charge idéale pour les hauts fourneaux. Ce procédé permet d'utiliser des concentrés de minerai à très haute teneur sous forme de boulettes dont les avantages sont comparables à ceux des sinters auto-fondants.

Contrôle de l'humidité du vent

Les variations hygrométriques de l'atmosphère ont des incidences sur la marche des hauts fourneaux, en raison de la réaction endothermique qui se produit lorsque la vapeur entre en contact avec le coke brûlant. Comme on utilise maintenant des vents à température élevée, l'humidité doit être réglée afin de ne pas perturber la marche du haut fourneau. Plus la température du vent est élevée, plus ce vent doit être humidifié si l'on veut obtenir la température voulue dans l'ouvrage.

L'utilisation d'un vent à très haute température et son humidification ont permis d'accroître substantiellement le rendement des hauts fourneaux. L'air humide a un meilleur pouvoir réducteur que l'air sec. Cependant, la possibilité de régler la température de la flamme dans les tuyères par l'injection d'hydrocarbures a pratiquement éliminé l'injection de vapeur d'eau. Actuellement, dans les pays hautement industrialisés comme le Japon, la température du métal en fusion est ajustée par l'injection d'hydrocarbures.

Enrichissement du vent en oxygène

L'enrichissement du vent en oxygène permet de réduire le volume de gaz nécessaire pour une même production journalière et a donc les mêmes résultats que la marche en contrepression. Cependant, si le vent est enrichi, la température de la flamme augmente; il s'ensuit que, pour une teneur en oxygène supérieure à 22%, il faut augmenter l'humidité ou injecter des hydrocarbures afin de pouvoir régler la température de la flamme. On peut admettre que, pour un enrichissement de 1%, le rendement s'accroît de 3-4%. Plus la température du vent est élevée, moins l'enrichissement en oxygène augmente le rendement. Ce procédé a été essayé pour la première fois au Japon en 1959; il a été établi qu'un enrichissement de 1% en oxygène permettait une augmentation de la production d'environ 5% et une légère diminution de la consommation de coke. Actuellement, le vent est enrichi jusqu'à 3,8%.

En URSS, dans un haut fourneau de 2 000 m³ où la teneur en oxygène du vent a été portée de 26,7 à 34,7% et où l'injection de gaz naturel a été accrue de 8,6 à 14,3%, le rendement a augmenté de 15,3% et la consommation de coke est tombée de 484 à 445 kg par tonne de fonte, 1 m³ de gaz naturel remplaçant 0,91 kg de coke. Avec un vent contenant 25% d'oxygène et l'injection de 100-105 m³ de gaz naturel par tonne de fonte, on a pu également augmenter de 1,8-2,2% la production journalière de fonte dans un haut fourneau de 2 014 m³ à Magnitogorsk (URSS), la consommation de coke étant réduite de 2,4% par augmentation de 1% de la teneur en oxygène¹. Etant donné les rapports actuels entre les coûts du coke, du gaz naturel et de l'oxygène, les plus grandes économies ont été réalisées en consommant de l'oxygène et du gaz naturel, cette consommation s'établissant à 90 m³ de chaque par tonne de fonte. Il a également été établi, sur la base de données empiriques, que les limites du volume de gaz naturel pour des teneurs en oxygène de 21, 25, 30, 35 et 40% étaient respectivement 20-65 m³, 70-140 m³, 100-210 m³, 130-230 m³ et 150-245 m³ par tonne de fonte. La consommation de gaz doit être plus proche des limites supérieures lorsqu'on utilise un vent combiné pour réduire davantage la consommation de coke, mais plus proche des limites inférieures si l'on tient avant tout à accroître la productivité.

Injection d'hydrocarbures

L'injection d'hydrocarbures par les tuyères est l'opération la plus importante après la préparation des matières premières. Etant donné que l'on peut maintenant obtenir des vents à température très élevée et qu'il faut pouvoir régler la température de la

¹ N. N. Babarykin *et al.*, "Use of combined blast in Magnitogorsk Combine blast-furnaces", *Steel in the URSS*, mars 1976, p. t18-t22.

flamme, il est apparu que l'on pouvait injecter des hydrocarbures froids dans les tuyères des hauts fourneaux, non seulement pour ajuster la température de la flamme mais aussi pour remplacer une partie du coke.

En présence de grandes quantités de coke, les hydrocarbures ne peuvent se transformer qu'en oxyde de carbone et hydrogène; par conséquent, ils dégagent moins de chaleur que le coke qu'ils remplacent. Dans la mesure où un haut fourneau est suffisamment volumineux pour permettre l'utilisation d'un vent à température élevée et où il faut humidifier le vent pour ajuster la température de la flamme, il est avantageux d'utiliser des hydrocarbures, car la réaction endothermique qui s'ensuit permet de mieux contrôler la température dans l'ouvrage.

En général, lorsque l'on injecte des hydrocarbures par les tuyères, il faut réduire l'humidité du vent. On a ainsi utilisé du gaz naturel, du gaz de four à coke, du mazout, du charbon pulvérisé, du goudron et de la barbotine d'huile et de charbon.

L'injection d'hydrocarbures présente les avantages suivants: réduction de la consommation de coke; stabilisation de la marche du haut fourneau et accroissement de la production; économie d'installations de cokéfaction; faibles dépenses d'investissement en matériel d'injection.

Si l'on veut appliquer efficacement cette méthode d'injection, il faut garder présents à l'esprit les points suivants: compensation thermique pour maintenir la température de la flamme dans certaines limites; limitation du taux de combustion dans chaque tuyère pour assurer l'uniformité; variations de la perméabilité, des échanges thermiques et des réactions de réduction dues à la variation du volume de gaz produit par tonne de métal en fusion; méthodes d'injection (techniques de pulvérisation, etc.); mesures à prendre en cas d'accident (mise hors feu inopinée, etc.).

La compensation thermique et le taux de combustion constituent les deux principaux problèmes de l'injection d'hydrocarbures. La réduction de la consommation de coke que permet cette injection est fonction de la température du vent.

Selon les résultats obtenus dans un haut fourneau à Kawasaki (Japon), la limite de l'injection de mazout se situe à 30 kg par tonne, avec une humidité constante, la température théorique de la flamme se situant entre 2 000 et 2 200 °C, et celle du vent étant de 800 °C. Si la température du vent est de 1 100 °C, on peut injecter jusqu'à 110 kg par tonne.

On estime que le rapport hydrocarbure-oxygène nécessaire à une combustion parfaite ne doit pas être supérieur à 1,1-1,2, ce qui limite l'injection de mazout à 110 kg par tonne et celle de goudron à 90 kg par tonne.

Dans les hauts fourneaux de Fukuyama (Japon), on a injecté récemment environ 80 kg de mazout par tonne, en même temps que l'on procédait à un

enrichissement à l'oxygène; on a ainsi abaissé la consommation de coke à environ 400 kg par tonne, mais il a fallu maintenir la température théorique de la flamme au niveau relativement élevé de 2 300-2 400 °C. Dans un haut fourneau expérimental, il a été possible de réduire la consommation de coke à 210 kg par tonne en injectant un gaz réducteur comportant environ 220 kg de mazout par tonne.

Il a été indiqué² que l'injection de poussier pulvérisé dans un haut fourneau de 700 m³ à Donetsk (URSS), à raison de 200 kg de charbon maigre par tonne de fonte, avait permis d'améliorer très sensiblement le rendement et la consommation de coke; les résultats obtenus sur une année sont les suivants: augmentation du rendement, 0,2%; réduction de la consommation de coke, 45,1 kg par tonne de fer, soit 7,5%; réduction du coût de la production de fonte, environ 1,3 dollar par tonne.

Marche en contrepression

L'un des problèmes auxquels on se heurte lorsqu'on veut accroître le rendement d'un haut fourneau est la poussée exercée sur la charge par un volume important de gaz ascendant. Cette poussée empêche la charge de descendre normalement et provoque ainsi une diminution de la production.

L'augmentation du volume du vent réduit le temps de passage du gaz dans le ventre et la cuve, c'est-à-dire le temps de réaction. Cela diminue le taux d'utilisation efficace du gaz, d'où une augmentation de la température au sommet du haut fourneau et de la consommation de coke; la chute de pression dans la cuve augmente également. Cependant, si le volume du vent dépasse une certaine limite, la perméabilité de la charge peut devenir hétérogène, d'où le risque de formation de canaux et de ruissellements.

Pour obtenir une ascension uniforme du gaz et une descente satisfaisante de la charge, il faut maintenir la vitesse du flux de gaz dans certaines limites. Un moyen très efficace consiste à créer de fortes pressions dans le haut fourneau, ce qui entraîne une diminution du volume du gaz. La plupart des nouveaux hauts fourneaux japonais fonctionnent selon le principe de la contre-pression. La contre-pression a été graduellement élevée et atteint maintenant 1-1,5 kg/cm² et parfois même 2,5 kg/cm² dans les hauts fourneaux les plus volumineux.

L'expérience acquise dans ce domaine par les métallurgistes japonais permet de tirer les conclusions suivantes.

Lorsque la contre-pression augmente :

a) L'indice de perméabilité s'accroît proportionnellement;

² Yaroshevskii *et al.*, "Blast-furnace operating technology with injection into the hearth of natural gas and 100-200 kg of coal-dust fuel per tonne of pig-iron", *Steel in the USSR*, juin 1976, p. 298 à 300.

b) Le rendement s'accroît; une augmentation de $0,2 \text{ kg/cm}^2$ de la contre-pression correspond à une augmentation d'environ 1,5 % du rendement;

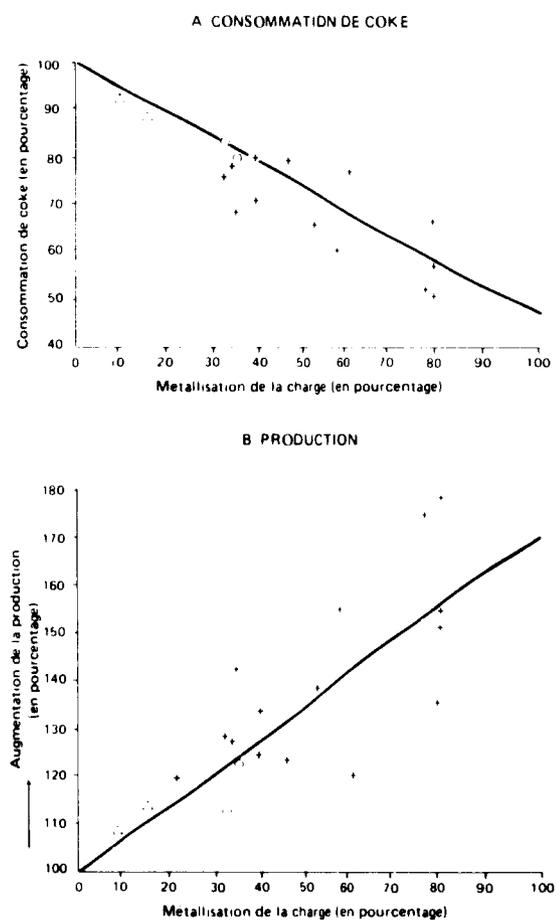
c) La perte de solution est plus faible, mais elle augmente en même temps que le rendement quotidien; en fin de compte, on constate une légère diminution de la consommation de coke;

d) La perméabilité est meilleure et les glissements sont donc moins fréquents; en outre, la vitesse du gaz diminue, ce qui réduit les pertes de poussières.

Charge préréduite

L'expérience montre que la consommation de coke diminue et que le rendement augmente lorsqu'on utilise une charge préréduite, comme il ressort de la figure IV.

Figure IV. Incidences de l'utilisation d'une charge préréduite sur la consommation de coke et sur la production



Source: United States Bureau of Mines, Publication No. 166.

Note. + : Données du Bureau of Mines; O, Δ : données de la Steel Company of Canada Ltd.

Hauts fourneaux à grande capacité

Dans les complexes sidérurgiques, le procédé sur sole a été remplacé par les procédés de convertissage pour l'élaboration de l'acier. L'efficacité des convertisseurs et l'augmentation du rendement unitaire des laminoirs ont permis d'obtenir le rendement annuel unitaire le plus économique. Pour satisfaire la demande croissante de métal en fusion dans des complexes de plus en plus importants, il est absolument nécessaire d'assurer une offre constante de grandes quantités de métal en fusion à bas prix; en d'autres termes, il faut associer aux complexes sidérurgiques des hauts fourneaux de plus en plus grands.

Il ressort de données détaillées sur l'utilisation de hauts fourneaux à grande capacité que le coût de production de métal en fusion y est inférieur. Cet avantage, substantiel tant que le volume intérieur ne dépasse pas $2\,500 \text{ m}^3$, devient moins évident lorsqu'il dépasse $4\,000 \text{ m}^3$; c'est ce qui ressort d'études faites par des sidérurgistes japonais.

Pour décider des dimensions d'un haut fourneau, il faut soigneusement étudier les propriétés des matières premières. On notera en particulier que les normes en matière de volume et de résistance de la charge deviennent de plus en plus strictes. En outre, on accroît la capacité du haut fourneau en augmentant le diamètre du creuset, ainsi que d'autres dimensions transversales, sans trop en augmenter la hauteur. Dans un grand haut fourneau, la contre-pression est augmentée proportionnellement.

Bien que les frais d'exploitation d'un grand fourneau soient plus élevés que ceux d'un petit, les dépenses d'investissement sont moindres. Au total, un grand haut fourneau revient moins cher qu'un petit. Dans un grand haut fourneau, la perte de solution est plus importante, car le rapport hauteur/volume est donc plus court. Les dépenses de main-d'œuvre sont moindres lorsqu'on augmente la capacité du haut fourneau; mais les dépenses afférentes à la soufflerie sont accrues si l'on a recours à la marche en contre-pression pour assurer une allure stable. L'augmentation des dépenses afférentes à la soufflerie étant supérieure à la diminution des dépenses de main-d'œuvre, le coût total d'exploitation tend à être plus élevé lorsqu'on accroît la capacité du haut fourneau.

Le coût de construction par tonne de fonte est inversement proportionnel au cube du volume intérieur, ce qui signifie une diminution de l'amortissement unitaire, de l'intérêt sur le capital et des dépenses courantes.

L'Industrial Environmental Research Laboratory de l'Agence de la protection de l'environnement des Etats-Unis a évalué les dépenses d'investissement et les frais d'exploitation pour divers hauts fourneaux aux Etats-Unis, utilisant des boulettes oxydées et métallisées. On trouvera ces évaluations dans les tableaux 10 à 13.

TABLEAU 10. STRUCTURE DES DEPENSES D'EXPLOITATION D'UN HAUT FOURNEAU RECENT

(Capacité annuelle théorique : $1,22 \times 10^6$ tonnes de métal en fusion; capital investi (CI) : 90 millions de dollars; emplacement : Grands Lacs)

Postes	Unités ou bases de calcul	Coût unitaire (en dollars)	Unités consommées par tonne de produit	Coût par tonne de produit (en dollars)
<i>Dépenses variables</i>				
Matières premières				
Boulettes	l.t.u.	0,45	84,7	38,11
Calcaire	tonnes	5,00	0,25	1,25
Energie				
Coke	tonnes	90,25	0,53	47,85
Electricité	kWh	0,016	25,00	0,40
Crédit d'énergie				
Gaz de haut fourneau	10^6 BTU	2,0	3,8	(7,60)
Eau				
Refroidissement	10^3 gallons	0,05	11	0,55
Main-d'œuvre directe (salaires)	heures de travail	7,00	0,15	1,05
Cadres production	15 % des salaires			0,16
Entretien (main-d'œuvre et matériel)	5 % CI			3,69
Frais généraux (personnel)	35 % (des t. et s.)			0,42
Autres dépenses (crédits)				
Echantillonnage du laitier				0,25
Ferraille	tonnes	80,00	0,01	(0,80)
Total, dépenses variables				85,33
<i>Dépenses fixes</i>				
Frais généraux	65 % (des t. et s.)			0,79
Impôts locaux et assurances	2 % CI			1,48
Amortissement (18 ans)	5,55 %			4,09
Total, coûts de production				91,69
Rémunération du capital (avant impôt)	20 % CI			14,75
Total				106,44

Source : Agence de la protection de l'environnement des Etats-Unis, étude EPA-600/7-76-034c, décembre 1976.

Note. BTU = unité thermique britannique; l.t.u. (long ton unit) correspond à 22,4 livres (10 kg) de Fe; t. et s. = traitements et salaires.

TABLEAU 11. STRUCTURE DES DEPENSES D'EXPLOITATION D'UN HAUT FOURNEAU RECENT

(Capacité annuelle théorique : $2,6 \times 10^6$ tonnes de métal en fusion; capital investi (CI) : 156 millions de dollars; emplacement : Grands Lacs)

Postes	Unités ou bases de calcul	Coût unitaire (en dollars)	Unités consommées par tonne de produit	Coût par tonne de produit (en dollars)
<i>Dépenses variables</i>				
Matières premières				
Boulettes	l.t.u.	0,45	84,7	38,11
Calcaire	tonnes	5,00	0,332	1,66
Energie				
Coke	tonnes	90,0	0,53	47,70
Electricité	kWh	0,016	25	0,40
Crédit d'énergie				
Gaz de haut fourneau	10^6 BTU	2,0	3,8	(7,60)

Postes	Unités ou bases de calcul	Coût unitaire (en dollars)	Unités consommées par tonne de produit	Coût par tonne de produit (en dollars)
Eau				
Refroidissement	10 ³ gallons	0,05	11	0,55
Main-d'œuvre directe (salaires)	heures de travail	7,00	0,10	0,70
Cadres production	15 % des salaires			0,11
Entretien (main-d'œuvre et matériel)	5 % CI			3,00
Frais généraux (personnel)	35 % (des t. et s.)			0,28
Autres dépenses (crédits)				
Echantillonnage du laitier				0,25
Ferraille	tonnes	80,00	0,01	(0,80)
Total, dépenses variables				84,36
Dépenses fixes				
Frais généraux	65 % (des t. et s.)			0,53
Impôts locaux et assurances	2 % CI			1,20
Amortissement (18 ans)	5,55 %			3,33
Total, coûts de production				89,42
Rémunération du capital (avant impôt)	20 % CI			12,00
Lutte contre la pollution				4,57
Total				105,99

Source : Agence de la protection de l'environnement des Etats-Unis, étude EPA-600/7-76-034c, décembre 1976.

Note. BTU = unité thermique britannique; l.t.u. (long ton unit) correspond à 22,4 livres (10 kg) de Fe; t. et s. = traitements et salaires.

TABLEAU 12. STRUCTURES DES DEPENSES D'EXPLOITATION D'UN HAUT FOURNEAU RECENT A CONSOMMATION DE COKE REDUITE

(Capacité annuelle théorique : 2,6 × 10⁶ tonnes de métal en fusion; capital investi (CI) : 152 millions de dollars; emplacement : Grands Lacs)

Postes	Unités ou bases de calcul	Coût unitaire (en dollars)	Unités consommées par tonne de produit	Coût par tonne de produit (en dollars)
Dépenses variables				
Matières premières				
Boulettes	l.t.u.	0,45	84,7	38,11
Calcaire	tonnes	5,00	0,225	1,12
Energie				
Coke	tonnes	90,00	0,515	46,35
Electricité	kWh	0,016	24	0,38
Crédit d'énergie				
Gaz de haut fourneau	10 ⁶ BTU	2,00	3,69	(7,38)
Eau				
Refroidissement	10 ³ gallons	0,05	10,6	0,53
Main-d'œuvre directe (salaires)	heures de travail	7,00	0,10	0,70
Cadres production	15 % des salaires			0,11
Entretien (main-d'œuvre et matériel)	5 % CI			2,92
Frais généraux (personnel)	35 % (des t. et s.)			0,28
Autres dépenses (crédits)				
Echantillonnage du laitier				0,25
Ferraille	tonnes	80,00	0,01	(0,80)
Total, dépenses variables				82,57

TABLEAU 12 (suite)

Postes	Unités ou bases de calcul	Coût unitaire (en dollars)	Unités consommées par tonne de produit	Coût par tonne de produit (en dollars)
<i>Dépenses fixes</i>				
Frais généraux	65 % (des t. et s.)			0,53
Impôts locaux et assurances	2 % CI			1,17
Amortissement (18 ans)	5,55 %			3,25
Total, coûts de production				87,52
Rémunération du capital (avant impôts)	20 % CI			11,70
Lutte contre la pollution				4,06
Total				103,28

Source : Agence de la protection de l'environnement des Etats-Unis, étude EPA-600/7-76-034c, décembre 1976.

Note. BTU = unité thermique britannique; l.t.u. (long ton unit) correspond à 22,4 livres (10 kg) de Fe; t. et s. = traitements et salaires.

TABLEAU 13. STRUCTURE DES DEPENSES D'EXPLOITATION D'UN HAUT FOURNEAU RECENT POUR EPONGE DE FER (METALLISEE A 93 %)

(Capacité annuelle théorique : $1,2 \times 10^6$ tonnes de métal en fusion; capital investi (CI) : 168 millions de dollars; emplacement : Grands Lacs)

Postes	Unités ou bases de calcul	Coût unitaire (en dollars)	Unités consommées par tonne de produit	Coût par tonne de produit (en dollars)
<i>Dépenses variables</i>				
<i>Matières premières</i>				
Boulettes	l.t.u.	0,45	8,5	38,25
Calcaire	tonnes	5,00	0,140	0,70
<i>Energie</i>				
Hydrocarbures	10^6 BTU	2,00		
Charbon	tonnes	25,00	0,625	15,62
Vapeur	10^6 BTU	3,00		
Electricité	kWh	0,018	56,0	0,90
Divers				
<i>Eau</i>				
Traitement	10^3 gallons	0,50		
Refroidissement	10^3 gallons	0,05	4	0,20
Main-d'œuvre directe (salaires)	heures de travail	7,00	0,20	1,40
Cadres production	15 % des salaires			0,21
Entretien (matériel)	4 % CI			5,60
Frais généraux (personnel)	35 % (des t. et s.)			0,56
Total, dépenses variables				63,44
<i>Dépenses fixes</i>				
Frais généraux	65 % (des t. et s.)			1,05
Impôts locaux et assurances	2 % CI			2,80
Amortissement (18 ans)	5,55 %			7,77
Total, coûts de production				75,06
Rémunération du capital (avant impôt)	20 % CI			28,00
Total				103,06

Source : Agence de la protection de l'environnement des Etats-Unis, étude EPA-600/7-76-034c, décembre 1976.

Note. BTU = unité thermique britannique, l.t.u. (long ton unit) correspond à 22,4 livres (10 kg) de Fe; t. et s. = traitements et salaires.

TABLEAU 14. CARACTERISTIQUES ET PERFORMANCES DES HAUTS FOURNEAUX DE FUKUYAMA (JAPON)

	<i>Août 1966</i> <i>(1 haut</i> <i>fourneau)</i>	<i>Février 1968</i> <i>(2 hauts</i> <i>fourneaux)</i>	<i>Juillet 1969</i> <i>(3 hauts</i> <i>fourneaux)</i>	<i>Avril 1971</i> <i>(4 hauts</i> <i>fourneaux)</i>
Volume intérieur (m ³)	2 004	2 626	3 016	4 197
Diamètre du creuset (m)	9,8	11,2	11,8	13,8
Production (tonnes/jour)	4 639	6 064	6 834	10 017
Rendement (tonnes/jour/m ³)	2,32	2,31	2,27	2,39
Consommation de coke (kg/tonne)	469	469	465	437
Consommation d'hydrocarbures (kg/tonnes)	34	26	40	52
Consommation de coke (kg/tonne)	503	495	505	489
Proportion de sinters (%)	70	64	76	80
Laitier (kg/tonne)	253	260	274	290
Volume du vent (Nm ³ /min)	4 073	5 309	5 842	7 722
Pression du vent (kg/m ²)	2,24	2,61	2,93	3,61
Contre-pression (kg/cm ²)	0,59	0,99	1,36	2,10
Température du vent (°C)	1 112	1 146	1 159	1 200
Enrichissement en O ₂ (%)	0	0	0,6	1,4
Teneur en Si de la fonte (%)	0,71	0,69	0,66	0,71
Teneur en S de la fonte (%)	0,038	0,037	0,038	0,032
Teneur en CaO/SiO ₂ du laitier (%)	1,23	1,17	1,16	1,13
Cendre de coke (%)	9,2	9,1	10,6	10,5
Indice de cuve	92,4	93,2	91,8	92,0

Dans les tableaux 14 et 15, respectivement, on trouvera des données relatives au fonctionnement des plus grands hauts fourneaux au Japon et en URSS. Voici les caractéristiques techniques d'un haut fourneau récemment mis en service à la Voest Alpine A.C., à Linz (Autriche).

Caractéristiques techniques d'un haut fourneau récemment mis en service^a

Diamètre du creuset	11 m
Volume total	3 055 m ³
Volume utile	2 504 m ³
Pression maximale du gaz	2,5 bars
Température maximale de l'air	1 350 °C
Quantité maximale d'air	360 000 Nm ³ /h
Tuyères	28
Coulées de fonte	3
Coulée du laitier	1
Production journalière de fonte	5 500 tonnes
Consommation journalière de coke	2 300 tonnes
Charge journalière	9 500 tonnes

^a Voest Alpine A.G., Linz (Autriche).

Procédés d'électrometallurgie

Il existe une centaine de fours électriques dans le monde, avec capacité totale de 3-4 millions de tonnes de fonte par an. C'est à la fin du dix-neuvième siècle que les premiers fours électriques ont été construits pour fondre le minerai de fer et produire du métal liquide. On utilise actuellement deux types de four : à arc au-dessus de la charge et à arc traversant la charge.

Arc au-dessus de la charge

Dans ce type de four, les électrodes sont en contact avec la charge, mais l'arc jaillit au-dessus de la charge. Ce type de four est utilisé à Sorel, au Québec

TABLEAU 15. CARACTERISTIQUES DE HAUTS FOURNEAUX RECENTS EN URSS

	<i>Haut fourneau</i> <i>de 5 000 m³</i>	<i>Haut fourneau</i> <i>de 5 500 m³</i>
Diamètre du creuset (m)	14,7	15,1
Hauteur utile (m)	33,5	34,3
Production (tonnes/jour)	12 900	14 000
Charge (kg/tonne de fonte)		
Sinters	1 000	837
Boulettes	680	810
Coke (sec)	375	370
Energie (m ³ /tonne de fonte)		
Vent (dont 6 % de pertes)	830	820
Oxygène	158	156
Gaz naturel (dont 3 % de pertes)	149	147
Volume du vent (m ³ /min)	7 500	8 000
Température du vent (°C)	1 400	1 400
Produits de la fusion (par tonne de fonte)		
Laitier (kg)	325	290
Gaz haut fourneau (m ³)	1 380	1 370
Escarilles (kg)	25	25
Teneur en manganèse de la fonte (%)	1,2	1,2
Teneur en soufre de la fonte (%)	0,035	0,020
Pouvoir calorifique du gaz haut fourneau (kcal/m ³)	1 190	1 180
Pression du gaz haut fourneau (bar)	2,5	2,5

(Canada), pour la fonte d'ilménite avec réduction sélective du fer et pour la production de métal fondu à faible teneur en carbone et de laitier titanifère. On l'utilise dans le procédé Strategic-Udy.

Arc traversant la charge

Ce type de four a été mis au point par Tysland et Hole, en Norvège; après les premiers fours Tysland-Hole de 600 kW, on y a construit de nombreux fours de grande capacité, notamment quatre fours T-H de 20-25 MW à Moi Rana et un autre à Svelgen. On trouvera au tableau 16 une liste des grands fours T-H dans le monde.

De leur côté, les sidérurgistes japonais ont mis au point des fours à arc au-dessus de la charge, de 1-10 MW; la plupart sont utilisés pour fondre des concentrés de sable de plages voisines. Compte tenu des fours japonais et des petits fours du même type, on peut estimer à environ 1 000 MW la capacité mondiale de fusion, pour une production annuelle de 3-4 millions de tonnes de fonte.

La consommation d'énergie électrique est en moyenne de 2 200 kWh par tonne de fonte obtenue et la consommation d'électrodes varie de 8 à 15 kg par tonne. On consomme en général 1 500 kg de minerai fritté et 400-430 kg de coke pour obtenir une tonne de fonte.

Pré réduction du matériau à fondre

Pour ce qui est des méthodes de réduction directe, il faut faire une distinction entre le matériau pré-réduit utilisé pour obtenir de la fonte dans un haut fourneau ou dans un four électrique, d'une part, et l'éponge d'autre part. Dans le premier cas, le produit

final est la fonte. Voici un bref aperçu des diverses méthodes d'utilisation de matériaux pré-réduits pour l'élaboration de fonte.

Etant donné qu'il se produit une pré-réduction intense dans la partie supérieure de la cuve du haut fourneau lui-même, l'utilisation d'une charge pré-réduite ne présente guère d'intérêt dans ce cas. Par contre, dans un four électrique, elle permet une économie substantielle de coke, d'électricité et de fondant; de plus, le rendement tend à augmenter, en fonction du degré de métallisation du minerai de fer réduit.

Parmi les très nombreuses méthodes de pré-réduction et d'obtention d'éponge de fer, les plus prometteuses sont les suivantes :

- a) Réducteurs solides
 - Chauffage externe
 - i) Echeverria
 - ii) Kinglor Metor
 - Chauffage interne
 - i) Krupp
 - ii) SL/RN
- b) Réducteurs gazeux
 - Four à cuve
 - i) Midrex (avec recyclage du gaz)
 - ii) Purofer (avec recyclage du gaz)
 - iii) Armco (sans recyclage du gaz)
 - Lit fixe
 - Hyl
 - Lit fluidisé
 - i) HIB (sous pression)
 - ii) Fior (sous pression)
 - iii) Novalfer (pression normale)

On trouvera ci-après une brève description des méthodes utilisées commercialement.

La méthode du four rotatif est un processus continu avec des charbons non cokéfiabiles comme agent réducteur. Elle est intéressante dans les pays disposant en abondance de charbon, ainsi que de minerai de fer de bonne qualité. On peut utiliser aussi bien du minerai concassé enrichi que des boulettes d'agglomérés.

La méthode Midrex consiste à utiliser un four à cuve en continu, avec du gaz naturel réformé comme agent réducteur. Le recyclage du gaz et le traitement en continu permettent d'abaisser sensiblement la consommation d'énergie.

La méthode Hyl est un procédé en discontinu, où la charge est en lit fixe, avec du gaz naturel réformé comme agent réducteur.

Le procédé Armco est similaire au procédé Midrex.

Le procédé (HIB) (briquettes à forte teneur en fer) consiste à réduire un lit fluidisé avec du gaz naturel réformé à la vapeur. Le minerai pulvérulent

TABLEAU 16. GRANDS FOURS TYSLAND-HOLE DANS LE MONDE

Pays	Nombre de fours	Capacité de fusion (MW)
Canada	1	10
Espagne	1	6,5
Finlande	1	10
Inde	2	20
Israël	2	29
Italie	13	102,5
Japon	2	13
Norvège	6	108
Pérou	2	20
Philippines	2	20
Portugal	1	10
Suède	6	54
Suisse	1	8,5
Venezuela	9	180
Yougoslavie	3	30
Total	52	621,5

est d'abord préchauffé, puis réduit par du gaz naturel réformé à la vapeur, à une température d'environ 700 °C; il est ensuite briqueté à chaud, puis refroidi.

Considérations économiques

Pour ce qui est des capacités comparées des fours électriques et des hauts fourneaux, il est difficile de concevoir une installation électrométallurgique ayant une capacité de 2 millions de tonnes ou plus; le haut fourneau convient mieux pour une production de cet ordre de grandeur. En revanche, si la capacité ne doit pas dépasser 1 million de tonnes, on peut envisager l'utilisation de fours électriques qui présentent l'avantage d'un fonctionnement plus souple que celui des grands hauts fourneaux.

On notera cependant que la tendance vers des fours électriques de plus grande dimension, traitant des charges préchauffées et préréduites, permettra dans un proche avenir de produire 500 tonnes par jour, par four; on pourra même aller jusqu'à 1 000 tonnes par jour. Des fours de ce genre pourraient être envisagés pour des installations de 1,5 million de tonnes, telles que celles que l'on projette de construire en Sibérie orientale ou en Afrique, où le potentiel hydroélectrique est énorme.

Pour ce qui est des investissements, il ne semble pas y avoir une grande différence entre les hauts fourneaux et les fours électriques, pour une capacité comparable. Pour ce qui est des dépenses annuelles, certaines sont plus ou moins équivalentes par tonne de fonte obtenue dans de grandes ou moyennes

usines, tandis que d'autres dépendent de conditions locales telles que le coût de l'électricité, la proximité de mines de charbon, etc.

Les investissements étant comparables pour les hauts fourneaux et les fours électriques, le choix dépend donc dans une large mesure des coûts relatifs de l'électricité et du coke (approvisionnement en charbon à coke et cokéfaction). Des études faites en URSS ont montré que les dépenses annuelles sont à peu près égales si 1 kg de coke correspond à 3,5-4 kWh et si on utilise des fours de 108-120 MVA à six électrodes pour une production de 1 000 tonnes par jour.

En conclusion, on notera que le choix entre haut fourneau et four électrique dépend essentiellement du prix de revient de l'électricité et du coke. Si les pays en développement disposent d'un fort pourcentage des ressources mondiales de gaz, de pétrole et d'énergie hydroélectrique, ainsi que d'une bonne part du minerai de fer, ils ne possèdent pas suffisamment de charbon, notamment de charbon à coke. Nombre de pays en développement pourraient donc envisager l'électrométallurgie, le four électrique ayant également deux avantages: plus grande souplesse quant à la taille et prix de revient relativement plus bas.

Du point de vue technologique, le remplacement du coke par le charbon de bois ne pose pas de problèmes. Cependant, l'utilisation du charbon de bois exige l'adoption de programmes d'afforestation afin d'assurer l'approvisionnement à long terme. De tels programmes revêtent une importance encore plus grande dans les pays en développement où il est essentiel de préserver l'environnement.

III. Elaboration de l'acier

La fonte est composée de fer et de plusieurs autres éléments chimiques, notamment : carbone, manganèse, phosphore, soufre et silicium. Selon la composition des matières premières utilisées pour son élaboration – principalement : minerai de fer (enrichi ou non), coke et pierre à chaux – et les conditions de fusion, elle peut contenir 3-4,5 % de carbone, 0,15-2,5 % ou plus de manganèse, jusqu'à 0,2 % de soufre, 0,025-2,5 % de phosphore et 0,5-4 % de silicium. Pour affiner la fonte et la transformer en acier, il faut éliminer presque entièrement ces cinq éléments ou du moins réduire considérablement leur concentration.

Du point de vue chimique, on peut classer les procédés modernes d'élaboration de l'acier, y compris les procédés à l'oxygène, en deux grandes catégories : les procédés acides et les procédés basiques. Les uns comme les autres permettent d'éliminer assez facilement le carbone, le manganèse et le silicium. En revanche, c'est seulement par des procédés basiques que l'on peut débarrasser la fonte du phosphore et du soufre : on ajoute de la chaux pour obtenir un laitier basique qui, en formant des composés avec ces éléments, joue le rôle d'agent désulfurant et déphosphorant.

Procédés

Il y a cinq procédés d'élaboration de l'acier : procédés Martin, procédés à l'oxygène, procédés en continu, procédés électriques et procédés nucléaires.

Procédés Martin

Le four Martin comprend un laboratoire et des chambres de récupération. La charge est fondue sur une sole réfractaire allongée et peu profonde; la flamme passe au-dessus de la charge, qu'elle chauffe en même temps que la voûte relativement basse du four, construite en briques réfractaires; les gaz de combustion vont ensuite dans des chambres de récupération, renfermant des empilements de briques réfractaires, qui permettent de préchauffer l'air.

Dans le procédé Martin acide, la sole est en briques acides; la charge initiale peut être de la fonte solide ou un mélange de fonte solide et de ferraille. On ne peut pas ajouter du minerai à la charge, car l'oxyde de fer (étant basique) attaquerait le

revêtement réfractaire acide et le détruirait rapidement. Il n'est pas non plus possible de fondre uniquement de la ferraille, car les produits de son oxydation auraient le même effet néfaste. En procédé acide, seuls le silicium, le manganèse, le carbone et une infime partie du phosphore sont éliminés; la teneur en phosphore et en soufre de l'acier peut même être légèrement plus élevée que celle de la charge.

La fonte utilisée dans ce procédé contient généralement moins de 1,5 % de silicium, 1-2,5 % de manganèse, moins de 0,045 % de phosphore et de soufre, et 4,15-4,40 % de carbone.

Le laitier contient le plus souvent 52-56 % de SiO_2 , 20,5-29 % de FeO , 10-20 % de MnO , 0,02-0,045 % de P_2O_5 , 3,1-4,2 % de Al_2O_3 , 0,7-5,4 % de CaO et jusqu'à 0,12 % de MgO .

Dans le procédé Martin basique, la sole du four est revêtue de matériaux réfractaires basiques, comme la magnésie ou la dolomie, afin de pouvoir ajouter à la charge de la chaux et obtenir ainsi un laitier basique pour la déphosphoration et la désulfuration.

La fonte utilisée dans ce procédé contient normalement moins de 1,5 % de silicium, 0,4-2 % de manganèse, moins de 0,05 % de soufre, moins de 0,9 % de phosphore et 2,5-4,4 % de carbone.

Le procédé Martin basique a évolué au fil des ans. On a abandonné l'ancienne méthode "au minerai" en faveur de l'insufflation d'oxygène au-dessus du bain. L'oxygène élève la température de la flamme et améliore le transfert de chaleur au bain, ce qui accélère la fusion des charges comportant un fort pourcentage de ferraille. Dans la méthode moderne d'injection de l'oxygène par des lances traversant la voûte, on commence l'insufflation immédiatement après le début de la fusion et on la continue pendant presque toute la durée de l'affinage. Cette méthode permet, semble-t-il, d'économiser 10-25 % du temps de chauffe et de réduire de 18-35 % de consommation de combustible.

Procédés à l'oxygène

Comme les autres méthodes d'élaboration de l'acier, les procédés à l'oxygène peuvent être acides ou basiques. Dans les deux cas, on insuffle sous pression de l'air, de l'oxygène pur ou un mélange des deux et d'autres gaz oxydants dans ou sur le bain de fonte. Lorsqu'on insuffle de l'air, l'azote qu'il

contient n'est d'aucune utilité; bien au contraire, il réduit la température du bain. On considère l'azote absorbé lors du soufflage comme une impureté indésirable dans l'acier fini.

Les différents procédés pneumatiques d'oxydation sont décrits ci-après.

Soufflage par le fond

Le convertisseur à soufflage par le fond est le principal type d'appareil utilisé dans les procédés acides ou basiques d'affinage au vent. L'air traverse tout le bain de fonte en fusion; aussi est-ce là la méthode de soufflage en immersion par excellence.

C'est par le procédé acide de soufflage par le fond, connu sous le nom de "procédé Bessemer acide" qu'a été pendant longtemps fabriquée la plus grande partie de l'acier dans le monde. La fonte doit être à une température bien définie et contenir 1,1-1,7 % de silicium, 0,4-0,7 % de manganèse, 0,09 % au maximum de phosphore, 0,03 % au maximum de soufre et 4-4,5 % de carbone.

Le soufflage ne dure que 10 à 15 minutes et la marche des opérations est très rapide. Il doit y avoir 2-2,5 fois plus de silicium que de manganèse dans la fonte, car le silicium est une source de chaleur. L'enrichissement de l'air en oxygène permet de réduire le temps d'affinage et d'utiliser davantage de fonte et de ferraille froides.

Le procédé basique de soufflage par le fond, connu sous les noms de "procédé Bessemer basique", "procédé Thomas" ou "procédé Thomas-Gilchrist", n'a jamais été très utilisé, car il a été supplanté par le procédé Martin basique.

La fonte utilisée en procédé basique contient 0,2-0,5 % de silicium, 0,6-1 % de manganèse, 1,4-2 % de phosphore et 0,03-0,05 % de soufre. De par leur composition et leurs propriétés, les aciers Thomas sont plus proches des aciers Martin basiques que des aciers comparables élaborés avec le procédé Bessemer acide; mais ils ont une teneur en azote indubitablement plus élevée que les aciers Martin basiques. C'est la raison pour laquelle ils ne se prêtent pas à certaines applications, car ils sont plus résistants, moins ductiles et plus sujets au vieillissement sous tensions.

Soufflage latéral

Les réactions chimiques dans un convertisseur acide à soufflage latéral sont analogues à celles qui ont lieu dans un convertisseur acide à soufflage par le fond. Toutefois, dans le soufflage latéral, les tuyères sont toutes situées au-dessus du niveau du bain, sur les flancs du convertisseur. Pour une même charge de fonte, la température du bain en soufflage latéral est beaucoup plus élevée qu'en soufflage par le fond. On peut donc utiliser une fonte ayant une teneur en silicium légèrement plus faible. L'acier fini a évidemment une teneur en azote bien inférieure à

celle de l'acier obtenu par le procédé acide de soufflage par le fond. La suroxygénation de l'air permet de réduire le temps d'affinage.

Procédé Sotra-Kaldo

Ce procédé consiste à souffler de l'oxygène, par une lance faisant un angle très faible avec la surface du bain en fusion, dans un four tournant et basculant. A la différence des convertisseurs Bessemer à soufflage par le fond et des convertisseurs à soufflage d'oxygène par le haut, l'axe du four Kaldo est incliné de 15-20° pendant les opérations. La vitesse maximale de rotation est de 30 tr/min.

Comme avec tous les procédés de soufflage au-dessus du bain, le phosphore est éliminé en même temps que le carbone, alors qu'avec le procédé Bessemer basique il est éliminé seulement après décarbonation.

Procédé du rotor

Ce procédé, mis au point à Oberhausen (République fédérale d'Allemagne), est également connu sous le nom de "procédé d'Oberhausen". Comme dans le procédé Kaldo, on utilise un four rotatif, mais la vitesse de rotation n'est que de 0,5-2 tr/min. Autre différence, il y a deux lances à oxygène: l'une à oxygène très pur et l'autre à oxygène industriel. Pour un four de 66 tonnes, la durée des opérations est d'environ 2 heures.

Procédé ¹.D (Linz-Donawitz)

Dans ce procédé basique à l'oxygène, un jet d'oxygène techniquement pur vient frapper verticalement le bain contenu dans un creuset à revêtement basique. Le procédé LD a été mis au point en Autriche, initialement pour utiliser la fonte obtenue avec des minerais locaux riches en manganèse et pauvres en phosphore. Il a vite été adapté à la transformation de fonte à moyenne ou haute teneur en phosphore. Le procédé LD a connu un succès rapide, au détriment du procédé Martin basique. Il permet aujourd'hui d'élaborer des aciers de toutes nuances, y compris des aciers fins au carbone, des aciers faiblement alliés et des aciers inoxydables.

Ce procédé est très utilisé, en particulier en Europe, au Japon et aux Etats-Unis. On n'a cessé de le perfectionner, ce qui a permis de ramener le temps de chauffage de 50-60 minutes au début à 30-40 minutes aujourd'hui, essentiellement grâce à l'augmentation du débit d'oxygène et à l'utilisation de lances à plusieurs orifices. Par exemple, pour un convertisseur de 400 tonnes équipé d'une lance à sept trous permettant d'insuffler environ 1 400 m³ d'oxygène par minute, la durée des opérations est de 35-40 minutes.

Pour pouvoir utiliser une plus forte proportion de ferraille (40-50 %, au lieu de 20-30 %), on la

préchauffe à l'aide d'une lance à oxygène et fuel et on utilise du carbure de silicium et du carbure de calcium.

On a amélioré sans cesse la qualité des revêtements réfractaires; ils peuvent maintenant résister à 2 000 coulées environ, contre 400-800 au début. On a également prolongé la vie utile des revêtements en mêlant de la chaux dolomitique aux fondants, en améliorant les techniques de marche et en contrôlant la teneur en silicium du métal en fusion.

Le tableau 17 donne des renseignements sur les aciéries LD dans le monde.

TABLEAU 17. CAPACITE DE PRODUCTION ANNUELLE DES ACIERIES LD

(En millions de tonnes d'acier brut)

Pays	Installations actuelles	Installations prévues
Afrique du Sud	6,69	10,54
Algérie	0,45	11,30
Argentine	1,60	1,25
Australie	6,72	2,81
Autriche	5,20	-
Belgique	15,15	-
Bésil	7,38	8,88
Bulgarie	1,70	-
Canada	9,20	2,38
Chili	1,10	0,91
Chine	4,15	-
Egypte	1,20	-
Espagne	7,58	1,13
Etats-Unis	81,06	5,10
Finlande	2,15	-
France	17,40	1,00
Grèce	0,90	-
Hongrie	-	1,10
Inde	2,96	4,18
Iran	2,00	-
Italie	14,62	0,50
Japon	122,78	11,20
Luxembourg	6,14	0,96
Malaisie	0,18	-
Maroc	-	1,00
Mexique	5,00	6,00
Norvège	0,70	-
Pays-Bas	7,15	-
Pérou	0,33	1,80
Philippines	-	2,12
Pologne	8,00	4,00
Portugal	0,50	-
République de Corée	2,20	-
République fédérale d'Allemagne	45,52	2,54
Roumanie	7,00	3,50
Royaume-Uni	18,61	7,55
Suède	1,97	1,80
Tchécoslovaquie	3,70	0,80
Tunisie	0,18	-
Turquie	2,90	2,30
URSS	40,20	44,20
Venezuela	-	6,00
Yougoslavie	2,70	1,50
Total	464,97	148,35

Source : Metal Bulletin Monthly, août 1977.

Soufflage d'oxygène par le fond

Le procédé OBM (Oxygen Bottom Maxhutte) repose sur le principe que si l'on insuffle de l'oxygène pur par le fond du convertisseur, le jet est moins violent et le mélange se fait mieux. Il a été mis au point par la société Eisenwerk-Gesellschaft Maximilianshütte (République fédérale d'Allemagne), en collaboration avec l'Air liquide de Montréal (Canada), et essayé pour la première fois en décembre 1967. Dès mars 1968, on l'employait dans l'industrie. Son originalité réside dans le fait que la tuyère à oxygène est entourée d'un manchon plus large par lequel on injecte des hydrocarbures : propane ou gaz naturel. La décomposition endothermique de l'hydrocarbure à l'ouverture de la tuyère refroidit efficacement cette dernière. On peut ainsi insuffler de l'oxygène pur dans un bain d'acier sans corrosion excessive du revêtement du convertisseur.

La cuve utilisée pour le procédé OBM est semblable au convertisseur Bessemer, mais elle ne comporte que 6-15 tuyères, au lieu de 250-300 dans le convertisseur Thomas. La conduite d'oxygène est en cuivre et le manchon qui l'entoure est en acier inoxydable. L'intérieur de la cuve est revêtu de briques en dolomie et le fond est recouvert de dolomie bitumineuse. On injecte de l'oxygène et de la poudre de chaux par la conduite intérieure et du gaz naturel par le manchon. La pression du gaz naturel est ramenée d'environ 9 kg/cm² à environ 4 kg/cm² et le débit est d'environ 300 m³/h. La pression de l'oxygène est ramenée d'environ 15 kg/cm² à environ 13 kg/cm² dans le convertisseur. Le débit d'oxygène varie entre 4 000 et 10 000 m³/h. Il doit y avoir environ neuf fois plus d'oxygène que de gaz naturel pour la mise à feu et trente fois plus pendant l'affinage. Il faut environ 6 m³ de gaz naturel et 64 m³ d'oxygène pour élaborer une tonne d'acier.

Comparaison des procédés OBM et LD

Les principaux avantages du procédé OBM sur le procédé LD sont les suivants :

a) Seulement un quart de la fonte s'évapore et les fumées rousses sont donc moins abondantes;

b) La teneur en oxyde de fer du laitier est nettement plus faible et, contrairement à ce qui se passe avec d'autres procédés, est presque en équilibre avec celle du bain de métal. Ajouté à l'avantage précédent, cela signifie que le rendement est supérieur de 2,5 % à celui du procédé LD; le procédé OBM est donc nettement plus avantageux du point de vue économique;

c) Le soufflage par le fond provoque une intense agitation du bain et la ferraille se dissout donc plus rapidement; de la sorte, la durée des opérations est ramenée à 10 minutes au total;

d) L'injection simultanée de poudre de chaux et d'oxygène élimine totalement les éclaboussures,

quelle que soit la composition de la fonte, ce qui a une importance considérable: cela permet non seulement de mieux contrôler les opérations mais encore de simplifier le système de dépoussiérage:

e) On peut traiter 35 % de plus de ferraille pour les raisons suivantes: il y a moins de pertes dues à l'évaporation de la fonte; il n'est pas nécessaire de refroidir les lances; le temps d'affinage est plus court; on peut préchauffer le convertisseur pendant le chargement en insufflant par les tuyères de l'oxygène et du gaz naturel dans des proportions stoechiométriques;

f) Les bâtiments peuvent être moins hauts d'un tiers que pour les procédés de soufflage par le haut; de ce fait, les convertisseurs OBM peuvent être installés dans les aciéries Martin existantes;

g) Grâce à la réduction du temps d'affinage et à la suppression des éclaboussures, on peut assurer une production beaucoup plus forte avec de grands convertisseurs OBM qu'avec des convertisseurs LD.

Procédé LWS

Le procédé LWS (Creusot-Loire et Wendel-Sidélor avec Sprunck and Co.) est une variante du procédé OBM. Au lieu de gaz naturel, on injecte une huile lourde dans le manchon qui protège la conduite d'oxygène. L'exploitation commerciale de ce procédé a commencé en 1971 avec un convertisseur de 30 tonnes; comme le procédé OBM, on l'utilise pour affiner de la fonte riche en phosphore. L'huile lourde offre une plus grande sécurité que le propane ou le gaz naturel. On pense que ce procédé sera adopté là où il n'y a pas de gaz naturel et où le propane est cher.

Procédé Q-BOP

La société américaine U.S. Steel a adapté le procédé OBM pour pouvoir l'utiliser dans de grands fours, sous le nom de procédé Q-BOP. La lettre "Q" signifie "quiet, quick, quality" (calme, rapidité, qualité) et met en relief les avantages du procédé de soufflage d'oxygène par le fond. Le procédé Q-BOP s'est révélé très efficace, du point de vue métallurgique. On peut ramener la teneur en phosphore à un niveau très bas. L'introduction de poudre de chaux dans le bain d'acier permet une bonne désulfuration: on obtient des aciers contenant seulement 0,02 % de soufre à partir de fonte en fusion en renfermant 0,07 %. A l'arrêt des opérations, la teneur en azote est généralement inférieure à 0,0025 % et la concentration d'hydrogène est d'environ $2,6 \cdot 10^{-6}$.

Ce procédé a été mis au point pour traiter de la fonte pauvre en phosphore dans de grands convertisseurs. Un système perfectionné de régulation permet d'injecter les différents gaz en quantité et au moment voulus dans le convertisseur. Le temps d'affinage pour un convertisseur Q-BOP de 200 tonnes est d'environ 12 minutes, contre 17 minutes pour un convertisseur LD.

Procédé d'injection en immersion (SIP)

Le procédé SIP est une autre variante du procédé OBM: il a été mis au point par la société canadienne Sydney Steel Corporation sur ses fours Martin basculants de 200 tonnes. Les tuyères sont situées au-dessous du bain, sur la paroi arrière du four. Le temps d'affinage est ramené à quelque 12 minutes pour un débit d'oxygène d'environ 900 m³/min.

Ce procédé permet d'augmenter le rendement de 2-4 % et de réduire la teneur en particules des gaz brûlés, du fait que le bain reste calme. Comme dans le procédé Martin classique, on utilise des brûleurs aux extrémités du four; il est donc plus facile de fondre la ferraille qu'avec les autres procédés et la charge peut en contenir jusqu'à 60 %. D'après des expériences faites aux Etats-Unis dans un convertisseur Q-BOP de 30 tonnes, les produits suivants sont comparables aux produits obtenus dans des fours Martin classiques ou des convertisseurs LD: aciers effervescents et aciers semi-calmés mécaniquement pauvres en carbone, pouvant être laminés à chaud ou à froid; fer-blanc pour emboutissage profond et autres produits en fer-blanc, notamment des produits inoxydables; aciers de construction, notamment aciers au carbone-manganèse, aciers à haute résistance faiblement alliés et aciers riches en carbone pour rails.

La société indienne M. N. Dastur and Company Private Limited a calculé que les investissements pour des installations de soufflage par le fond sont inférieurs aux investissements requis pour une aciérie LD. Cette société de consultants a fait une autre étude en vue de la modernisation et l'expansion d'une aciérie Thomas en Egypte: l'installation d'un convertisseur OBM reviendrait deux fois moins cher que celle d'un convertisseur LD. De même, pour convertir des aciéries Martin, il serait plus économique d'installer des convertisseurs à soufflage par le fond que des convertisseurs LD.

La capacité totale des aciéries à soufflage d'oxygène par le fond est actuellement de 18 millions de tonnes; le tableau 18 donne une liste de ces aciéries dans le monde entier.

Le tableau 19 montre l'importance prise par les procédés à l'oxygène pendant les dix dernières années dans les différentes régions du monde.

On peut constater que, malgré leurs avantages, le procédé Kaldo et le procédé du rotor n'ont pas gagné de terrain à cause de leur complexité. En revanche, le procédé Q-BOP est de plus en plus répandu.

Procédés en continu

On a fait de nombreuses expériences avec des procédés d'élaboration de l'acier en coulées continues. Actuellement, on poursuit la mise au point des procédés IRSID, WORCRA, HEARTH, BISRA et NRIM.

Avec le procédé IRSID, l'affinage se fait dans un réacteur alimenté par une coulée continue de métal

est donc chauffé seulement par rayonnement. Cette méthode est connue sous le nom de chauffage indirect à l'arc. Dans la seconde, l'arc jaillit entre des électrodes et le métal. Cette méthode, dite de chauffage direct à l'arc, permet au courant de traverser le bain de sorte que la chaleur est produite à la fois par effet Joule et par rayonnement. On l'utilise pour élaborer l'acier dans des fours à sole non conductrice.

Il y a trois types de fours à arc : le four à bain ouvert, comparable au four Martin; le four à cuve, qui est la version électrique du haut fourneau; le four à arc immergé ou bas fourneau, qui constitue un intermédiaire entre les deux premiers.

Fours à bain ouvert. Dans les fours à bain ouvert, l'électrode est en contact avec le laitier, mais n'est pas plongée dans la charge solide. Le four constitue une zone isotherme où les réactions sont limitées à la réduction directe des oxydes, à la carburation du métal en fusion et à la formation d'un laitier.

Un nouveau type de four à bain ouvert a été mis au point récemment : le four Lubatti, dont le bain n'est pas vraiment ouvert mais couvert par une très fine couche de fondants.

Le procédé Strategic-Udy utilise ce type de four avec des matériaux préchauffés et fortement réduits. Un four industriel de 33 000 kVA a été mis en service au Venezuela.

Fours à cuve. On a construit quelques fours de ce type (500-600 kW, en Suède), mais ils se sont révélés moins satisfaisants que les fours à bain ouvert ou les fours à arc immergé. Faute de succès, ce type de four a finalement été abandonné.

Fours à arc immergé. La plupart des aciéries électriques utilisent aujourd'hui des fours à arc immergé. On trouve des fours Tysland-Hole de 50 000 kVA ou plus dans plusieurs pays du monde. Un four de 60 000 kVA est en service à Moi Rana (Norvège).

Depuis sa mise au point, le four électrique sert à l'élaboration d'aciers spéciaux; il se caractérise donc par des coulées modestes et une faible production horaire. Dans les années 60, on a cherché à augmenter sa productivité, ce qui a conduit au four à ultra-haute puissance (UHP). Les principales caractéristiques du four UHP sont les suivantes :

a) Puissance élevée des transformateurs, permettant d'atteindre une puissance installée de 500-600 kVA/tonne. Un four de 100 tonnes à Fos-sur-Mer (France) et un four de 80 tonnes à Himeji (Japon) ont des puissances installées de 77 MVA et 60 MVA, respectivement;

b) Rendement thermique fortement accru grâce à l'emploi de minerais cassants et stables, ainsi qu'à l'utilisation d'une tension et d'une puissance élevées, le facteur de puissance passant de 0,9 à 0,71.

Des fours de 800-100 tonnes sont courants dans de nombreux pays. L'Afrique du Sud, les Etats-Unis, l'Italie, le Royaume-Uni et l'URSS ont des fours de 150 tonnes ou plus. Une aciérie aux Etats-Unis possède un four de 400 tonnes et un autre de 700 tonnes.

Pour réduire la consommation d'électricité et accroître la productivité, on installe un dispositif de chauffage auxiliaire (préchauffage) à l'extérieur du four.

Energie nucléaire et élaboration de l'acier

Pour élaborer de l'acier grâce à l'énergie nucléaire, il faudrait utiliser un réacteur produisant à la fois l'électricité et le gaz réducteur chaud nécessaires au processus de réduction directe. On a retenu les deux possibilités suivantes :

a) Utiliser la chaleur produite dans un réacteur à haute température refroidi par un gaz (HTRG) pour reformer un gaz d'hydrocarbure en vue de la réduction directe du minerai de fer; la chaleur nécessaire est fournie indirectement par l'hélium de refroidissement du réacteur; l'éponge de fer ainsi obtenue est affinée dans un four électrique actionné grâce à la chaleur provenant du réacteur;

b) Utiliser la chaleur produite dans un réacteur pour obtenir de l'hydrogène (par décomposition de l'eau) en vue de la réduction directe du minerai de fer, sans recourir à des combustibles fossiles.

Le vrai problème est maintenant de mettre au point un catalyseur de reformage sûr et de longue durée, pouvant être chauffé par l'hélium de refroidissement du réacteur. Les Etats-Unis, le Japon, la République fédérale d'Allemagne, la Suisse et l'URSS s'y emploient activement. La Belgique, les Etats-Unis, la France et l'Italie coopèrent également à la mise au point de techniques nucléaires d'élaboration de l'acier. Cependant, il ne semble pas que l'acier nucléaire fasse son apparition avant 1985-1990, voire cinq à dix ans plus tard.

Importance relative des différents procédés sidérurgiques

Au cours des vingt dernières années, la sidérurgie a beaucoup évolué grâce à l'introduction des procédés de fusion à l'oxygène pur, à l'utilisation de fours électriques pour la production de lingots d'acier et à la transformation métallurgique "en aval" des fours.

Les statistiques de la production d'acier de certains pays montrent que la part des divers procédés varie beaucoup, selon l'infrastructure de l'industrie sidérurgique dans chaque pays.

Le tableau 20 montre l'importance relative des divers procédés d'élaboration de l'acier dans certains pays.

TABLEAU 20. PART DES DIVERS PROCÉDES DANS LA PRODUCTION D'ACIER DE CERTAINS PAYS

	Part des divers procédés (en pourcentage)												Production d'acier (en millions de tonnes)		
	Electriques			Martin			A l'oxygène			Thomas			1960	1970	1975
	1960	1970	1975	1960	1970	1975	1960	1970	1975	1960	1970	1975	1960	1970	1975
Allemagne, République fédérale d'	6,4	9,4	11,2	47,3	26,5	16,9	2,5	56,7	70,4	43,8	8,2	1,4	34,032	45,041	40,415
Autriche	12,6	12,1	11,8	31,3	16,3	7,4	56,1	71,6	80,8	-	-	-	3,163	4,078	4,068
Belgique	3,1	3,6	5,8	5,8	2,2	1,4	-	52,6	92,8	91,1	41,6	-	6,698	12,607	11,584
Bulgarie	10,0	20,1	21,3	90,0	26,1	22,8	-	53,8	55,9	-	-	-	0,260	1,800	2,265
Canada	10,8	13,4	18,6	89,2	86,6	23,6	-	57,8	57,8	-	-	-	5,164	11,212	13,025
Espagne	71,4	35,2	36,1	-	26,4	9,8	14,8	38,4	54,1	13,8	-	-	1,938	7,429	11,242
Etats-Unis d'Amérique	8,5	15,3	19,4	87,0	36,5	19,0	3,3	48,1	61,6	1,2	-	-	90,067	122,120	108,250
Finlande	60,1	22,3	17,0	39,9	13,8	8,7	0,5	63,9	74,2	-	-	-	0,278	1,169	1,618
France	8,7	9,8	12,8	29,9	18,8	7,2	-	29,2	64,5	60,9	42,2	15,5	17,181	23,774	21,530
Hongrie	9,8	9,3	9,2	90,2	90,7	90,8	-	31,5	45,7	5,5	-	-	1,887	3,110	3,671
Italie	38,6	40,5	43,0	55,9	28,0	11,3	11,9	79,1	82,5	-	-	-	8,461	17,277	21,836
Japon	20,1	16,8	16,4	68,0	4,1	1,1	-	37,6	70,1	98,0	60,6	28,5	22,138	93,322	102,314
Luxembourg	2,0	1,8	1,4	-	-	-	-	14,0	25,4	-	-	-	4,084	5,462	4,624
Pologne	7,7	4,8	8,7	92,3	81,2	65,9	-	18,0	25,4	-	-	-	6,661	11,750	15,007
Portugal	24,7	18,9	22,0	-	-	-	75,3	81,1	78,0	-	-	-	0,968	0,385	0,430
Roumanie	10,9	9,3	12,7	89,1	62,0	49,9	-	28,7	37,4	-	-	-	1,671	6,517	9,549
Royaume-Uni	6,9	20,0	27,6	84,9	48,3	22,0	0,1	31,7	30,3	8,0	-	-	24,571	28,316	20,198
Suède	48,0	39,5	40,9	34,0	24,4	15,7	4,0	32,3	4,4	14,0	3,8	-	3,219	5,497	5,611
Tchécoslovaquie	12,3	11,7	10,9	83,3	68,3	64,2	-	18,0	23,9	3,9	2,0	1,1	6,768	1,480	14,324
Union des Républiques socialistes soviétiques	4,5	9,2	10,0	88,4	72,6	64,7	4,4	17,2	24,6	2,7	1,0	0,7	56,627	115,889	141,325
Yougoslavie	8,0	19,3	26,4	92,0	73,9	62,4	-	6,9	11,2	-	-	-	1,442	2,228	2,916

Source : Nations Unies, Conseil économique et social, Commission économique pour l'Europe, "Structural changes in the iron and steel industry" (STEEL/GE.3/R.3/Add.1), p. 17 à 19.

Choix des procédés

Des nombreux procédés d'élaboration de l'acier appliqués dans le passé, seuls quelques-uns sont encore utilisés. La création ou l'expansion d'aciéries implique un grand nombre de décisions. L'une des plus importantes concerne le choix du procédé de transformation des matières premières.

Lorsqu'on a choisi le lieu d'implantation de l'aciérie, on connaît évidemment certains paramètres - comme la demande intérieure et son évolution probable - qui, à leur tour, déterminent les dimensions de l'aciérie, sa gamme de production, le coût des services, etc.

Le choix des procédés est fortement influencé par les facteurs suivants : coût et possibilités d'obtention du minerai de fer et de la ferraille, du charbon de coke et du charbon à courte flamme, des diverses matières énergétiques (hydrocarbures, électricité, houille, etc.), du capital pour l'achat et la construction des installations, de la main-d'œuvre qualifiée et des cadres techniques; moyens de transport disponibles pour acheminer les grandes quantités de matières premières nécessaires; considérations d'ordre écologique (évacuation des eaux usées, élimination des déchets miniers et des laitiers de fusion et d'affinage); risques inhérents au choix d'une technique plus ou moins éprouvée; coût du capital disponible.

Dimension optimale des aciéries

La dimension optimale d'un complexe sidérurgique a augmenté en même temps que la plupart des unités de production. Il n'y a pas de règle générale en la matière. Chaque cas doit être étudié de manière approfondie afin de déterminer la meilleure solution possible. En premier lieu, il faut établir la capacité optimale de laminage, en fonction de la demande présente et future; ensuite, par itérations vers l'amont, on calcule la capacité optimale de toutes les autres unités de production.

Le tableau ci-après indique les limites dans lesquelles doit se situer la capacité des principales unités de production pour que l'aciérie soit rentable; il montre la complexité du problème d'un équilibre satisfaisant.

CAPACITE OPTIMALE DES PRINCIPALES UNITES DE PRODUCTION

Unité de production	Limites de capacité (en millions de tonnes par an)
Haut fourneau	1,0-4,0 (fonte)
Installation de frittage	<8,0 (acier fritté)
Batterie de fours à coke	<2,0 (coke)

	Acier brut
Procédé LD	10,0
Laminier à brames	2,0-6,0
Train dégrossisseur	1,5-6,0
Machine à couler les brames en continu	<2,0
Machine à couler les blooms en continu	<1,0
Machine à couler les billettes en continu	<0,5
Produits en acier	
Laminier à tôles	0,5-3,0
Laminier à feuillards à chaud	1,0-6,0
Laminier à feuillards à froid	0,1-2,5
Train à profilés	0,3-1,5
Train à barres	0,01-1,0
Laminier à fil	0,1-1,0

Coûts

On a déjà vu que les procédés de soufflage par le fond étaient économiquement plus avantageux que le procédé LD. La société M. N. Dastur and Company Private Limited (Inde) a également évalué les dépenses d'investissement pour les différents procédés d'élaboration d'acier, en prenant en considération le coût de l'oxygène, du lingotage et du grillage. Les résultats de cette évaluation sont donnés au tableau 21.

TABLEAU 21. DEPENSES D'INVESTISSEMENT
(Base : 1 million de tonnes de lingots par an)

Procédés	Investissement par tonne de lingots par an (en dollars des Etats-Unis)	Importance relative des inves- tisements
Martin	75	100
LD	47	63
OBM/LWS (Q-BOP)	42	60
Four électrique à arc	56	75

Source : SE AISI Quarterly, janvier 1976.

Le tableau 22 récapitule les résultats d'une étude faite par Paul Marshall en 1976 sur le coût estimatif des biens d'équipement de quelques aciéries modernes.

On constatera que les dépenses d'équipement varient beaucoup selon les installations : entre 210 et 750 dollars par tonne d'acier brut aux prix de 1975.

Le tableau 23 permet de comparer les dépenses d'équipement d'aciéries à haut fourneau et four basique à oxygène, d'une part, et d'aciéries à réduction directe et four électrique, d'autre part.

Comme le montre ce tableau, les dépenses d'équipement diminuent d'environ 48 % pour les premières et 37 % pour les secondes, lorsque la capacité des installations passe de 0,2 à 3 millions de tonnes.

TABLEAU 22. COUT ESTIMATIF DES BIENS D'EQUIPEMENT

Installations	Capacité (tonnes/an)		Coût (dollars/tonne)		Coût total de l'acier brut (millions de dollars)
	Acier brut	Acier fini	Acier brut	Acier fini	
Four élect. de 35 t, coulée continue, laminage à chaud	50 000	47 000	240	255	12
Réduction directe, four élect. de 35 t, coulée continue, laminage à chaud	50 000	47 000	340	361	17
Four élect. de 70 t, coulée continue, laminage à chaud	100 000	94 000	230	245	23
Deux fours élect. de 150 t, coulée continue, laminoir à fers marchands	100 000	85 000	210	247	21
Réduction directe, deux fours élect. de 150 t, coulée continue, laminoir à fers marchands	500 000	450 000	320	355	160
Deux fours élect. de 150 t, lingotage, laminoir primaire, laminoir à fers marchands	500 000	450 000	426	475	213
Un haut fourneau de 1 500 t/j, four à coke, un four basique à oxygène de 100 t, coulée continue, laminoir à fers marchands	500 000	375 000	370	500	185
Trois fours Martin de 100 t, coulée continue, laminoir à chaud, laminoir à fers marchands	500 000	450 000	610	670	305
Trois fours élect. de 200 t, coulée continue, laminoir à chaud, laminoir à fers marchands	500 000	450 000	340	380	170
Trois fours élect. de 200 t, coulée continue, laminoir à chaud, laminoir à profilés lourds	1 000 000	900 000	346	385	346
Réduction directe, trois fours élect. de 200 t, coulée continue, laminoir à chaud, laminoir à profilés lourds	1 000 000	900 000	606	670	606
Trois fours élect. de 200 t, lingotage, laminoir primaire, laminoir à chaud, laminoir à fers marchands	1 000 000	750 000	390	520	390
Un haut fourneau de 6 000 t/j, frittage, four à coke, deux fours basiques à oxygène de 150 t, coulée continue, laminoir à chaud, laminoir à fers marchands	2 000 000	1 600 000	477	600	955
Réduction directe, six fours élect. de 200 t, coulée continue, laminoir à chaud, laminoir à froid, galvanisation	2 000 000	1 600 000	482	603	965
Complexe à haut fourneau, four à coke, four basique à oxygène, coulée continue, laminoirs à fers marchands, à barres et à profilés, laminoir à chaud en continu, laminoir à tôles à chaud et à froid, produits enduits, laminoir à tôles fortes	8 000 000	6 000 000	675-750	900-1 000	6 000

Source : UNIDO/ICIS. 25.

TABLEAU 23. INDICE DES DÉPENSES D'ÉQUIPEMENT DE CERTAINES ACIÉRIES

Capacité de l'aciérie (en millions de tonnes)	Indice des dépenses d'équipement	
	Haut fourneau/four basique à oxygène	Réduction directe/four électrique
0,2	213	170
0,3	180	145
0,4	164	131
0,5	155	121
0,6	146	114
0,7	140	111
1,0	129	109
2,0	115	108
3,0	110	107
5,0	100	

Source : Commodities Research Unit Survey.

Les tableaux 24 et 25 indiquent, respectivement, les dépenses d'équipement d'une aciérie du premier type, d'une capacité de 3 millions de tonnes, et celles

d'une aciérie du second type, d'une capacité de 500 000 tonnes.

Il s'agit de montants estimatifs dans lesquels ne sont compris ni le coût de l'extraction des minerais, de l'énergie, des bâtiments et les frais divers, ni les intérêts versés pendant la construction.

Dans une étude faite par l'ONUDI, les dépenses d'exploitation d'aciéries de 3 millions de tonnes, à haut fourneau et four basique à oxygène, au Brésil, aux Etats-Unis, en Europe occidentale et au Japon ont été évaluées à 134,70 dollars par tonne.

Le tableau 26 donne une ventilation des dépenses d'une aciérie de ce type.

Le tableau 27 donne la structure des dépenses d'exploitation d'un nouveau four électrique d'une capacité de 1 710 000 tonnes par an. Le tableau 28 contient les mêmes données pour un nouveau four à oxygène de même capacité.

TABLEAU 24. DÉPENSES D'ÉQUIPEMENT D'UNE ACIÉRIE DE 3 MILLIONS DE TONNES (Haut fourneau/four basique à oxygène)

Postes	Capacité installée (dollars/tonne)	Répartition des dépenses (en pourcentages)	Dépenses d'équipement (millions de dollars)
Cokéfaction	56,0	8,6	168,0
Haut fourneau	75,0	11,6	225,0
Four basique à oxygène	43,0	6,6	130,0
Coulée	43,0	6,6	131,0
Laminoirs	188,0	29,0	563,0
Installations générales	42,0	6,5	125,0
Total partiel (avoirs fixes)	447,0	68,9	1 342,0
Services techniques, achats et inspection (5 % des avoirs fixes)	22,0	3,4	
Administration, consultants et courtiers (6 % des avoirs fixes)	27,0	4,2	
Dépenses préexploitation (3 % des avoirs fixes)	13,0	2,0	
Total partiel (construction et dépenses préexploitation)	62,0	9,6	
Dépenses d'équipement fixes	509,0	78,6	
Infrastructure	72,0	11,1	
Total partiel (dépenses d'équipement fixes et infrastructure)	581,0	89,7	
Fonds de roulement (15 % des avoirs fixes)	67,0	10,3	
Total partiel	648,0	100,0	
Intérêts payés pendant la construction	42,0		
Total	690,0		

Source : UNIDO/ICIS.25.

TABLEAU 25. DEPENSES D'EQUIPEMENT D'UNE ACIERIE DE 500 000 TONNES
(Réduction directe/four électrique)

Poste	Capacité installée (dollars/ tonne)	Répartition des dépenses (en pour- centages)	Dépenses d'équipement (millions de dollars)
Réduction directe (350 000 t)	77,0	25,5	38,4
Four électrique (500 000 t)	40,0	13,2	20,0
Coulée en six chaînes (500 000 t)	45,0	14,9	22,5
Laminoirs à fers marchands (450 000 t)	63,0	20,9	31,5
Total partiel (avoirs fixes)	225,0	74,5	112,4
Services techniques, achats et inspection (5 % des avoirs fixes)	11,0	3,6	
Administration, consultants et courtiers (3 % des avoirs fixes)	7,0	2,3	
Dépenses préexploitation (3 % des avoirs fixes)	7,0	2,3	
Total partiel	25,0	8,2	
Dépenses d'équipement fixes	250,0	82,7	
Infrastructure (15 % des avoirs fixes)	34,0	11,3	
Total partiel (dépenses d'équipement fixes et infrastructure)	284,0	94,0	
Fonds de roulement (8 % des avoirs fixes)	18,0	6,0	
Total partiel	302,0	100,0	
Intérêts payés pendant la construction	10,0		
Total	312,0		

Source : UNIDO/ICIS.25.

TABLEAU 26. REPARTITION DES DEPENSES D'UNE
ACIERIE
(Haut fourneau/four basique à oxygène)
(En pourcentage)

	Haut fourneau	Four basique à oxygène
Matières premières et énergie primaire	84,7	93,0 ^a
Services publics	1,9	1,0
Main-d'œuvre	5,2	0,8
Frais généraux	3,3	0,5
Maintenance (4 % des investissements)	2,0	2,9
Impôts locaux et assurances	0,1	0,4
Amortissement (5,5 % des investissements)	2,8	1,4
Total	100,0	100,0

Source : UNIDO/ICIS.25.

^a Métal liquide provenant du haut fourneau et coût du transfert.

TABLEAU 27. STRUCTURE DES DÉPENSES D'EXPLOITATION D'UN FOUR ÉLECTRIQUE RÉCENT

(Capacité annuelle théorique : 1 710 000 tonnes d'acier; capital investi (CI) : 65 millions de dollars; emplacement : Grands Lacs)

Postes	Unités ou bases de calcul	Coût unitaire (en dollars)	Unités consommées par tonne d'acier	Coût par tonne d'acier (en dollars)
<i>Dépenses variables</i>				
Matières premières				
Boulettes réduites	tonne de fonte	102,88	0,75	77,16
Ferraille	tonne	80	0,32	25,60
Energie				
Energie électrique	kWh	0,016	600	9,60
Electrodes	lb	0,55	10	5,50
Main-d'œuvre directe (salaires)	heures de travail	7,0	0,3	2,10
Cadres production	15 % des salaires			0,32
Entretien (main-d'œuvre et matériel)	6 % CI			2,27
Frais généraux (personnel)	35 % des t. et s.			0,85
Autres dépenses				
Matériaux réfractaires				2,00
Fondants, oxygène, inclusions non métalliques				1,00
Inclusions métalliques				1,50
Total, dépenses variables				127,90
<i>Dépenses fixes</i>				
Frais généraux	65 % des t. et s.			1,57
Impôts locaux et assurances	2 % CI			0,76
Amortissement (18 ans)	5,55 %			2,10
Total, coûts de production				132,33
Rémunération du capital (avant impôt)	20 % CI			7,60
Total				139,93

Source : United States Industrial Environmental Research Laboratory, EPA-600/7-76-034c.

Note. lb = livre anglaise : 0,454 kg; t. et s. = traitements et salaires.

TABLEAU 28. STRUCTURE DES DÉPENSES D'EXPLOITATION D'UN FOUR BASIQUE A OXYGENE RECENT

(Capacité annuelle théorique : 1 710 000 tonnes d'acier; capital investi (CI) : 45 millions de dollars; emplacement : Grands Lacs)

Postes	Unités ou bases de calcul	Coût unitaire (en dollars)	Unités consommées par tonne d'acier	Coût par tonne d'acier (en dollars)
<i>Dépenses variables</i>				
Matières premières				
Métal chaud (93 % Fe)	tonne	106,42	0,83	88,33
Déchets	tonne	80,00	0,35	28
Energie				
Energie électrique	kWh	0,016	30	0,48
Crédit d'énergie				
Monoxyde de carbone	10 ⁶ BTU	2,00	0,44	(0,88)
Eau				
Refroidissement	10 ³ gallons	0,05	2	0,10
Main-d'œuvre directe (salaires)	heures de travail	7	0,25	1,75
Cadres production	15 % des salaires			0,26

TABLEAU 28 (suite)

Postes	Unités ou bases de calcul	Coût unitaire (en dollars)	Unités consommées par tonne d'acier	Coût par tonne d'acier (en dollars)
Entretien (main-d'œuvre et matériel)	8 % CI			2,11
Frais généraux (personnel)	35 % des t. et s.			0,70
Autre dépenses				
Ox. gaze	tonne	10	0,08	0,80
FeMn, caux, spath				3,00
Élimination des laitiers, traitement de la ferraille				1,00
Total, dépenses variables				125,61
<i>Dépenses fixes</i>				
Frais généraux	55 % des t. et s.			1,31
Impôts locaux et assurances	2 % CI			0,53
Amortissement (18 ans)	5,55 %			1,45
Total, coûts de production				128,90
Rémunération du capital	20 % CI			5,26
Total				134,16

Source : United States Industrial Environmental Research Laboratory, EPA-600/7-76-034c.

Note. BTU = unité thermique britannique; t. et s. = traitements et salaires.

IV. Fonderie

On trouvera ci-après une brève description des divers procédés de moulage de l'acier, notamment en coulée continue; elle est suivie d'informations sur les installations de moulage en coulée continue en service dans divers pays, sur les critères de choix des procédés et sur les coûts.

Production des moulages d'acier

Pour ce qui est des propriétés mécaniques, les aciers moulés sont inférieurs aux aciers forgés. Cependant, les moulages d'acier représentent une très vaste gamme de produits utilisés dans les aciéries : cuves de chargement, cônes de fermeture des hauts fourneaux, cuves à laitiers, cylindres pour certains types de laminoirs, etc.; dans les véhicules : accouplements, boîtiers de coussinets, sabots de freins, cylindres, soupapes, bâtis de moteurs, etc.; ainsi que dans les secteurs de la chimie, du pétrole, des mines, de l'agriculture, de la construction, etc., où les aciers moulés ont trouvé des centaines d'applications.

On distingue les moulages statiques et les moulages par centrifugation. On obtient les premiers en versant de l'acier liquide dans des moules appropriés, la mise en forme étant assurée par la pression atmosphérique et la gravité. Pour obtenir les seconds, on remplace la gravité par la force centrifuge. En coulée centrifuge horizontale, on moule des tubes, des tuyaux, des coussinets, des chemises, etc. En coulée centrifuge verticale, on moule des engrenages, des segments de piston, des couronnes, des hélices, des diaphragmes de turbines, etc. Les pièces moulées par centrifugation sont plus homogènes, ont moins d'inclusions et peuvent être produites à un rythme plus rapide que par moulage statique.

On peut améliorer les propriétés mécaniques des aciers moulés en leur faisant subir un traitement thermique approprié et en les alliant. Le nickel, le chrome, le manganèse, le molybdène et le vanadium sont les éléments les plus utilisés à cette fin.

Voici une brève description des traitements thermiques appliqués couramment aux aciers moulés.

Recuit

Le recuit améliore la résistance à la rupture et à la limite élastique, ainsi que la ductilité; il améliore également l'usinabilité.

Normalisation

Le processus de normalisation est similaire à celui de recuit. Il permet d'obtenir un acier plus dur, possédant une meilleure résistance aux déformations. On élimine les contraintes mécaniques internes par revenu de l'acier normalisé.

Trempe et revenu

Les opérations de trempe et de revenu sont limitées essentiellement aux aciers à haute teneur en carbone ou fortement alliés auxquels on veut donner une grande résistance aux chocs et à l'abrasion. L'acier est tout d'abord recuit ou normalisé, puis rechauffé et trempé; le revenu suit immédiatement la trempe.

Trempe à la flamme

Si l'on veut obtenir des degrés de dureté différents dans certaines parties d'une même pièce, par exemple un pignon d'engrenage qui doit avoir des dents résistant à l'usure et un alésage usinable, on a recours à la trempe à la flamme. On procède tout d'abord au recuit ou à la trempe de la pièce, puis on chauffe rapidement – au chalumeau ou par induction – les surfaces à durcir; dès que la température voulue est atteinte, on fait immédiatement une trempe par aspersion d'eau.

Lingotage

Lorsqu'une charge d'acier a été correctement affinée, l'acier liquide est versé dans une poche ouverte, à revêtement intérieur réfractaire. Au cours de cette opération, on ajoute les éléments d'alliage et les désoxydants. L'acier liquide est ensuite coulé dans une série de moules (lingotières) de formes et de dimensions voulues; après solidification, le lingot est démoulé.

On distingue deux types de lingotières, selon qu'elles sont plus évasées du haut ou du bas.

Parmi les lingotières évasées du bas, on distingue celles dont le haut est ouvert et celles où il est en goulot de bouteille. Parmi les lingotières évasées du haut, on distingue celles dont le bas est ouvert, celles

où il est fermé et celles où il a un bouchon. Les lingotières sont en fonte et leurs parois peuvent être unies, ondulées ou striées.

La vitesse de solidification de l'acier dépend de l'épaisseur, de la forme et de la température de la lingotière, du degré de surchauffe de l'acier liquide, du type de l'acier et de sa composition chimique, etc. En prenant les mesures appropriées, on peut éliminer les retassures, les soufflures, les ségrégations, les fissures internes, les tapures et les inclusions non métalliques.

Après réchauffage au four Pit, le lingot d'acier est laminé en blooms, en brames ou en billettes. Ces produits primaires sont de nouveau laminés pour obtenir les formes et profils désirés.

Coulée en source sous pression

La coulée en source sous pression permet d'éliminer le lingotage et le premier laminage. Une poche remplie d'acier liquide est placée dans une cuve pressurisée. Cette cuve est munie d'un couvercle dans lequel passe un tube de coulée qui descend presque au fond de la poche; un col de cygne le relie à la lingotière en position de coulée. Sous l'effet d'une pression d'air, l'acier s'élève dans le tube de coulée, traverse le col de cygne et pénètre dans la lingotière par le bas. On régularise le débit de l'acier dans la lingotière en agissant sur la pression d'air.

La lingotière est placée dans un châssis muni d'une porte qui permet de retenir l'acier liquide dans la lingotière pleine. La coulée terminée, on ferme la porte et on laisse la cuve se dépressuriser. Lorsque l'acier s'est solidifié, la lingotière est transportée au strippage, où le démoulage est opéré à l'aide d'un équipement spécial. On place ensuite le lingot d'acier sur le transporteur de refroidissement.

Coulée continue

Jusqu'à une époque récente, on produisait des blooms, des brames et des billettes essentiellement par laminage à chaud des lingots, la mise en billettes exigeant un nouveau laminage à chaud des blooms. Cependant, on produit encore des blooms et des brames par martelage ou emboutissage à chaud.

Les travaux de recherche-amélioration dans de nombreux pays ont abouti à l'application industrielle du procédé de coulée continue pour obtenir directement des brames et des billettes, sans passer par les stades du lingotage et du laminage à chaud.

L'intérêt de la transformation directe et continue de l'acier liquide en formes marchandes a provoqué de nombreuses tentatives pour mettre au point divers types de machines. On a peu à peu résolu les problèmes posés par la température de fusion et la chaleur spécifique élevées de l'acier, ainsi que par sa faible conductibilité thermique.

Lorsque l'acier liquide entre en contact avec les parois de la lingotière refroidie par eau, il y a formation d'une fine pellicule solide. Du fait du retrait, cette pellicule se détache de la lingotière au début de la solidification. La coulée d'acier se refroidissant lentement dans la lingotière, la partie centrale reste liquide sur une certaine distance à la sortie de la lingotière; mais il y a alors refroidissement rapide sous l'action de jets d'eau et solidification complète.

La barre d'acier solidifié est entraînée par des jeux de galets, qui régularisent en même temps la vitesse d'extraction de la lingotière. En imprimant à celle-ci des oscillations verticales, d'ampleur et de rythme appropriés, on empêche l'acier d'adhérer aux parois de la lingotière.

Le succès de l'utilisation de la coulée continue dans une aciérie dépend de nombreux facteurs autres que ceux d'ordre mécanique. Parmi les facteurs importants pour déterminer le nombre de lingotières ou la position de la poche de coulée, figurent les suivants: tonnes d'acier liquide par coulée ou, en d'autres termes, taille du four; durée des opérations dans le four; possibilité de programmer cette durée; tonnage à couler par jour; formes à obtenir; vitesse de coulée.

La température de coulée de l'acier est en général de 1 650-1 690 °C dans les installations CONCAST, la température exacte dépendant de l'âge du revêtement réfractaire du four et de l'état du trou de coulée. Cette température est supérieure de 30-40 °C, à celle de l'acier coulé en petits lingots.

Dans le cas de billettes produites par le procédé classique, on peut obtenir les propriétés physico-chimiques voulues en contrôlant étroitement tout le processus, depuis le lingotage jusqu'au laminage. Pendant le passage au four Pit et le laminage, on assure l'homogénéité de l'acier par diffusion. Par contre, lorsque les billettes sont faites en coulée continue, leurs propriétés physico-chimiques ne peuvent pas être modifiées volontairement au cours du processus. Pour que les produits finis obtenus à partir de billettes faites en coulée continue aient des propriétés comparables à celles des produits finis obtenus à partir de billettes faites selon le procédé classique, il faut accorder une attention particulière aux facteurs suivants: configuration superficielle, notamment déformations ou cintrage; défauts de surface, notamment porosité et traces des oscillations; flocons; fissures internes, longitudinales et transversales; ségrégation; nature et répartition des inclusions non métalliques; réduction de la section transversale; grain; fatigue. Les principaux types de machines à coulée continue sont décrits ci-après.

Dans la machine verticale, la barre d'acier est maintenue en position verticale et tronçonnée au chalumeau; les billettes sont agrippées par un mécanisme basculant qui les abaisse en position horizontale. La machine ayant une hauteur de

17 mètres ou plus, un bâtiment élevé ou un puits profond sont nécessaires.

Dans la machine à cintrage, la barre d'acier dont la solidification est accélérée par aspersion d'eau est cintrée par une série de rouleaux ou galets qui l'amènent en position horizontale, c'est alors qu'intervient le tronçonnage. La hauteur de la machine est d'environ 10 mètres, hauteur courante dans une aciérie.

Dans la machine à lingotière courbe, la lingotière est incurvée et maintenue en oscillation; la chambre de refroidissement est également incurvée. La hauteur de cette machine est de 5 à 6 mètres, soit un tiers au plus de la machine à coulée verticale.

On utilise des poches de coulée préchauffées et calorifugées, ainsi qu'un distributeur, ou poche intermédiaire, à une ou plusieurs buses de coulée qui déversent le métal dans la lingotière, ou coquille; cette dernière est en cuivre et refroidie par circulation d'eau.

Développement de la coulée continue

Le procédé de la coulée continue s'est de plus en plus répandu au cours des deux dernières décennies. Aux machines verticales nécessitant des bâtiments très élevés sont venues s'ajouter des machines de deux autres types décrits ci-dessus. La vitesse de formage est passée à 1,5-2 m/min pour les machines à brames et à 4 m/min pour les machines à blooms. La production par chaîne de coulée peut atteindre 200 t/h pour les plats et 36 t/h pour les sections carrées. Des séries ininterrompues de plus de 200 charges ont été rendues possibles par l'utilisation de matériaux réfractaires améliorés pour les distributeurs et d'échangeurs rapides des mécanismes d'obturation, ainsi que par une bonne synchronisation entre les fours et les machines de coulée.

Le tableau 29 donne des indications sur le développement du procédé de la coulée continue.

On estime qu'en 1980 un tiers environ de l'acier produit dans le monde le sera au moyen de la coulée continue. Plus de 50 % des machines actuellement en service produisent des billettes, environ 20 % donnent des blooms et le reste des brames.

TABLAU 29. DÉVELOPPEMENT DE LA COULÉE CONTINUE

Année	Production mondiale d'acier (en millions de tonnes)	Capacité mondiale de coulée continue (en millions de tonnes)	Croissance annuelle (pourcentage)	Part de la coulée continue dans la production totale (pourcentage)
1955	266	0,38	34	0,1
1960	325	1,65	42	0,5
1970	598	57,40	20	9,6
1975	650	140,00		21,5

Source: Nations Unies, Conseil économique et social, Commission économique pour l'Europe, "Changements structurels dans l'industrie sidérurgique" (ST/EE/CI 3/R.3/ Add.1).

En 1975, la coulée continue représentait 30 % de l'acier produit au Japon, 20 % en République fédérale d'Allemagne, en Italie et en Espagne, 15 % en France et moins de 10 % aux Etats-Unis d'Amérique et en URSS. En 1976, il y avait 651 machines à coulée continue. On estime qu'à la fin de 1977 il y en aura 734, dans 66 pays.

Le taux d'utilisation (rapport entre la production réelle et la capacité de production) est passé de 38,5 % en 1970 à 64 % en 1974 pour l'ensemble du monde.

Choix des procédés

Le choix de l'un des trois procédés de coulée - coulée classique en petits lingots, coulée classique en gros lingots et coulée continue - dépend d'un certain nombre de facteurs techniques et économiques: échelle de production, type et qualité du produit, rendement et bilan matières, besoins en investissement et en énergie, frais d'exploitation, main-d'œuvre, besoins techniques dans les secteurs complémentaires, gestion et contrôle.

La solution classique - lingotage et laminage primaire - nécessite des investissements considérables. En coulée continue, les deux processus indépendants de coulée et de laminage primaire sont combinés en un seul. Les opérations successives dans les deux procédés sont indiquées ci-après.

OPERATIONS SUCCESSIVES

Lingotage/laminage primaire

1. Remplissage de la poche de coulée
2. Transport de la poche à la fosse de coulée
3. Coulée dans les lingotières
4. Transport des lingotières au démoulage
5. Démoulage
6. Transport des lingots au four Pit ou au four poussant
7. Introduction des lingots dans le four Pit ou le four poussant
8. Chauffage des lingots
9. Transport des lingots au laminoir primaire
10. Laminage primaire
11. Rectification
12. Transport aux laminoirs

Coulée continue

1. Remplissage de la poche de coulée
2. Transport de la poche à la plate-forme de coulée
3. Coulée continue
4. Tronçonnage
5. Transport aux laminoirs

Le tableau 30 montre les possibilités d'application des trois procédés selon les aciers.

Les consommations d'énergie d'un blooming et d'une machine à coulée continue sont, respectivement, de 35-55 kWh/t et de 10-30 kWh/t. Une machine à coulée continue exige beaucoup plus d'eau. 12-18 m³/t à l'heure, contre 4-7 m³/t à l'heure pour un blooming.

TABLEAU 30. POSSIBILITE D'APPLICATION DES PROCÉDES DE COULÉE SELON LES ACIERS

Produit	Coulée en petits lingots	Coulée en gros lingots	Coulée continue
Acier d'armature	1	1	1
Acier de construction	1	1	1
Acier extra-doux tréfilé	2	1	1
Acier extra-dur tréfilé	2	1	1
Acier fin étiré à froid	7	3	4
Acier fin estampé à froid	8	5	4, 5
Acier au carbone de construction mécanique	6	5	4, 5
Acier faiblement allié	8	5	7
Acier fortement allié et acier inoxydable	8	3	7

Source : ID/WG.146/41, p. 7.

- Note :
- 1 Facile
 - 2 Seulement pour des produits de qualité ordinaire
 - 3 Possible, mais avec conditionnement de la surface
 - 4 Possible, mais de préférence pour blooms de plus de 150 mm, avec conditionnement de la surface
 - 5 Possible, mais avec conditionnement de la surface et garantie concernant la structure interne
 - 6 Difficile
 - 7 Douteux
 - 8 Impossible

Cependant, on ne peut pas utiliser universellement la coulée continue pour produire toute la gamme des produits plats. Pour tous les types de production, le choix du procédé doit tenir compte de facteurs locaux. Les considérations les plus impor-

tantes sont l'échelle et le volume de la production, le rendement et le coût du capital, et la qualité de l'acier. La coulée continue ne permet pas d'obtenir des brames ou des blooms satisfaisants en acier effervescent.

Coûts

Le montant des investissements dépend largement d'un certain nombre de facteurs qui varient considérablement d'un pays à l'autre : situation géographique, construction de l'aciérie, gamme des produits, tarifs douaniers, politique économique du pays, prix du marché intérieur, fret, coût de la main-d'œuvre, etc.

La coulée en petits lingots est le procédé le plus ergatique et les besoins en main-d'œuvre augmentent fortement avec l'accroissement de la production. La coulée en gros lingots convient le mieux pour un tonnage important, si bien que l'augmentation du taux d'utilisation de la capacité installée peut accroître la productivité de la main-d'œuvre. Pour la coulée continue de produits à section carrée, la limite de production est de 500 000 à 600 000 tonnes par machine.

Le tableau 31 donne une comparaison des coûts de production pour les trois procédés. Il faut noter que les chiffres de ce tableau n'ont qu'une valeur indicative; le coût réel par tonne sera sensiblement influencé par les tendances inflationnistes. En outre, le prix des coquilles en cuivre utilisées en coulée continue et celui des machines de blooming varieront d'un pays à l'autre. Pour ces raisons, la comparaison ne donne qu'un ordre de grandeur.

Il ressort du tableau que le procédé le moins coûteux est la coulée continue, suivie de la coulée en petits lingots, la coulée classique en gros lingots étant le procédé le plus coûteux.

La société Arthur D. Little, Inc., a évalué à 800 000 dollars des Etats-Unis les investissements pour une installation de coulée continue ayant une capacité de 300 tonnes par jour et à environ

TABLEAU 31. COMPARAISON DES COÛTS DE PRODUCTION POUR LES TROIS PROCÉDES DE COULÉE

Procédé	Poste de dépenses	Consommation	Coûts (dollars par tonne)
Petits lingots	Briques et réfractaires lingotières et plaques	7-10,1 kg/t	} 4,2-5,8
		8,9-15,3 kg/t	
Gros lingots	Briques et réfractaires Lingotières et plaques Fuel lourd Laminoirs Electricité	7,2-15 kg/t	} 6,6-10,4
		8,4-16,6 kg/t	
		20-40 l/t	
		0,4-0,7 kg/t	
		35-55 kWh/t	
Coulée continue	Briques et réfractaires Lingotières	5-18 kg/t	} 3,0-4,8
		70-500 charges/lingotière	

Source : ID/WG.146/41, p. 13 du texte anglais.

4 millions de dollars des Etats-Unis pour une capacité de 4 000 tonnes par jour.

Dans un document présenté au troisième Colloque interrégional sur la sidérurgie, tenu au Brésil en 1973 (ID/WG.145/117), on a comparé les coûts par tonne de capacité installée de machines à brames en coulée continue et en coulée classique pouvant traiter 6 000 charges par an : les premiers sont inférieurs de 30 % aux seconds.

Un autre document présenté au même colloque (ID/WG.146/68) compare, pour diverses capacités, les investissements nécessaires en coulée continue et en coulée classique. Ces renseignements sont résumés dans le tableau 32.

TABEAU 32. INVESTISSEMENTS COMPARES

Capacité de production (en millions de tonnes par an)	Coulée classique		Coulée continue	
	Investissement (pourcentage)	Taux de rendement (pourcentage) ^a	Investissement (pourcentage)	Taux de rendement (pourcentage) ^a
0,8	100	83	45-55	97
1,2	100	87	65-75	96
1,5	100	85 ^b	80-90	95

^a Approximativement.

^b Acier calmé.

Dans une étude sur la coulée continue de l'acier en URSS, l'Organisation de coopération et de développement économiques a conclu que le coût de la transformation de l'acier liquide en brames coulées est de 25 % inférieur à celui de sa transformation en brames laminées et que les coûts de la coulée pouvaient être encore réduits par l'utilisation de machines nouvelles ayant une meilleure productivité. A Lipetsk, deux fours électriques, avec des transformateurs de 25 MVA, produisent actuellement de l'acier qui est formé en coulée continue dans deux

machines à deux chaînes de coulée; il s'agit généralement d'aciers pour transformateurs et dynamos, d'aciers au carbone effervescents, d'aciers au carbone calmés et semi-calmés en brames de diverses dimensions, dont la section va de 60 x 15 cm² à 100 x 17,5 cm². Les vitesses normales de coulée sont de l'ordre de 80-90 cm/min pour les grosses brames. Avec des poches de coulée de 90-95 tonnes, les deux machines ont produit jusqu'à 800 tonnes par jour en 8 ou 9 charges.

A Lipetsk, la consommation de métal liquide par tonne de brame d'acier pour transformateur est inférieure de 26,3 et 24,3 %, respectivement, à celle de Kuznetsk, d'une part, et de Dneprospetsstal et de Zaporozhstal pris ensemble, d'autre part. A Kuznetsk, les coûts de production imputables aux fours à arc, au blooming, aux désoxydants et aux additifs s'élèvent à 29,1 roubles par tonne. A Kneprospetsstal et à Zaporozhstal, ils s'élèvent à 34 roubles par tonne. On estime donc que l'utilisation de la coulée continue pour la production de brames permet une économie de 7,7 et 8,3 roubles par tonne, respectivement. La différence de coût entre coulée continue et écroûtage des brames, d'une part, et lingotage et laminage en brames, d'autre part, est de l'ordre de 0,8 rouble par tonne de brames; en conséquence, l'économie totale est de 8,5 roubles et de 9,1 roubles par tonne, respectivement. On pense que cette différence de coût unitaire sera encore plus grande si on augmente le tonnage de la production.

L'avantage économique du procédé de la coulée continue est dû en grande partie à l'augmentation de la production de métal sain (réduction des pertes), mais il tient aussi à la diminution de la capacité excédentaire de production des installations de lingotage et de blooming qui serait autrement nécessaire pour faire face à l'expansion planifiée. On réaliserait donc des économies au niveau de ces opérations et on réduirait aussi la consommation de désoxydants et de fondants du fait d'une moindre consommation de métal liquide.

Série "Mise au point et transfert des techniques"

- *N^o 1 Systèmes nationaux d'acquisition des techniques (ID/187), numéro de vente : F.78.II.B.7. Prix : 8 dollars des Etats-Unis.
- N^o 2 UNIDO Abstracts on Technology Transfer (ID/189).
- *N^o 3 Fabrication de véhicules bon marche dans les pays en développement (ID/193), numéro de vente : F.78.II.B.8. Prix : 3 dollars des Etats-Unis.
- N^o 4 Manuel sur l'instrumentation et le contrôle de la qualité dans l'industrie textile (ID/200).
- *N^o 5 Techniques d'utilisation de l'énergie solaire (ID/202), numéro de vente : F.78.II.B.6. Prix : 10 dollars des Etats-Unis.
- N^o 6 Les techniques audiovisuelles au service de l'industrie (ID/203).
- N^o 7 Techniques provenant des pays en développement (ID/208).
- N^o 8 Procédés de fabrication des engrais phosphatés (ID/209).
- N^o 9 Procédés de fabrication des engrais azotés (ID/211).
- *N^o 10 Briqueterie : profil d'une industrie (ID/212), numéro de vente : F.78.II.B.9. Prix : 4 dollars des Etats-Unis.
- N^o 11 Profils techniques sur l'industrie sidérurgique (ID/218).

En Europe, en Amérique du Nord et au Japon, toutes les publications citées ci-dessus peuvent être obtenues gratuitement, à l'exception de celles qui sont marquées d'un astérisque et qui sont mises en vente, séparément, dans ces régions, au prix indiqué. Dans les autres régions, toutes les publications, sans exception, peuvent être obtenues gratuitement.

Pour obtenir des numéros gratuits, il suffit d'adresser une demande au Rédacteur en chef du *Bulletin d'information*, boîte postale 300, A-1400 Vienne (Autriche), en indiquant le titre et la cote du ou des documents souhaités.

Il est possible de commander les numéros mis en vente, en indiquant le titre et le numéro de vente, aux vendeurs autorisés des publications des Nations Unies ou à l'un des services suivants :

Pour l'Europe

Section des ventes
Office des Nations Unies
CH-1211 Genève 10
(Suisse)

Pour l'Amérique du Nord et le Japon

Section des ventes
Nations Unies
New York, New York 10017
(Etats-Unis d'Amérique)

C - 592



81.09.29