



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-S

ORGANIZACION DE LAS NACIONES UNIDAS PARA EL DESARROLLO INDUSTRIAL

Serie "Desarrollo y transferencia de tecnología"

Núm. **11**

**PERFILES
TECNOLOGICOS
DE LA
INDUSTRIA
SIDERURGICA**



NACIONES UNIDAS

ORGANIZACION DE LAS NACIONES UNIDAS PARA EL DESARROLLO INDUSTRIAL
Viena

Serie "Desarrollo y transferencia de tecnología", núm. 11

PERFILES TECNOLOGICOS DE LA INDUSTRIA SIDERURGICA



NACIONES UNIDAS
Nueva York, 1980

Las denominaciones empleadas en esta publicación y la forma en que aparecen presentados los datos que contiene no implican, de parte de la Secretaría de las Naciones Unidas, juicio alguno sobre la condición jurídica de ninguno de los países, territorios, ciudades o zonas citados, o de sus autoridades, ni respecto de la delimitación de sus fronteras o límites.

La mención de empresas en el presente Documento no entraña juicio alguno sobre ellas ni sobre sus productos o procesos por parte de la Organización de las Naciones Unidas para el Desarrollo Industrial (ONUDI); la circunstancia de que en relación con las tecnologías descritas en el presente volumen no se mencione a una empresa, producto comercial o proceso determinados, no significa desaprobación de los mismos.

El material que aparece en esta publicación se podrá citar o reproducir con entera libertad, siempre que se mencione su origen y se remita a las Naciones Unidas un ejemplar de la publicación en que figure la cita o la reproducción.

Prefacio

Los cuatro perfiles tecnológicos sobre la industria siderúrgica contenidos en esta publicación fueron preparados para el Banco de Información Industrial y Tecnológica (INTIB) de la Organización de las Naciones Unidas para el Desarrollo Industrial (ONUDI). El INTIB es un componente del programa de la ONUDI sobre el desarrollo de tecnología, y constituye una actividad de carácter experimental iniciada en julio de 1977 por un período de 18 meses. Su labor se concentra en cuatro sectores industriales: siderurgia, fertilizantes, agroindustrias, y maquinaria y utensilios agrícolas. Estos sectores tienen también prioridad en otras actividades de la ONUDI, tales como estudios sectoriales, consultas, negociaciones y proyectos de asistencia técnica.

El concepto de Banco de Información Industrial y Tecnológica (INTIB) tuvo su origen en la Declaración y Plan de Acción de Lima, aprobada en 1975 en la Segunda Conferencia General de la ONUDI, así como en diversas resoluciones de la Asamblea General de las Naciones Unidas, en todas las cuales se preveía tal servicio como instrumento esencial para la transferencia, el desarrollo y la adaptación de tecnologías apropiadas. A fin de poder incrementar la participación de los países en desarrollo en la producción industrial mundial de 7% (en 1975) al 25% en el año 2000, objetivo fijado en la Conferencia de Lima, los encargados de adoptar decisiones deben disponer de información suficiente sobre nuevas inversiones. También deben disponer de esa información las entidades que asesoran a dichas personas, a saber: centros nacionales de información industrial, institutos de desarrollo tecnológico y bancos de inversiones.

La novedad que el INTIB supone, si se compara con los servicios de información normalmente proporcionados por la ONUDI, consiste en el suministro de información para poder elegir tecnología antes de adquirirla. El INTIB utiliza no sólo los servicios disponibles en la Sección de Información Industrial, de la que forma parte, sino también los conocimientos técnicos del personal especializado de la División de Operaciones Industriales de la ONUDI y de expertos contratados para elaborar la información, de fuentes internas y externas, relativa a selección de tecnología. Como resultado de este esfuerzo, la ONUDI puede proporcionar información de carácter general o expresamente elaborada en respuesta a solicitudes concretas. Ejemplo de ello es la serie de monografías y perfiles tecnológicos en preparación, a la que pertenece el presente volumen, en la que se tratan las cuestiones que han de tenerse en cuenta al seleccionar una tecnología determinada de entre varias posibles.

El INTIB tiene por objeto atender a entidades tales como ministerios de industria, institutos de planificación y desarrollo industrial, instituciones tecnológicas de fines múltiples, y organismos interesados en la transferencia de tecnología. Su finalidad es ayudar a quienes tienen responsabilidades, ya sean de asesoramiento o de decisión, en cuanto a la selección de tecnología en los cuatro sectores industriales prioritarios seleccionados para la fase experimental.

Si se desea más información sobre el INTIB y sus actividades conexas se la puede solicitar por escrito al Jefe de la Sección de Información Industrial, ONUDI, P.O. Box 300, A-1400 Viena (Austria).

Estos perfiles tecnológicos fueron preparados por el Sr. G. P. Mathur, en su calidad de consultor de la ONUDI; las opiniones expresadas son las del consultor, y no reflejan necesariamente los puntos de vista de la secretaría de la ONUDI.

NOTAS EXPLICATIVAS

La palabra "dólares" o el símbolo (\$) se refieren a dólares de los Estados Unidos.

La palabra "tonelada" se refiere a la tonelada métrica, salvo indicación en contrario.

Una cifra entre paréntesis significa que se trata de una cantidad negativa (en los cuadros, únicamente).

Además de las abreviaturas, símbolos y términos comunes, en la presente publicación se han utilizado las siguientes abreviaturas:

AH	Alto horno
HBO	Horno básico de oxígeno
RD	Reducción directa
HE	Horno eléctrico
RATG	Reactor de alta temperatura refrigerado por gas
kVA	Kilovoltio-amperio
LD	Linz-Donawitz
LWS	Creusot-Loire y Wendel-Sideler en colaboración con Sprinck and Co.
MVA	Megavoltio-amperio
Nm ³	Metros cúbicos normales
MOF	Maxhüte de Oxígeno por el Fondo
Q-PBO	Proceso de soplado de oxígeno por el fondo
PIS	Proceso de inyección sumergida

INDICE

<i>Capítulo</i>	<i>Página</i>
I. ESTUDIO MUNDIAL DEL MINERAL DE HIERRO	1
Yacimientos de mineral de hierro	1
Africa	1
América del Norte	1
América Latina	1
Asia	1
Europa	2
Oceanía	2
Unión de Repúblicas Socialistas Soviéticas	2
Producción y reservas	2
Beneficio	3
Técnicas	3
<i>Trituración</i>	3
<i>Molienda</i>	3
<i>Lavado</i>	5
<i>Métodos de separación por gravedad</i>	5
<i>Separación magnética</i>	5
<i>Flotación por espuma</i>	5
<i>Separación electrostática/de tensión alta</i>	5
<i>Tostación magnetizante a baja temperatura</i>	5
<i>Escurrido y secado</i>	5
La práctica en diversos países	5
<i>Canadá</i>	6
<i>India</i>	6
<i>Suecia</i>	8
<i>Unión de Repúblicas Socialistas Soviéticas</i>	8
<i>Estados Unidos de América</i>	8
Aglomeración	9
Sinterización	9
Peletización	9
Datos sobre gastos y costos	10
Producción de pélets y termoendurecimiento	10
Comparación del sinter con los pélets	10
Forma física del mineral de hierro consumido	12
 II. FABRICACION DEL HIERRO	 13
Influencia de los componentes de la carga	13
Minerales de hierro	13
<i>Compuestos de hierro</i>	13
<i>Silice</i>	13
<i>Alúmina</i>	13
<i>Cal</i>	13
<i>Magnesia</i>	14
<i>Oxidos de manganeso</i>	14
<i>Fósforo</i>	14

<i>Azufre</i>	14
<i>Titanio</i>	14
<i>Vanadio</i>	14
<i>Cinc</i>	14
<i>Cobre</i>	14
<i>Cromo</i>	14
<i>Níquel</i>	14
<i>Arsénico</i>	14
<i>Plomo</i>	14
<i>Estaño</i>	14
Coque	15
<i>Fabricación de coque metalúrgico</i>	15
<i>Coque formado</i>	16
Carbón vegetal	17
Fundentes	17
<i>Fundentes ácidos</i>	17
<i>Fundentes básicos</i>	17
<i>Alúmina</i>	17
<i>Espato flúor</i>	18
Fabricación de arrabio	18
Funcionamiento y tecnología de los altos hornos	18
<i>Materias primas</i>	19
<i>Control de la humedad del viento</i>	19
<i>Enriquecimiento del viento con oxígeno</i>	20
<i>Inyección de combustible</i>	20
<i>Funcionamiento del horno con presión en el tragante</i>	21
<i>Carga prerreducida</i>	21
<i>Altos hornos de gran capacidad</i>	21
Fabricación del hierro en hornos eléctricos	22
<i>Horno de arco de baño abierto</i>	27
<i>Horno de arco sumergido</i>	27
Prerreducción de material de fusión	27
Consideraciones de carácter económico	28
III. FABRICACION DE ACERO	29
Tipos de procesos	29
Proceso Martin-Siemens	29
Procesos neumáticos	30
<i>Convertidor de soplado por el fondo</i>	30
<i>Convertidores de soplado lateral</i>	30
<i>Proceso Stora-Kaldo</i>	30
<i>Proceso de rotor</i>	30
<i>Proceso Linz-Donawitz (LD)</i>	31
<i>Proceso de soplado de oxígeno por el fondo</i>	31
<i>Comparación de los procesos MOF y LD</i>	32
<i>Proceso LWS</i>	32
<i>Proceso Q-PBO</i>	32
<i>Proceso PIS</i>	33
Procesos continuos	34
Procesos eléctricos	34
<i>Calentamiento mediante resistencia</i>	34
<i>Calentamiento mediante arco eléctrico</i>	34

<i>Capítulo</i>	<i>Página</i>
La energía atómica en la fabricación del acero	35
Porcentaje correspondiente a los diversos procesos en la producción mundial de acero	35
Selección del proceso	35
Capacidad óptima de las instalaciones	37
Datos sobre costos	37
IV. FUNDICION DEL ACERO	42
Producción de fundiciones de acero	42
Recocido	42
Normalizado	42
Revenido y temple	42
Endurecimiento a la llama	42
Fundición en lingotes	43
Colada en sifón a presión	43
Colada continua	43
Aumento de la producción mediante el método de colada continua	44
Selección del proceso	45
Datos sobre costos	45

Figuras

I. Diagrama típico del beneficio de mineral de hematita de la India	6
II. Diagrama típico del beneficio de mineral de magnetita-hematita de la India	7
III. Proyección del consumo de mineral de hierro, según la forma física	11
IV. Relación del consumo de coque y la producción con la carga prerreducida	22

Cuadros

1. Producción mundial de mineral de hierro	3
2. Distribución mundial de recursos de mineral de hierro	4
3. Producción mundial de pélets en 1975	10
4. Relación entre la producción de sinter/pélets y arrabio	12
5. Cambiante configuración de las necesidades de mineral de hierro	12
6. Reservas mundiales de carbón coquizable	15
7. Necesidades mundiales de carbón coquizable	16
8. Producción de coque en países seleccionados	16
9. Especificaciones de productos metálicos	18
10. Estructura de costos en un alto horno nuevo	23
11. Estructura de costos en un alto horno nuevo	23
12. Estructura de costos en un alto horno nuevo que funciona con carga de coque reducida	24
13. Estructura de costos en nuevas instalaciones para la fabricación de esponja de hierro (93% metalizada)	25
14. Resultados de explotación de los altos hornos Fushyama (Japón)	26
15. Datos sobre altos hornos recientemente construidos en la URSS	26
16. Grandes hornos Tysland-Hole construidos en diversos países	27
17. Capacidad total anual de las instalaciones que utilizan el proceso Linz-Donawitz	31
18. Instalaciones de soplado de oxígeno por el fondo: distribución mundial	32
19. Evolución de los procesos de soplado de oxígeno	32
20. Porcentaje correspondiente a los distintos tipos de procesos en la producción de acero de diversos países	36
21. Costos de inversión relativos	37
22. Bienes de capital estimados	38
23. Índice de gastos de capital de algunas acerías	38

24.	Gastos de capital de una planta AH-HBO de tres millones de toneladas	39
25.	Gastos de capital de una planta RB-HE de 500.000 toneladas	39
26.	Estructura de costos de una planta AH-HBO	40
27.	Estructura de costos de una instalación de horno eléctrico nueva	40
28.	Estructura de costos de un nuevo horno básico de oxígeno	41
29.	Aumento de la producción por colada continua	44
30.	Grado de aplicabilidad de los procesos de fundición para la obtención de diferentes tipos de productos siderúrgicos	46
31.	Comparación de costos de explotación de distintos procesos de fundición	46
32.	Costos relativos de capital	47

I. Estudio mundial del mineral de hierro

Yacimientos de mineral de hierro

Una gran parte de los minerales comunes y de los minerales petrógenos contienen apreciables cantidades de hierro, pero hay sólo seis minerales que contienen suficiente cantidad de hierro y son lo bastante abundantes como para constituir fuentes potenciales de producción de hierro en condiciones económicas. A continuación se indican esos seis minerales ferríferos y el contenido en hierro de cada uno de ellos.

<i>Mineral ferrífero</i>	<i>Contenido de hierro del mineral puro (porcentaje de Fe)</i>
Hematita	69,9
Magnetita	72,4
Goetita	62,9
Chamosita	42
Siderita	48,2
Pirita	46,6

Las peculiares características de cada yacimiento obedecen a la gran diversidad de condiciones en que el hierro se concentra en la tierra, al carácter fisicoquímico de esas concentraciones, a su ambiente mineralógico y geológico, y al complejo proceso que determina la concentración del hierro en los yacimientos de mineral.

Los yacimientos de mineral de hierro están muy extendidos por todo el mundo, como lo demuestra el siguiente estudio breve de las principales zonas productoras.

Africa

Los yacimientos de la región africana son similares a los de Bilbao, lago Superior, Cuenca de Minette y Taberg, y en su mayoría contienen hematita-goetita, hematita-magnetita, hematita-pirita (ocre) y siderita-goetita.

América del Norte

Los yacimientos del Canadá están ubicados en Grenville, Labrador, y las zonas sudoccidental y septentrional del país. Son básicamente análogos a los

del lago Superior y Taberg, y contienen principalmente hematita, magnetita y goetita. A veces, también se encuentran asociadas siderita, piritas y chamositas. Los importantes yacimientos de los Estados Unidos se hallan en las regiones de Cuyuna, Fillmore, Gogebic, lago Superior, Mesabi y Vermilion. En general, se asemejan a los del lago Superior, pero también se encuentran ocasionalmente minerales relacionados con los de Clinton, Kiruna, Magnitnaya y Taberg. Los principales minerales son hematita, magnetita y siderita.

América Latina

Los yacimientos de mineral de hierro de la Argentina son similares a los del lago Superior y a los de la Cuenca de Minette, y contienen hematita y magnetita. Los de Bolivia y el Brasil se asemejan mucho a los del lago Superior, y contienen hematita. También existen yacimientos minerales análogos a los de Kiruna. Los yacimientos de Chile están relacionados con los de Kiruna, y contienen minerales magnéticos, siendo la magnetita y la hematita los minerales férricos. Los yacimientos de Colombia contienen goetita y se asemejan a los de la Cuenca de Minette. Cuba y la República Dominicana poseen minerales análogos a los del lago Superior y a los de Taberg, y contienen principalmente hematita, magnetita y goetita. Los yacimientos de México y de Centroamérica, consistentes en minerales de magnetita, hematita y goetita, pueden compararse en general con los de Kiruna. Los del Perú contienen sobre todo minerales magnéticos; Venezuela cuenta con yacimientos de hematita análogos a los del lago Superior.

Asia

En el sudoeste de Asia, los yacimientos de mineral de hierro se encuentran en Arabia Saudita, Israel y Turquía. Los yacimientos de Israel contienen hematita y goetita; los de Arabia Saudita son, en su mayor parte, similares a los yacimientos del lago Superior, y en general contienen hematita, a veces con mineralización de magnetita; y los de Turquía son mayormente de magnetita.

Los yacimientos del Asia centromeridional están localizados en Afganistán, India, Irán, Nepal, Pakistán y Sri Lanka. Los yacimientos del Afganistán contienen hematita y siderita. Los minerales de hierro de la India son análogos a los del lago Superior y a los de Taberg, siendo la hematita y a veces la goetita y la magnetita el mineral ferrífero predominante. En el Irán existen yacimientos de magnetita y magnéticos, mientras que los yacimientos de hematita y los de tipo estratificado se hallan en el Nepal. El Pakistán cuenta con yacimientos magnéticos y de tipo estratificado, siendo la magnetita y la hematita los principales minerales ferríferos. Los yacimientos de Sri Lanka son del tipo laterítico residual, y contienen principalmente goetita y a veces magnetita.

En Asia oriental, los yacimientos se encuentran en China, Japón, República de Corea y República Popular Democrática de Corea. Las menas de magnetita-hematita constituyen los principales minerales ferríferos de los yacimientos de China, y son similares a las del lago Superior y a las de la Cuenca de Minette. Los yacimientos del Japón pertenecen al tipo de depósitos residuales estratificados de hierro de pantanos y de arenas ferruginosas, y contienen goetita, magnetita y ti-magnetita. La República de Corea y la República Popular Democrática de Corea poseen principalmente yacimientos magnéticos que contienen magnetita y, a veces, hematita.

Los yacimientos de los tipos magnéticos y lateríticos residual, y los estratificados de arena ferruginosa se encuentran generalmente en países de Asia sudoriental: Birmania, Campuchea Democrática, Filipinas, Indonesia, Malasia, República Democrática Popular Lao, Tailandia y Viet Nam.

Europa

En Europa oriental, Bulgaria posee menas similares a las de Bilbao, que contienen goetita, hematita, magnetita y siderita. Las menas de Checoslovaquia y de la República Democrática Alemana se asemejan a las de los yacimientos de la Cuenca de Minette, y Polonia y Rumania cuentan con carbonatos ferruginosos que contienen siderita-magnetita-goetita.

En Europa septentrional, Noruega posee yacimientos como los del lago Superior y Taberg, que contienen minerales de magnetita-hematita. Las menas suecas se asemejan a las de Kiruna y a las del lago Superior, y contienen magnetita y minerales de magnetita-hematita. Las menas del Reino Unido están relacionadas con las de la Cuenca de Minette y contienen chamosita-goetita-hematita.

En Europa meridional, las menas de Italia, como las de Yugoslavia, se asemejan mucho a las de los yacimientos de mineral de Bilbao y a las de la Cuenca de Minette, y comprenden tipos magnéticos, con minerales de magnetita, siderita y siderita-chamosita. En Grecia predominan los yacimientos lateríticos, y

la goetita es el principal mineral económico. Las menas de Portugal están relacionadas con las de los yacimientos de la Cuenca de Minette, y contienen hematita, magnetita y ocasionalmente siderita y chamosita. En España, predominan los yacimientos análogos a los de Bilbao, con hematita-goetita como minerales de hierro.

En Europa occidental, Austria posee menas como las de Bilbao, que contienen sobre todo siderita; las de la República Federal de Alemania pertenecen al tipo de yacimientos de la Cuenca de Minette, y son, sobre todo, de hematita-chamosita-siderita, existiendo yacimientos de goetita en algunas zonas. Las menas de Francia también pertenecen a la clase de yacimientos de la Cuenca de Minette y contienen siderita-goetita.

Oceanía

Los yacimientos de Australia son similares a los de Algoma, Clinton y lago Superior, y contienen minerales de goetita, hematita, hematita-magnetita-goetita, magnetita y magnetita-pirita. Los yacimientos de Nueva Zelanda son aluviales y sedimentarios, y contienen goetita y magnetita como principales minerales de hierro.

Unión de Repúblicas Socialistas Soviéticas

En la Unión de Repúblicas Socialistas Soviéticas, los yacimientos más grandes, que son parecidos a los del lago Superior, se encuentran en la República Socialista Soviética de Ucrania (anomalía magnética de Krivoy Rog y Kursk). Las vertientes orientales de los Urales contienen minerales análogos a los de Taberg, mientras que Turgay y Siberia occidental poseen yacimientos magnéticos y minerales relacionados con los de la Cuenca de Minette. En el Cáucaso, Kazakhsan y Siberia existen grandes yacimientos.

Producción y reservas

En el cuadro 1 se da la producción de mineral de hierro de los distintos países productores, y en el cuadro 2 figura la distribución mundial de los yacimientos.

La anterior descripción de los recursos de mineral de hierro del mundo da idea de las variedades de minerales de hierro existentes. Cada uno de los citados yacimientos tiene sus propias características en cuanto a variaciones en el contenido de hierro, asociación mineralógica, tamaño de las partículas de los minerales de hierro y de los minerales filonianos asociados y económicos, etc.

En todo el mundo, los minerales de mayor calidad se están agotando gradualmente debido a la extracción selectiva de uno u otro tipo de mineral.

CUADRO I. PRODUCCION MUNDIAL DE MINERAL DE HIERRO

País o zona	Nivel de producción (millones de toneladas)			
	1973	1974	1975	1976 ^a
Alemania, República Federal de	6,429	5,670	4,273	3,034
Angola	6,048	4,980	3,360	3,300
Argelia	3,130	3,792	3,300	3,200
Australia	83,568	96,688	97,365	92,400
Austria	4,211	4,246	3,833	3,784
Bélgica	0,116	0,123	0,093	0,063
Brasil	55,019	79,973	88,493	70,000
Bulgaria	2,774	2,684	2,237	2,300
Canadá	48,200	47,271	44,745	56,000
Colombia	0,442	0,500	0,623	0,600
Checoslovaquia	1,672	1,688	1,773	1,850
Chile	9,650	10,297	11,070	10,500
China	50,000	51,000	51,000	50,000
Dinamarca	0,012	0,006	-	-
Egipto	3,130	3,792	3,300	3,200
España	6,901	8,613	8,617	7,700
Estados Unidos de América	88,800	85,917	81,351	81,200
Filipinas	2,256	1,616	1,352	1,150
Finlandia	0,885	0,934	0,766	0,700
Francia	54,754	54,730	50,142	45,543
Grecia	1,842	2,001	1,965	2,154
Guinea	-	-	-	-
Hong Kong	0,111	0,160	0,161	0,027
Hungría	0,681	0,595	0,386	0,631
India	34,426	34,230	40,271	41,400
Irán	0,600	0,620	0,650	0,650
Italia	0,675	0,795	0,739	0,643
Japón	1,007	0,780	0,942	0,800
Liberia	34,620	36,000	36,500	35,000
Luxemburgo	3,782	2,686	2,315	2,079
Malasia	0,516	0,468	0,349	0,300
Marruecos	0,376	0,534	0,554	0,350
Mauritania	10,416	11,110	8,500	8,000
México	5,736	4,902	4,621	3,500
Noruega	3,970	3,918	4,064	4,291
Países Bajos	-	-	-	-
Perú	8,964	9,563	7,753	7,000
Polonia	1,413	1,296	1,192	1,100
Portugal	0,057	0,024	0,045	0,043
Reino Unido	7,105	3,602	4,490	4,583
República de Corea	0,467	0,493	0,525	0,500
República Democrática Alemana	0,520	0,250	0,590	0,500
República Popular Democrática de Corea	8,100	8,100	8,200	6,100
Rhodesia del Sur	0,550	0,550	0,600	0,600
Rumania	3,234	3,205	3,065	2,300
Sierra Leona	2,400	2,508	2,500	2,400
Sudáfrica	10,955	11,734	11,191	15,684
Sudán	-	-	-	-
Suecia	34,727	36,153	30,867	30,526
Sri Lanka	-	-	-	-
Swazilandia	2,148	2,055	2,232	1,932
Tailandia	0,036	0,036	0,032	0,020
Túnez	0,811	0,820	0,652	0,500
Turquía	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
Yugoslavia	4,670	5,034	5,239	4,265
Total	853,797	901,564	897,880	877,412

^a Calculada o provisional.

Durante la extracción de minerales de alta ley, éstos se mezclan con los minerales de baja ley que pueden hallarse presentes como terrenos de recubrimiento y cubierta o *in situ*. Esta mezcla es inevitable cuando se recurre a la extracción mecanizada en gran escala.

Por ello, en la mayor parte de los casos, el mineral en bruto debe someterse a algún tipo de beneficio a fin de lograr un mineral de hierro de calidad aceptable y permanente y con características químicas apropiadas para la fusión del hierro. La carga preparada para dicha fusión es de la máxima importancia, y requiere fragmentación, cribado para la separación por tamaños y mejoramiento de la composición química del mineral mediante técnicas de beneficio.

Beneficio

Se emplean diferentes técnicas de beneficio, según las características mineralógicas y petrológicas del mineral de que se trate. Esas técnicas comprenden las siguientes operaciones: trituración, clasificación por calidades, clasificación por tamaños, lavado y separación por vía húmeda, tratamiento por gravedad, separación magnética, flotación por espuma, tostación desoxidante, espesamiento y secado. El diagrama de beneficio global puede comprender el empleo de uno o más de los distintos métodos. Los criterios para determinar y establecer el diagrama dependen de los costos del proceso, de la calidad requerida del producto final y de las posibilidades de reciclar los productos de desecho, todo lo cual depende a su vez, principalmente, de las características mineralógicas del mineral objeto de estudio.

Técnicas

Trituración

El mineral extraído suele medir 300-400 mm. Los tamaños mínimo y máximo del mineral para los altos hornos son, respectivamente, 10 mm y 30-50 mm. La trituración se efectúa mediante trituradoras de mandíbulas o giratorias. En el caso de algunos tipos de minerales, como los minerales de hierro de la India, es necesario separar por vía húmeda el mineral triturado debido a la naturaleza pegajosa del material y a la presencia de sustancias arcillosas mezcladas con el mineral. Las fracciones de menudos de criba inferiores a 100 mm son escurridas, yendo a parar los lodos a un clasificador de espiral o de rastrillo.

Molienda

En algunos casos, tales como en el de los minerales magnéticos y las tacomitas, el mineral se muele, mojado o seco, en molinos de bolas o de barras, con objeto de separar los minerales férricos de los minerales filonianos.

CUADRO 2. DISTRIBUCION MUNDIAL DE RECURSOS DE MINERAL DE HIERRO
(C: chamosita; F: hematita; G: goetita; I: ilmenita; M: magnetita; P: pinita; S: siderita)

País o zona	Recursos totales y reservas potenciales ^a (millones de toneladas)														No. clasifi- cados		Otros	
	F	M	G	S	FM	FG	CS	FS	MP	MS	FMP	VSP	VG	SP	FMG	FMS		
Africa	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)	1 477 (432)	42 (42)	P-17, FPI-11 FMI-279 (28) FMC-1 000 (1 000)
América del Sur	84 869 (32 262)	788 (251)	1 948 (301)		2 610 (411)	2 304 (929)						8						
Asia (incluida la India)	19 427 (8 310)	7 751 (2 673)	3 206 (655)	41	12 824 (4 206)	576 (217)	2 545 (508)	120 (29)					4 (2)		275 (108)		2 (68)	(50) (450)
India	15 516 (6 982)	2 332 (620)			8 547 (4 179)	52 (52)	2 540 (508)								53 (53)			
Australia y Nueva Zelanda	(1 630)	(660)	(5 951)		(35)	(7 953)		(322)	(144)		(2)				(120)			
Canadá y las Indias Occidentales	12 235 (2 025)	32 411 (8 164)	(1)		55 875 (20 898)	8 370 (4 320)	600	600	20 (10)	1 000		1 675 (40)		735 (420)	6 020 (20)		1 500	P-38, FI-1 350 (350), IMI-320, ISC-2 000, FMC-25, GSC-1 500
Estados Unidos de América	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)	IGS-30 (30), FMGS-4 424 otros 2 (2)
Europa (incluida Suecia)	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), GCS-48 (3 048), SC-10 (12), FSC-50 (30), MSC-680 (230), GSC-1 853 (1 048), IGSC-1 740 (1 640), MGS-38 (38)
Suecia		2 895			475										300	82 931		
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)										

^a Las cifras que no figuran entre paréntesis indican recursos totales; las que figuran entre paréntesis se refieren a las reservas potenciales.

Lavado

Los minerales lateríticos y los minerales mezclados con materia arcillosa aluminosa se lavan con agua en lavadoras de artesana, tipo de lavadora cilíndrica o cónica dotada de espátulas de gancho para despegar los finos adherentes. El mineral lavado se pasa a continuación por una criba bravatoria de dos pisos, en la que se separa bajo agua el mineral grueso depurado de los finos adheridos, para su utilización directa en el alto horno, y de los finos fluyentes, para su empleo en la planta de sinterización.

Métodos de separación por gravedad

Separación por medios densos. Para separar hematita, goetita o siderita de minerales filonianos más ligeros, se emplea una suspensión acuosa de ferrosilicio o magnetita, finamente molidos. Normalmente, el tamaño del mineral tratado es inferior a 30 mm y superior a 4 mm. Sin embargo, es posible tratar mineral de menor tamaño en ciclones que utilizan medios densos.

Cribado hidráulico. Para minerales de tamaños comprendidos entre 0,5-25 mm se utilizan cribas hidráulicas tipo Harz o Renier.

Espiral de Humphrey. La gama de tamaños del material a introducir en la espiral es generalmente de 0,1-1,5 mm. A veces se han utilizado con éxito espirales para tratar hematita especular de un 65% de finura, capaz de pasar por micrómetros de 150.

Mesas vibratorias. El tamaño del mineral de alimentación es casi el mismo que el del utilizado para espirales. Las mesas se emplean en general para lavar nuevamente preconcentrados finos obtenidos por gravedad.

Ciclones. Los ciclones se utilizan para recuperar minerales pesados de partículas filonianas finas contenidas en los limos.

Separación magnética

Los minerales fuertemente magnéticos, tales como la magnetita, se separan de los minerales no magnéticos mediante un separador magnético de vía húmeda de baja intensidad. A menudo, y para una mayor eficiencia, la separación va precedida del desenlodado del mineral de alimentación. La separación magnética en seco de baja intensidad se utiliza para preconcentrar minerales fuertemente magnéticos y para el tratamiento de arenas de playa con objeto de recuperar ilmenita y otros minerales magnéticos. La separación magnética de intensidad alta se emplea en el caso de minerales poco magnéticos, tales como limonita, especularita, goetita, etc., y puede efectuarse en húmedo o en seco. Si se utiliza este último tipo de separación, el mineral molido debe estar casi enteramente libre de minerales filonianos adherentes, tales como arcillas.

Flotación por espuma

La flotación se emplea para minerales no magnéticos de grano fino y baja ley, como los de siderita-hematita y los hematíticos especulares. El pH de la pulpa de flotación puede ser débilmente ácido o alcalino, según los minerales que hayan de flotarse y los reactivos utilizados. Entre los reactivos de flotación comúnmente empleados cabe citar los siguientes: resina líquida, alquilsulfonatos, ácido fluosilícico sódico, alquitrán de madera, grasas de pescado, etc.

Separación electrostática/de tensión alta

La separación electrostática o de tensión alta se utiliza para un mayor enriquecimiento de los concentrados finos obtenidos por gravedad, y ayuda a eliminar minerales que no interesan, tales como apatita, micas hiperstenas, etc., de los minerales ferríferos.

Tostación magnetizante a baja temperatura

La tostación magnetizante a baja temperatura se emplea para minerales no magnéticos o débilmente magnéticos, de grano fino, que contienen óxidos hidratados y a veces siderita. El mineral calcinado se hace pasar después por separadores magnéticos, a fin de separar los minerales filonianos magnéticos de los no magnéticos.

Escurrido y secado

Los concentrados finos se espesan en espesadores, se filtran y se secan para su uso. El secado puede ser parcial, según el uso final del concentrado fino.

La práctica en diversos países

Los minerales que contienen un 60%-65% de hierro son considerados en general de buena calidad y aceptables para su empleo directo en los altos hornos. Se admite la presencia, hasta un nivel de alrededor del 8%, de los minerales filonianos totales consistentes en óxidos de silicio, aluminio y titanio. El contenido de fósforo y de azufre del mineral debe ser lo más bajo posible.

A continuación se hace una breve descripción de las técnicas de beneficio de los diversos tipos de mineral de hierro existentes en distintos países. Cabe decir que los parámetros exactos del proceso dependerán del grado en que se preste el mineral a ser enriquecido, de la índole y las características de los minerales componentes, de los tamaños que tengan los diferentes minerales una vez separados, del uso final del producto beneficiado, etc. Por tanto, la descripción dada es tan sólo indicativa de las técnicas generales de cada proceso.

Canadá

Hematita especular. Se trata de un mineral fríasble de baja ley existente en las partes meridionales de la zona de Labrador-Quebec. En general, tras su molienda autógena, el mineral molido es tratado en espirales. No obstante, si se requieren concentrados de muy alta ley, se emplean a veces la separación magnética y la flotación.

En el caso de cuarcitas con hematita especular-magnetita de las regiones del lago Carroll y del lago Wabush, se adopta al tratamiento en espiral de Humphrey para producir concentrados con un 60%-66% de Fe.

Hematita-siderita. Estos minerales, cuyos yacimientos se encuentran en Algoma, Wabana y Steep

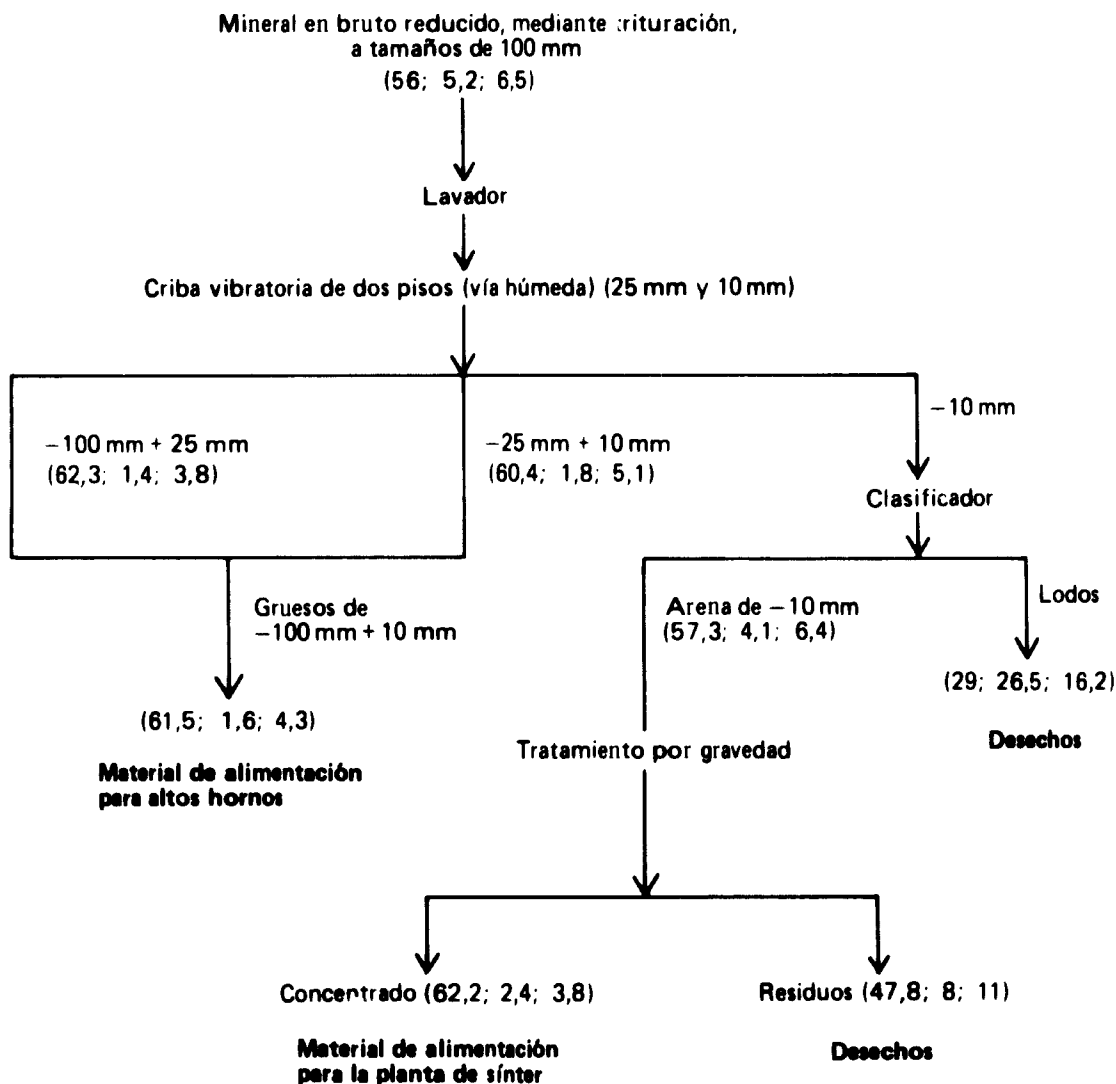
Rock, se someten a lavado, a tratamiento por gravedad, tal como separación por medios densos (ciclones/tambores), y a cribado hidráulico.

Magnetita. Los minerales de Marmora, Ontario, Montaña del Ante, etc., se concentran mediante separación magnética de baja intensidad.

India

Aunque los minerales de la India suelen contener un elevado porcentaje de hierro, se caracterizan por su gran contenido en alúmina y por la presencia de materias arcillosas. Esto hace que el mineral sea pegajoso, sobre todo en las estaciones lluviosas, con el resultado de que las instalaciones de trituración y de manutención del mineral quedan paralizadas durante los períodos de tiempo húmedo. Todas las tritura-

Figura 1. Diagrama típico del beneficio de mineral de hematita de la India



Nota: Los signos menos (-) y más (+) indican, respectivamente, que el tamaño del mineral es menor o mayor que la dimensión especificada. Los porcentajes de Fe, SiO₂ y Al₂O₃ de las fracciones de mineral figuran entre paréntesis (Fe; SiO₂; Al₂O₃).

doras, tolvas y silos, transportadoras y canaletas se atascan ocasionando la completa obstrucción de las cribas.

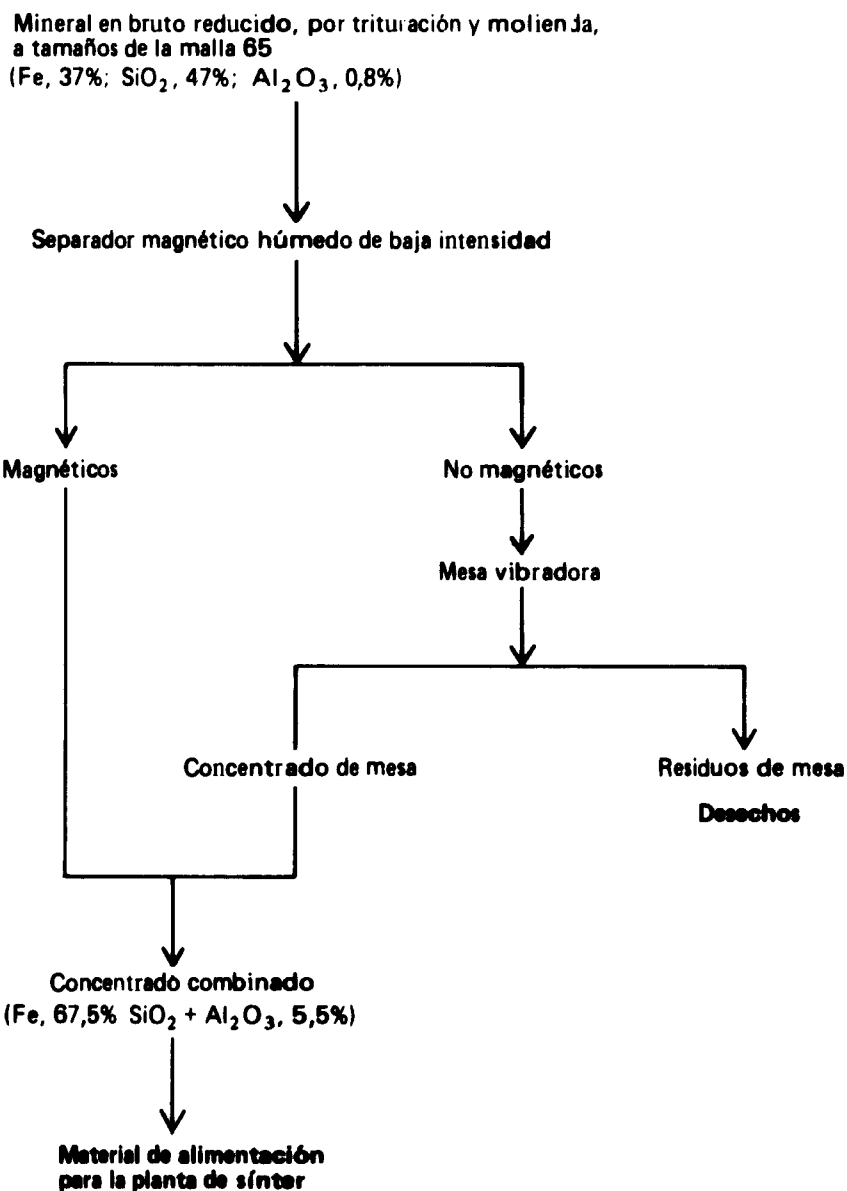
El tratamiento de estos tipos de minerales (hematitas) consiste en lavar con agua el mineral para desprender la arcilla y en clasificarlo después por vía húmeda mediante potentes chorros de agua. El material que pasa por las mallas de la criba, y que contiene casi toda el agua y la materia fangosa, se trata en un clasificador. El rebose del clasificador arrastra el lodo, que generalmente es un producto de desecho y que va a parar al sistema de recuperación del agua. El lodo, si contiene un porcentaje de valores de hierro interesante, se trata en ciclones. El flujo bajero del ciclón, una vez espesado y filtrado, se envía a las instalaciones de aglomeración. La parte de arena del clasificador es entonces un material fluyente y

puede utilizarse para aglomeración directamente o después de beneficiado por método de gravedad. Los gruesos lavados quedan limpios y libres de finos adherentes. Así, pues, casi el 30%-40% de la sílice total se elimina en forma de lodo junto con un 20%-30% de alúmina.

Minerales de magnetita-hematita. Estos minerales se encuentran en las zonas de Kudremukh y Ongole, en las partes meridionales del país. La separación magnética tras la molienda de un concentrado de alta ley que contiene más de 60% de Fe. Los residuos no magnéticos que contienen hematita son tratados en espirales de Humphrey.

En la figura I se muestra un diagrama típico para los minerales hematíticos, y en la figura II uno para los minerales de magnetita-hematita.

Figura II. Diagrama típico del beneficio de mineral de magnetita-hematita de la India



Suecia

Minerales de magnetita. Estos tipos de minerales, que se encuentran en Kiruna, Malmberget y Grängesberg, se enriquecen mediante repetidas separaciones magnéticas. Si también contienen hematita, los residuos no magnéticos se tratan, para su recuperación, en cribas hidráulicas o mesas vibradoras. Los concentrados que contienen más de 60% de Fe suelen ser finos y requieren aglomeración.

Mineral de hematita. Después de la trituración gruesa, el mineral es sometido al proceso de Stripa o de separación por medios densos, utilizándose ferrosilicio como medio de separación. Las fracciones más finas de mineral son tratadas en mesas vibradoras y en espiral de Humphrey.

A veces, se recurre a la flotación para recuperar minerales económicos asociados, como la apatita. La resina líquida emulsionada es el reactivo que se utiliza, a un pH de 8,5, para recuperar apatita. La hematita es flotada una vez reducido el pH a un valor de aproximadamente 6. El mineral en bruto, que contiene un 35% de Fe y 0,02% de P, es enriquecido hasta un 65% de Fe y 0,01% de P. Los fragmentos sueltos de apatita contienen 0,3% de P.

Los minerales del tipo existente en Skarn se someten primero a separación magnética en seco por tamaños de alrededor de 20 mm, tras lo cual se les hace pasar a un molino de bolas, procediéndose después a la flotación de la pirita. Los residuos de flotación obtenidos en la separación magnética por vía húmeda de intensidad alta dan un concentrado de magnetita.

Unión de Repúblicas Socialistas Soviéticas

Se explotan, sobre todo, minerales de magnetita, pues existen importantes reservas de estos minerales, los cuales son más fáciles de beneficiar. Sin embargo, la separación puramente magnética sólo resulta económica si la proporción de magnetita contenida en el mineral es superior al 70%-80% y si la pérdida de hierro en residuos magnéticos no excede el 12%-14%.

En las instalaciones de beneficio de Olenegorsk y Krivoy Rog se emplea una combinación de métodos de separación magnética y por gravedad, tales como tratamiento en espirales, separación por medios densos y cribado hidráulico, y en ellas se tratan 20 millones de toneladas anuales de mineral. Para la flotación, el mineral se muele después hasta reducirlo a un grado de finura en que aproximadamente un 90% del material pueda pasar por una criba de malla 200.

Estados Unidos de América

Limonita. Después de reducido por trituración al tamaño deseado, el mineral se lava y se criba por vía húmeda para obtener gruesos depurados y finos fluyentes con destino a las instalaciones de sinterización o de peletización.

Minerales oxidados. En general, después de lavados, los gruesos y los finos se benefician por métodos de gravedad, como la separación por medios densos, el cribado hidráulico, el tratamiento en espiral de Humphrey y la clasificación hidráulica. A veces se utiliza la flotación para recuperar minerales de hierro aprovechables de los residuos de grano fino procedentes del circuito de separación por medios densos.

Taconitas. El mineral, una vez triturado, se muele en varias fases mediante molinos de barras o de bolas, en circuito cerrado. Después de moler el mineral en el molino de barras, la pulpa se hace pasar por un separador magnético de vía húmeda, con objeto de recuperar el óxido de hierro magnético liberado en la primera molienda. Los finos de clasificador procedentes del circuito del molino de bolas son desenlodados en ciclones, y la parte de arena que contienen se somete a flotación aniónica para eliminar minerales filoniosos silíceos.

Especularita. Tras la molienda por fases en un molino de barras de circuito abierto y en un segundo molino de bolas de circuito cerrado, seguida de la operación de desenlodado, los gruesos se someten a flotación. El concentrado de la flotación preliminar, nuevamente molido y termocondicionado, se reflota para que dé un concentrado final que contenga un 67% de Fe.

Hematitaoolítica y mineral calcáreo. El mineral en bruto, que contiene un 36% de Fe, se somete a molienda basta, en la que es reducido a fragmentos gruesos, y, después de la clasificación hidráulica, se trata en separadores por medios densos y en cribas hidráulicas con objeto de producir concentrados de alta ley.

Magnetita, hematita y martita complejas. El mineral, triturado en varias fases, se hace pasar por separadores magnéticos a fin de recuperar óxidos de hierro magnéticos. El mineral de hierro no magnético se recupera mediante flotación por espuma después de la molienda.

Los minerales de las minas Benson que contienen magnetita, martita y hematita se extraen selectivamente y se trituran por separado. El mineral de magnetita se beneficia mediante separación magnética una vez triturado en varias fases y pasado por cribas hidráulicas. Los residuos no magnéticos se someten después a molienda fina en un molino de bolas y se hacen pasar por una serie de separadores magnéticos para recuperar materiales magnéticos.

La martita, previa reducción al tamaño deseado, se enriquece en una espiral de Humphrey. Los residuos procedentes de la espiral se someten a flotación para recuperar mineral de hematita.

Minerales magnéticos. Tras la trituración en fases y la clasificación magnética, los materiales magnéticos se muelen en un molino de bolas y se someten a

separación magnética. La parte no magnética, una vez desenlodada, se somete a flotación a los fines de la separación diferencial de pirita, fosfatos y hematita especular. La secuencia de recuperación de diferentes minerales se inicia con la flotación de xantato para la recuperación de pirita, sigue con la flotación de ácido graso para la recuperación de apatita, y termina con la flotación de hematita por medio de sulfonatos.

Aglomeración

Las operaciones mecanizadas en gran escala de extracción, trituración y clasificación por tamaños, y las subsiguientes operaciones de beneficio para poder atender las exigencias cada vez mayores y más rigurosas de las fundiciones de hierro, producen necesariamente una gran proporción de finos, que a veces representa hasta el 50% del peso del mineral extraído, sin contar los finos obtenidos *in situ*. En el caso de los minerales de magnetita, todo el concentrado se obtiene en forma de finos, que se utilizan para la fabricación de hierro una vez transformados en sinter o en pélets.

Sinterización

La planta de sinterización de una fábrica siderúrgica puede compararse a una célula apuradora, y produce sinter aglomerado útil a base de una amplia serie de desechos tales como polvo de coque, cascarrilla de laminación, polvo de tragante, polvo "azul" (polvo fino con un contenido de 75%-90% de cinc puro), piedra caliza y finos de dolomita. Este proceso tiene una gran flexibilidad en la aglomeración de materias primas de diferentes propiedades físicas y composiciones mineralógicas.

En las plantas de sinterización, las primitivas máquinas de sinterizar en lotes vienen siendo sustituidas por máquinas continuas de diferentes marcas. Las modernas plantas de sinterización continua poseen amplias zonas de línea —de 400-500 m²— que permiten producir 4 ó 5 millones de toneladas de sinter anuales. La introducción de sistemas de refrigeración del emparrillado para el enfriamiento del sinter caliente ha contribuido a aumentar la productividad, a reducir el consumo de combustible sólido y los gastos de mantenimiento, y a producir sinter de grano fino muy reoxidado de buena calidad.

Peletización

Se recurre a la peletización cuando las partículas de mineral son muy finas, bien sea como producto beneficiado o como mineral según se presenta en la naturaleza, como el polvo "azul". Este proceso consta de dos fases principales: la trituración del material en

molino de bolas, y la induración. Después de la molienda del mineral, ya sea en seco o por vía húmeda, en circuito abierto o cerrado con el molino, y de su escurrido y secado parcial, se agrega un aglomerante adecuado y se obtienen pélets de color verde del tamaño deseado. Los pélets pueden fabricarse en peletizadoras de tambor, de disco o de cono. El tambor para la obtención de bolas requiere distintas instalaciones de cribado, con objeto de devolver al circuito de formación de bolas los pélets de dimensiones demasiado pequeñas, mientras que en el caso de los discos y conos de peletización no se requieren normalmente distintos cribados, pues la clasificación por tamaños se efectúa durante la operación de formación de bolas, y sólo se descargan los pélets del tamaño deseado. Como aglomerantes suelen utilizarse bentonita, piedra caliza y cal apagada.

Para fabricar pélets de buena calidad y adecuada resistencia en verde, y para producir pélets termoendurecidos de adecuada resistencia y buena reductibilidad, deben controlarse con cuidado, por ser parámetros importantes, el tipo de molienda, el tamaño a que debe reducirse el mineral y superficie concreta del material molido, los ciclos de secado y de precalentamiento, y los ciclos de caldeo y refrigeración.

La termoinduración de los pélets se efectúa en hornos de cuba verticales, en parrillas móviles horizontales, en hornos de calcinar combinados con parrilla, y en sistemas de peletización con parrilla circular. En todos ellos, el proceso de induración entraña secado de pélets en verde, precalentamiento a la temperatura de induración, caldeo a la temperatura requerida, y remojo durante un tiempo determinado para crear, entre los granos, óxido de hierro o una formación de aglomerante de escoria, seguido de refrigeración regulada del producto. Es importante controlar estrictamente los ciclos de secado y de calentamiento, a fin de mantener la calidad del producto y evitar problemas tales como desprendimiento de escamas, rotura prematura de pélet, y formación de aglomeraciones.

Pélets aglomerados en frío. Una novedad introducida en los últimos años es el proceso de induración en frío. Se han desarrollado los procesos Cobo, Grancold y otros varios. Antes de la formación de bolas, se utilizan tipos especiales de cementos (que no contienen azufre) con el material destinado a peletización. Las bolas en verde, revestidas a veces de finos de concentrado de hierro para impedir la formación de aglomeraciones, se dejan curar y endurecer por períodos de hasta cinco semanas. Normalmente se requiere entre un 8% y un 10% de cemento.

En caso de que la aglomeración se consiga mediante la adición de cal, los pélets en verde, después de un secado parcial, se dejan endurecer, a una temperatura aproximada de 120°-150°C, en una atmósfera de dióxido de carbono sometida a presión.

Datos sobre gastos y costos

Se ha calculado que los gastos de capital para instalar en el Irán una planta de peletización capaz de producir 5 millones de toneladas anuales serían de 100 millones de dólares, y que esos gastos ascenderían a 111 millones de dólares si se estableciera en el Japón una planta de ese tipo con una capacidad de producción de 6 millones de toneladas anuales.

Arthur D. Little Inc. calcula que el costo medio de los pélets en los Estados Unidos es de 16,6 a 19,3 dólares por tonelada corta de pélets con un 63,8%-64,8% de Fe. El costo medio del mineral de calidad media de 55,4%-65,8% de Fe se calculó en 0,2034-0,2688 dólares por unidad de contenido de Fe en tonelada corta de mineral.

El costo del sinter se ha calculado descontando del costo del mineral grueso 0,02 dólar por unidad de contenido de Fe en tonelada corta de mineral. Se han calculado en 100.000 dólares los gastos de capital para el establecimiento de una planta de sinterización con una capacidad de producción de 100 toneladas diarias, y en aproximadamente 550.000 dólares los de una planta con una capacidad de producción de 1.000 toneladas diarias.

Producción de pélets y termoendurecimiento

En el cuadro 3 figura la producción mundial de pélets, indicada por regiones que emplean diferentes sistemas de induración.

En 1975, los países en desarrollo contribuyeron a la producción mundial con aproximadamente 22-23 millones de toneladas, producidas por 14 plantas en 10 países. Se prevé que en 1985 la producción mundial será de 435 millones de toneladas, de las que aproximadamente 165 corresponderán a los países en desarrollo.

Comparación del sinter con los pélets

Es bien sabido que los pélets suelen producirse cerca del yacimiento de mineral de hierro, y que el sinter se obtiene en las fundiciones. En comparación con la fabricación de pélets, la producción de sinter permite acreditar una parte mucho mayor del valor añadido al país que transforma el mineral en hierro y acero. Este beneficio extra suele favorecer al fabricante de hierro y acero, quien tiene buenas razones, por tanto, para preferir el empleo de sinter al de pélets.

Desde el punto de vista técnico, un sinter autofundente o superfundente de buena calidad, de suficiente resistencia y de tamaño preciso (con pocas tolerancias) posee propiedades metalúrgicas, físicas y químicas iguales, y a veces incluso superiores, a las de los pélets oxidados. En circunstancias similares, la elección de sinter o de pélets como material de carga suele ser cuestión de preferencia personal, dentro de límites sobre los cuales el operario poco puede influir. La elección también se efectúa en función de las condiciones locales y de las características del mineral.

Los pélets se prefieren principalmente en América del Norte, debido a los enormes depósitos de taconita que pueden explotarse. Los concentrados producidos son un material finamente dividido, y excelente material de alimentación (carga) para la peletización.

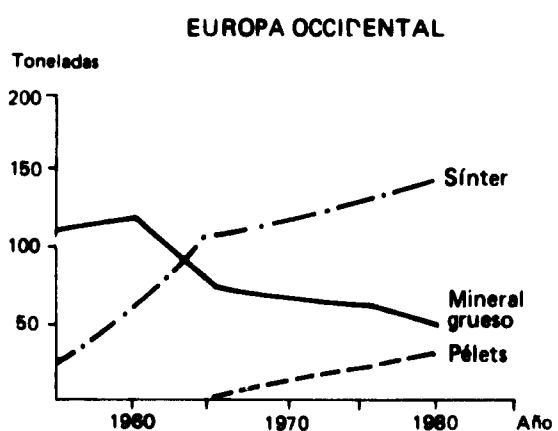
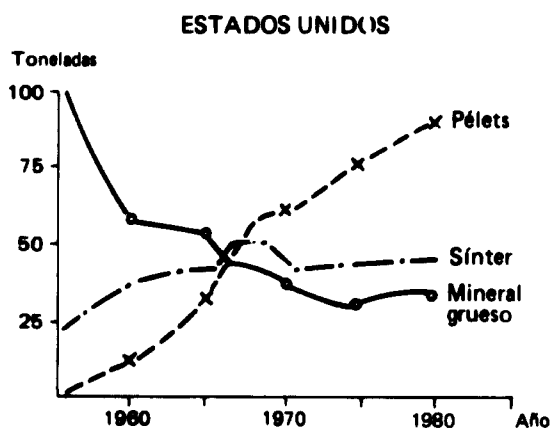
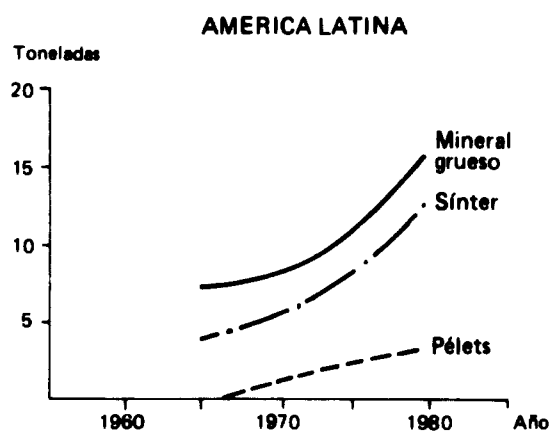
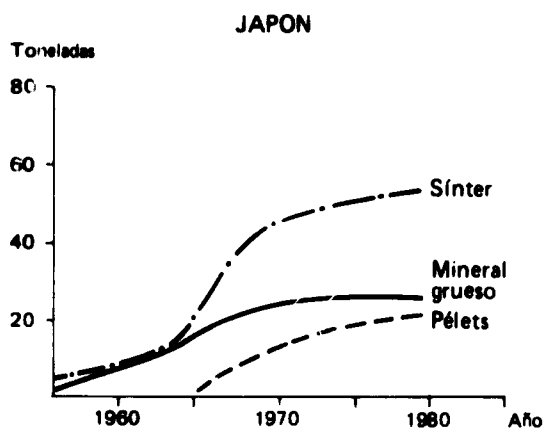
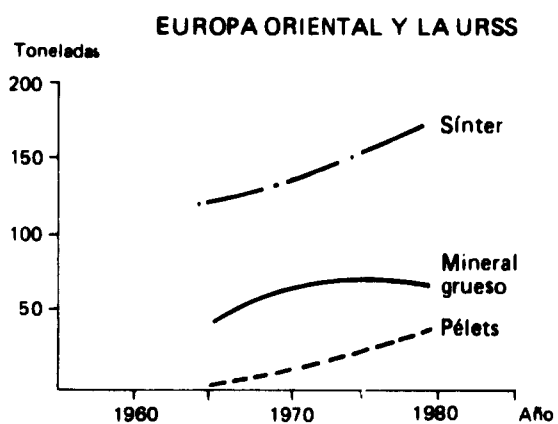
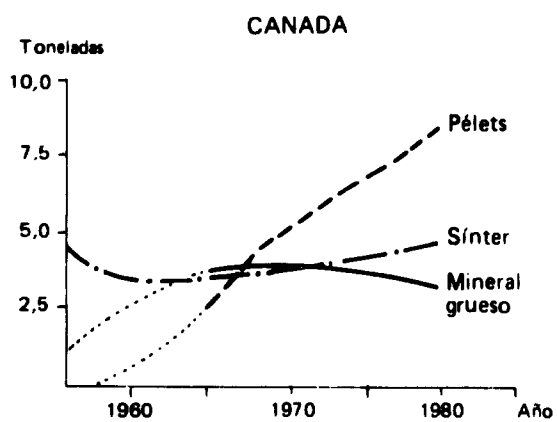
El Japón importa enormes cantidades de mineral grueso y de finos de alta ley. Los finos se sinterizan y se emplean en altos hornos. Sin embargo, se están estableciendo plantas de peletización en fábricas siderúrgicas que utilizan finos y concentrados importados, probablemente para evitar riesgos de contaminación, respecto de los cuales existen disposiciones de control rigurosas.

CUADRO 3. PRODUCCION MUNDIAL DE PELETS EN 1975

Sistema de induración	Nivel de producción (en millones de toneladas)						Total
	Africa	Australia y Nueva Zelandia	Europa		América Latina	América del Norte	
			Oriental	Occidental			
Horno de cuba	0,85	3,00	-	1,25	1,50	17,30	23,90
Parrilla móvil	2,00	6,70	21,10	7,43	10,60	37,65	85,48
Horno de calcinar combinado con parrilla	2,00	9,85	-	7,50	-	42,25	61,60
Horno Lepol	-	0,30	-	0,45	-	-	0,75
Parrilla circular	-	-	-	-	0,75	-	0,75
Proceso Grancold	-	-	-	1,60	-	-	1,60
Total	4,85	19,85	21,10	18,23	12,35	97,20	174,08

Fuente: Consejo Económico y Social de las Naciones Unidas, Comisión Económica para Europa, "Structural changes in the iron and steel industry" (STEEL/GE.3/R.3/Add.1), pág. 9.

Figura III. Proyección del consumo de mineral de hierro, según la forma física
(Millones de toneladas)



Fuente: Jack R. Miller, "On-site processing of iron ore in developing countries through the stage of pre-reduced agglomeration" (ID/WG.146/87), pág. 17.

Forma física del mineral de hierro consumido

Las relaciones entre la producción de sinter-pélets y arrabio indicadas en el cuadro 4 dan idea de los enormes esfuerzos que se están realizando por mejorar la preparación de la carga.

CUADRO 4. RELACION ENTRE LA PRODUCCION DE SINTER/PELETS Y ARRABIO

País	Relaciones de producción (entre sinter/pélets y arrabio)	
	1960	1975
Alemania, República Federal de	0,779	1,202
Austria	1,127	1,450
Bélgica	0,337	1,130
Canadá	0,774	1,380
Estados Unidos de América	0,777	1,246
Francia	0,448	1,699
Hungría	-	1,996
Italia	0,788	1,270
Japón	0,670	1,309
Luxemburgo	-	2,207
Países Bajos	0,733	1,604
Polonia	1,292	1,281
Reino Unido	0,398	1,139
URSS	-	1,732

El cuadro 5 muestra la cambiante configuración de las necesidades de mineral de hierro. Como puede

CUADRO 5. CAMBIANTE CONFIGURACION DE LAS NECESIDADES DE MINERAL DE HIERRO

Tipo de material de alimentación (carga)	Necesidades de mineral de hierro (porcentajes del total)			
	1965	1970	1980	1985
Mineral grueso	39,4	33,4	22,0	20,0
Carga de sinter	53,0	50,3	48,0	48,0
Pélet	7,6	16,3	30,0	32,0
Total	100,0	100,0	100,0	100,0

verse, las necesidades de dicho mineral en forma de sinter se han mantenido prácticamente inalteradas, mientras que el porcentaje perdido por el mineral grueso se ha ganado, en cambio en los pélets.

La figura III muestra la estructura del crecimiento del consumo de mineral grueso, sinter y pélets en diferentes regiones del mundo. Puede verse que el consumo de sinter predomina en Europa oriental y occidental, así como en el Japón. En los Estados Unidos y en el Canadá, la estructura del crecimiento fue similar hasta principios del decenio de 1960, en que los pélets se convirtieron en el material de carga de hierro preferido. En América Latina, los minerales gruesos constituyen todavía el principal material de carga, pero el consumo de sinter también está aumentando continuamente.

II. Fabricación del hierro

El arrabio es la forma intermedia por la que casi todo el hierro ha de pasar en la fabricación de acero. Además, se lo utiliza en los talleres de fundición para fabricar una gran variedad de piezas de hierro fundido.

La mayor parte de los minerales de hierro sirven para producir arrabio. En la práctica corriente de la fabricación del hierro, la expresión "mineral de hierro" se aplica a cualquier material ferrífero que pueda utilizarse económicamente en un tiempo y lugar determinados para la fabricación de arrabio.

Los componentes del mineral que no interesan para la fabricación de hierro constituyen las impurezas. Sin embargo, ocurre a menudo que muchas de tales impurezas no pueden eliminarse fácilmente por los medios conocidos de tratamiento de minerales. Es necesario, pues, determinar la índole y la cantidad de las impurezas y controlar, en consecuencia, la composición del hierro en el horno de fusión. Las grandes diferencias existentes entre las menas de distintos yacimientos —en cuanto a estructura y contenido metalífero— han dado lugar al desarrollo de una considerable variedad de métodos de beneficio para eliminar, o limitar, las impurezas. Sin embargo, algunas impurezas (en especial la sílice, la alúmina y la cal), desempeñan importantes funciones positivas en la eliminación de otras impurezas del hierro fundido. No obstante, las fábricas siderúrgicas preferirían: *a)* utilizar minerales de alta ley que contuvieran un mínimo de estos depuradores, y añadirlos únicamente cuando fueran necesarios y en cantidades controladas, o *b)* mezclar minerales que contuviesen cantidades conocidas de diversas impurezas.

Influencia de los componentes de la carga

Minerales de hierro

Compuestos de hierro

El contenido en hierro de los minerales utilizados en los altos hornos varía considerablemente, oscilando entre el 30% y el 71%. En la fundición de hierro, las hematitas son más fáciles de reducir que las magnetitas, pese a que en las primeras la cantidad de oxígeno combinado con el hierro es mayor. Las menas con un elevado contenido de minerales de silicato de hierro tienen un grado de oxidación bajo y son difíciles de reducir en el alto horno. Las goetitas y los minerales carbonatados contienen agua y dióxido de carbono combinados, los cuales se eliminan en la parte superior del alto horno.

Para lograr un bajo consumo de combustible en el alto horno y una cantidad de escoria lo más baja posible, se debe utilizar mineral de elevado contenido en hierro.

Sílice

La sílice es uno de los más importantes minerales filonianos contenidos en el mineral de hierro. Junto con la alúmina, es uno de los principales constituyentes de la escoria ácida producida durante la operación de fusión. La cantidad de sílice permisible en el mineral está determinada por el volumen de escoria apropiado, que a su vez está determinado, en primer lugar, por el azufre de la carga y, en segundo lugar, por la necesidad de disponer de escoria suficientemente fluida para recuperar el hierro fundido.

Una disminución de alrededor del 1,5% en el contenido de sílice del mineral producirá una disminución del volumen de escoria de aproximadamente 65 kilos por tonelada de arrabio. Se ha calculado que aumentando en 100 kg la cantidad de escoria por tonelada de arrabio aumenta el consumo de combustible en unos 40 kg de coque por tonelada de arrabio.

Alúmina

El contenido en alúmina de la escoria de un alto horno de coque no debe ser demasiado bajo. Un 10%-15% de alúmina aumenta la fluidez de las escorias de alto horno básico y permite utilizar una basicidad más alta, lo cual facilita la eliminación de azufre.

Si el mineral es rico en alúmina, su contenido en escoria puede ser de hasta un 25%-30%. Dicha escoria requiere una elevada temperatura en el horno para asegurar la debida fluidez y producir arrabio rico en silicio para fundición y para el proceso Bessemer, como es de práctica en India.

Si las escorias contienen un 40%-45% de alúmina, se las puede utilizar en las industrias del cemento o del aluminio. Si la escoria contiene poca alúmina la desulfuración no es muy eficaz, pero esto podría compensarse en cierto grado elevando el contenido en magnesia.

Cal

La cal es uno de los constituyentes predominantes de la escoria básica. Su función es formar una escoria fluida con ceniza de coque, ganga de mineral y otras impurezas de carga.

Magnesia

La magnesia, el otro constituyente predominante de las escorias, contribuye a reducir la viscosidad de éstas debido al alto contenido en alúmina. En los altos hornos, la dolomita se utiliza generalmente junto con la piedra caliza.

Oxidos de manganeso

La mayor parte del manganeso presente en el mineral pasa al arrabio, y, posteriormente, un porcentaje del mismo pasa a formar parte del acero.

Fósforo

Casi todo el fósforo presente en la carga pasa directamente por el alto horno y entra en la composición del arrabio. Un contenido de fósforo elevado constituye un inconveniente pues se requiere caliza adicional para eliminarlo, con lo cual el volumen de escoria y el consumo de combustible aumentan y la producción de acero disminuye.

Azufre

El azufre es aportado no sólo por el mineral de hierro, sino también por la piedra caliza y el coque utilizados en la carga. El azufre, salvo un pequeño porcentaje que se expulsa en forma de gas, se reparte entre la escoria y el metal. Para la eliminación satisfactoria de azufre se requieren escoria básica de bajo contenido en hierro, temperatura elevada y gran cantidad de escoria. Por tanto, el grado de eliminación del azufre depende de la temperatura de la solera y de la proporción de óxidos básicos de caliza y magnesio respecto de los óxidos ácidos de sílice y alúmina. Un elevado contenido de silicio en el arrabio es favorable; un elevado contenido de manganeso también constituye una ventaja.

Titanio

En la fundición en alto horno, la mayor parte del óxido de titanio queda sin reducir en la escoria. Es un elemento fuertemente carburógeno, y el carburo de titanio es poco soluble en el arrabio fundido. Un elevado contenido en titanio origina dificultades de funcionamiento en el alto horno. En la fundición eléctrica, sin embargo las dificultades de funcionamiento no son muchas, por lo que pueden tolerarse mayores cantidades de titanio.

Vanadio

Alrededor del 70%-90% del vanadio presente en el mineral de hierro pasa al arrabio. Si el metal no contiene cantidades elevadas de silicio o titanio, gran parte del vanadio contenido puede oxidarse rápida-

mente en el refinado por el proceso Bessemer. Para la producción de ferrovanadio, importante agente metalúrgico, se adiciona escoria rica en vanadio.

Cinc

Si el contenido en cinc aumenta por encima del 0,2% se plantean dificultades de funcionamiento.

Cobre

Todo el cobre presente en la carga pasa al arrabio, y, finalmente, al acero. La presencia de pequeños porcentajes de cobre en el acero aumenta la resistencia de éste a la corrosión, pero en cantidades superiores al 0,3%-0,4% plantea dificultades en el proceso de laminación.

Cromo

El contenido en cromo del arrabio supone una ventaja para los aceros aleados. En el caso de los aceros al carbono corrientes la presencia de cromo es una desventaja.

Níquel

Todo el níquel pasa al arrabio, del que no es posible eliminarlo por oxidación durante el proceso de fabricación del acero. En algunos casos especiales, pequeñas cantidades de níquel en el acero pueden contribuir a mejorar las propiedades mecánicas de éste, pero en la mayor parte de los casos su presencia es una desventaja.

Arsénico

El exceso de arsénico da lugar a fragilidad en frío en el acero producido a base de arrabio con contenido de arsénico. Sin embargo, en los aceros al carbono corrientes es aceptable hasta un 0,15%-0,25% de arsénico, y en los aceros para endurecimiento de revenido (o secundario), hasta un 0,05%-0,10%.

Plomo

La presencia de plomo es rara en los minerales de hierro. No pasa al arrabio pero resulta perjudicial para el revestimiento refractario, al que es capaz de penetrar.

Estaño

Todo el estaño presente en el mineral pasa al arrabio y, por tanto, al acero. Incluso en cantidades relativamente bajas, es perjudicial para los aceros por sus efectos negativos en la aptitud de éstos para embutición profunda, y porque además los hace frágiles. Los aceros no deben contener más de un 0,05% de estaño.

Coque

El coque de alto horno debe tener consistencia y resistencia suficientes para que no se fracture al manipularlo y para que pueda soportar, sin ser triturado, la presión ejercida por la pesada carga del alto horno. Debe estar libre de polvo y de finos y los pedazos no deben ser demasiado grandes a fin de que la velocidad de combustión sea óptima.

Con un buen carbón coquizable, estas propiedades físicas se pueden controlar sólo moderadamente mediante el proceso de coquización. Al calentarse el carbón a 350°-475°C, éste se hace plástico y se forma una masa fundida; esto se produce con independencia de la forma que tenga el carbón al ser cargado en la retorta. A medida que el carbón bituminoso va pasando por esta gama de temperaturas, la materia volátil se desprende, rápidamente al principio y lentamente después, hasta alcanzarse una temperatura aproximada de 950°C. En la medida de lo posible, cuando se utilizan mezclas de carbones deben procurarse que éstos tengan aproximadamente el mismo régimen plástico. Un lento calentamiento durante todo el régimen plástico aumenta en forma ligera la dureza del coque. El tamaño de los pedazos de coque depende principalmente del espesor de la carga de carbón y de si es o no calentado por uno o por ambos lados.

En cuanto a la composición química, un buen coque metalúrgico ha de contener muy poco material volátil —no más del 2%— y un 85%-90% de carbono fijo. Los materiales restantes son ceniza, azufre y fósforo. El contenido en fósforo —0,018%-0,040% para obtener arrabio Bessemer— también debe ser bajo para la fabricación de arrabio básico. El contenido en azufre varía del 0,6% al 1,5% pero conviene que sea lo más bajo posible porque el coque es la principal fuente de azufre del arrabio. Según las especificaciones normalizadas para el coque metalúrgico, éste debe contener un 2% de materia volátil, un 1%, como máximo, de azufre, un 3%, como máximo, de humedad, y un 86%, como mínimo, de carbono fijo.

Los ensayos de caída y de fragilidad en el tambor también están normalizados, pero no se ha adoptado ninguna norma sobre combustibilidad. Estos requisitos se controlan seleccionando carbón que tenga un bajo porcentaje de azufre, esté libre de pizarra o de desechos separables, y de una ceniza con un punto de fusión moderadamente elevado en una atmósfera reductora.

Hay tres tipos principales de coque, clasificados en razón de la temperatura que se fabrican: coque de baja temperatura, coque de temperatura media y coque de elevada temperatura. El destinado a fines metalúrgicos debe elaborarse en la gama de temperaturas altas, a fin de conferirle propiedades físicas satisfactorias.

El coque más adecuado para alto horno se obtiene a base de mezclas de carbones de alta y baja

volatilidad, pulverizados y mezclados, y coquizados en hornos capaces de calentar la masa a una temperatura elevada uniforme.

Fabricación de coque metalúrgico

Para la fabricación del coque metalúrgico se emplean, básicamente, dos métodos: el proceso de horno de colmena y el proceso de horno con recuperación de subproductos, también denominado horno de retorta. En el primero de ellos, se introduce aire en la cámara de coquización, en cantidades controladas, a fin de quemar los productos volátiles destilados del carbón y generar calor para una ulterior destilación. En el moderno método de horno con recuperación de subproductos, el aire se excluye de las cámaras de coquización, y el calor necesario para la destilación lo proporciona la combustión externa de parte del gas recuperado del proceso de coquización. La temperatura de coquización es algo más baja que en los hornos de colmena. Además del coque metalúrgico se obtienen, como subproductos principales, coque menudo, gas de hornos de coque, alquitrán, sulfato amónico, licor amoniacal y aceite ligero. Mediante el refinado del alquitrán y del aceite ligero se obtiene una gran variedad de productos, tales como benceno, naftaleno, pireno, fenol, piridina, etc.

Con objeto de reducir la contaminación ambiental, se han realizado en la URSS extensos estudios sobre el apagado por vía seca —en lugar de por vía húmeda— del coque caliente.

En el cuadro 6 figura un cálculo de las reservas mundiales de carbones coquizables.

Alrededor del 90% de las reservas de carbón se encuentran en relativamente pocos lugares del mundo, sobre todo de países desarrollados. Los países en desarrollo sólo cuentan con un 2,3%-2,5% de las reservas mundiales.

En el cuadro 7 se dan estimaciones de las necesidades mundiales de carbón coquizable. En las cifras previstas se ha tenido en cuenta el aprovechamiento más económico del coque que se puede

CUADRO 6. RESERVAS MUNDIALES DE CARBÓN COQUIZABLE

País o zona	Reservas de carbón coquizable (en miles de millones de toneladas)	
	Antracitoso	Bituminoso
Africa	12	-
América Latina	-	1
China	101	-
Estados Unidos de América	128	60
Europa	41	38
India	11	1
Japón	1	-
Oceanía	14	11
URSS	166	107
Otros	12	1
Total	486	219

CUADRO 7. NECESIDADES MUNDIALES DE CARBÓN COQUIZABLE

	Necesidades calculadas de carbón coquizable (millones de toneladas)											
	1975				1980				1985			
	Sin PR		Con PR		Sin PR		Con PR		Sin PR		Con PR	
	AH	Total	AH	Total	AH	Total	AH	Total	AH	Total	AH	Total
Africa y Oriente Medio	5,6	6,6	5,4	6,5	7,4	8,7	6,9	8,1	9,4	10,9	7,2	8,4
América del Norte	75,7	85,1	67,0	75,4	76,9	86,4	70,1	76,9	78,8	88,2	66,3	74,7
América Latina	16,3	17,8	15,2	16,5	24,0	26,2	20,2	21,9	24,3	26,8	19,3	21,2
Asia	75,0	94,3	67,6	85,4	79,8	91,5	69,9	80,3	87,5	108,9	66,2	96,4
Europa												
Occidental	89,4	129,5	83,5	121,0	107,0	147,0	91,0	125,4	110,0	144,5	87,3	113,6
Oriental	94,6	132,8	85,8	119,8	108,8	117,1	92,4	123,6	117,1	145,8	89,5	112,0
Oceanía	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

Nota: PR: prerreducción, AH: alto horno.

Fuente: Jack R. Miller, "On-site processing of iron ore in developing countries through the stage of prerduced agglomeration", memoria preparada para el Tercer Simposio Interregional sobre la Industria del Hierro y el Acero, celebrado en Brasilia del 14 al 21 de octubre de 1973 (ID/WG.146/67), pág. 32.

obtener utilizando mejores tecnologías de fusión, tales como la inyección de petróleo y de carbón pulverizado, el enriquecimiento con oxígeno del aire soplado (viento), el empleo del mineral prerreducido, etc.

En el cuadro 8 figura la producción de coque, de algunos países productores en 1974.

CUADRO 8. PRODUCCION DE COQUE EN PAISES SELECCIONADOS

País	Producción de coque en 1974 (millones de toneladas)
Alemania, República Federal de	34,854
Argentina	0,660
Australia	4,916
Austria	1,733
Bélgica	8,050
Brasil	1,850
Bulgaria	1,308
Canadá	5,233
Colombia	0,510
Checoslovaquia	10,898
Chile	0,315
China	28,000
Egipto	0,360
España	4,243
Estados Unidos de América	60,487
Finlandia	0,080
Francia	12,282
Grecia	0,372
Hungría	0,766
India	8,199
Irán	0,065
Italia	8,566
Japón	45,632
México	2,071
Noruega	0,315
Nueva Zelandia	

País	Producción de coque en 1974 (millones de toneladas)
Países Bajos	2,687
Perú	0,012
Polonia	16,929
Portugal	0,196
Reino Unido de Gran Bretaña e Irlanda del Norte	15,776
República Democrática Alemana	1,829
República Democrática Popular de Corea	2,300
Rodesia del Sur	0,255
Rumania	1,525
Sudáfrica	3,600
Suecia	0,481
Turquía	1,241
URSS	82,641
Yugoslavia	1,323
Total	372,560

Coque formado

Los intentos de desarrollar nuevos procesos para la fabricación de combustible sólido artificial adecuado para fines metalúrgicos han sido motivados sobre todo por el deseo de aprovechar materiales a base de carbón, que de otra forma serían inapropiados, y por la escasez mundial de carbón coquizable de buena calidad. Se están haciendo experimentos para desarrollar un nuevo proceso de coquización que permita obtener, a base de mezclas parcial o totalmente constituidas por carbones no coquizables, un producto sólido similar al coque metalúrgico denominado "coque formado". Aunque son muchos los procesos desarrollados en todo el mundo, la mayor parte de las instalaciones funcionan a base de dos procesos principales: desgasificación y

transformación del carbón en semicoque para obtener briquetas con ayuda de un aglomerante; y fabricación de briquetas de carbón en caliente seguida de destilación en hornos especiales.

Las principales ventajas de esta nueva tecnología son las siguientes: ampliación de la gama de calidades de los carbones a utilizar; mayor uniformidad del tamaño del coque; extensa automatización de las plantas; mejor control sobre los problemas de contaminación; y continuidad en el proceso de coquización, desde la preparación del carbón hasta el producto final.

Es bien sabido que una de las condiciones principales para reducir la carga de coque y aumentar la productividad del alto horno es la permeabilidad satisfactoria de la carga. A este respecto, el coque formado, con sus briquetas bien equilibradas, es desde luego más adecuado que el coque ordinario.

Carbón vegetal

Cuando las condiciones lo permiten, en los altos hornos de tamaño menor se utiliza carbón vegetal en lugar de coque. En comparación con el coque, el carbón vegetal apenas de cenizas, por lo que una de las características de la operación es el volumen extremadamente bajo de escoria producida. No es necesario utilizar piedra caliza de buena calidad porque ha de añadirse sílice a la carga para conseguir un volumen mínimo de escoria. Con este fin pueden emplearse piedras calizas muy silíceas, de baja calidad.

El volumen de escoria varía entre 150 y 200 kg/tonelada, y toda la escoria se extrae con el hierro líquido. La basicidad de la escoria suele estar comprendida entre los valores 0,9-1,0, pero el azufre puede mantenerse a un máximo del 0,02% pese al bajo volumen. El carbón vegetal producido se criba para obtener pedazos de por lo menos +4 mm antes de ser cargado en el horno. Los menudos de criba se inyectan, una vez pulverizados, por las toberas del horno.

El carbón vegetal es muy reactivo, pero carece de resistencia y no puede soportar la abrasión de la carga en un alto horno de altura normal. Por tanto, puede utilizarse satisfactoriamente en un horno más bajo y más pequeño, con capacidad de producción de hasta, por ejemplo, 400-500 toneladas diarias. Con una carga bien preparada de sinter o de pélets, debiera ser posible una carga de coque de 750 kg por tonelada de hierro. No obstante, un horno de este tipo requeriría estufas capaces de calentar el viento hasta una temperatura de 1.100°C.

En varios países en desarrollo de amplios recursos forestales y que cuentan con programas de forestación se está utilizando carbón vegetal para la fusión de hierro en altos hornos relativamente pequeños. En el Brasil se funden aproximadamente tres millones de toneladas de arrabio en altos hornos pequeños, en los

que se utiliza carbón vegetal como reductor, y como fuente calorífica. En Australia occidental, viene funcionando desde hace más de 20 años un alto horno para hierro que utiliza carbón vegetal. En Bhadravati (India), una fábrica siderúrgica tiene en funcionamiento desde hace varios años un alto horno para carbón vegetal. En Malasia, desde hace varios años se viene efectuando con éxito la fusión de hierro utilizando carbón vegetal obtenido de madera de árboles de látex.

Fundentes

Como fundentes se utilizan la piedra caliza y la dolomita. Estos fundentes tienen dos funciones: formar una escoria fluida con la ceniza de coque, la ganga y cualesquiera otras impurezas de la carga; y formar una escoria de tal composición química que permita ejercer cierto grado de control sobre el contenido de azufre del arrabio.

La selección del fundente apropiado para un determinado proceso constituye, sobre todo, un problema de orden químico, pues requiere conocer la composición y las propiedades de todos los materiales que entran en el proceso.

Casi todos los compuestos escorificantes que intervienen en un proceso de fusión o de afino pueden clasificarse como ácidos o bases, debido a que reaccionan entre sí para formar compuestos análogos a las sales formadas en reacciones producidas en soluciones acuosas. Como una de las funciones de todo fundente consiste en reaccionar químicamente con impurezas no deseadas para formar una escoria fusible, resulta obvio que se precisarán un fundente ácido para eliminar impurezas básicas y un fundente básico para eliminar componentes ácidos.

Fundentes ácidos

La sílice (SiO_2) es la única sustancia que se utiliza como fundente estrictamente ácido. Para este fin, se la puede obtener en forma de arena, grava y cuarzo, así como en forma de minerales férricos silíceos.

Fundentes básicos

Los principales fundentes básicos naturales son la piedra caliza y la dolomita (CaCO_3 y $\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$, respectivamente). Tanto la dolomita como la piedra caliza pueden utilizarse como fundentes de alto horno, dependiendo las proporciones de cada una de ellas de los otros constituyentes de la escoria y de la cantidad de azufre que la escoria elimine.

Alúmina

Aunque la alúmina rara vez se emplea como fundente, se halla presente como impureza en gran número de materias primas, por lo que también está

presente en la escoria. En las escorias puede actuar como ácido o como base, según la composición de las mismas. En escorias muy silíceas puede formar silicatos aluminicos, mientras que en presencia de cantidades excesivas de una base fuerte, como la piedra caliza, puede formar aluminatos cálcicos.

Espato flúor

Para obtener escorias más fusibles se puede añadir una sustancia neutra, como el espato flúor (CaF_2).

Fabricación de arrabio

Se da el nombre de arrabio, en general, al producto metálico del alto horno cuando contiene más de un 90% de hierro. Se utiliza este término para distinguir el arrabio de productos de alto horno tales como el ferrofósforo y otras ferroaleaciones, entre ellas el ferromanganeso y el hierro especular, que se obtienen a base de una mezcla de minerales de manganeso y de hierro.

El arrabio puede fabricarse de las siguientes formas: en altos hornos alimentados con coque; en altos hornos alimentados con carbón vegetal; en hornos de fusión eléctricos; y en cubilotes, mediante la fusión de chatarra de acero con un exceso de carbono. Sin embargo, la mayor parte del arrabio se fabrica en altos hornos alimentados con coque, obteniéndose sólo pequeñas cantidades por los otros métodos mencionados.

Funcionamiento y tecnología de los altos hornos

En los altos hornos se obtienen los siguientes productos: hierro para la fabricación de acero y piezas fundidas, y ferroaleaciones. En el cuadro 9 se indican, a grandes rasgos, las especificaciones químicas de estos productos.

En el proceso de alto horno, los materiales ferrieros tales como mineral de hierro en pedazos, sinter, pélets, cascarilla de laminación, escoria Bessemer o de horno de solera abierta, chatarra de hierro y de acero, combustible (coque) y fundente (piedra caliza o dolomita), etc., se cargan por el tragante del horno. A través de las toberas se inyecta aire caliente (viento) y, en la práctica reciente, gas, petróleo o carbón pulverizado. La corriente de aire quema parte del combustible y produce calor para las reacciones químicas correspondientes y para fundir el hierro, mientras que el resto del combustible y parte del gas de la combustión eliminan el oxígeno combinado con el metal.

Para producir una tonelada de arrabio se requieren las siguientes cantidades medias de material: mineral de hierro (1,7 toneladas), coque y otros combustibles (500-600 kg), fundentes (250-295 kg), chatarra (330-340 kg), aire (1,8-2,0 toneladas).

Además de una tonelada de arrabio se producen también casi 0,2-0,4 toneladas de escoria, 2,5-3,5 toneladas de gas de alto horno, y alrededor de 0,05 toneladas de polvo de tragante.

El agotamiento de los recursos mundiales de carbón coquizable, así como el creciente costo del

CUADRO 9. ESPECIFICACIONES DE PRODUCTOS METALICOS

Producto	Composición (porcentaje)				
	Silicio	Azufre (valores máximos)	Fósforo	Manganeso	Total de carbono
Hierro para la fabricación de acero					
Arrabio básico	1,50 máximo	0,05	0,04-0,90	0,40-2,00	3,50-4,40
Arrabio ácido (Bessemer)	1,00-2,25	0,045	0,040-0,135	0,50-1,00	4,15-4,40
Arrabio ácido (solera abierta)	0,70-1,50	0,045	0,050	0,50-2,50	4,15-4,40
Arrabio para la fabricación de acero al oxígeno	0,20-2,00	0,05	0,40 máximo	0,40-2,50	3,50-4,40
Hierro para piezas fundidas					
Con pequeña proporción de fósforo	0,50-3,00	0,035	0,035 máximo	1,25 máximo	3,00-4,50
Con proporción media de fósforo	1,00-3,00	0,050	0,036-0,075	1,25 máximo	3,00-4,50
Bessemer	1,00-3,00	0,050	0,076-0,100	1,25 máximo	3,00-4,50
Maleable	0,75-3,50	0,050	0,101-0,300	0,50-1,25	3,00-4,50
Para fundición	3,5 máximo	0,050	0,301-0,900	0,25-0,75	3,00-4,50
Ferroaleaciones					
Hierro especular	1,00-4,50	0,050	0,14-0,25	16-30	6,5 máximo
Ferromanganeso normal	1,2 máximo	0,050	0,35 máximo	74-82	7,6 máximo
Ferrosilicio	5,0-17,0	0,060	0,30 máximo	1,0-2,0	1,5 máximo
Ferrofósforo	1,50-1,75	0,05	15-24	0,07-0,50	1,10-2,00

coque metalúrgico, han dado lugar en los últimos años a innovaciones considerables en la tecnología de altos hornos. El acusado aumento de las capacidades diarias de producción ha ido acompañado de una continua disminución del consumo de coque por tonelada de hierro. En el Reino Unido, el consumo medio de coque se ha reducido de unos 1.100 a 650 kg por tonelada; en los Estados Unidos, de 940 a unos 600 kg por tonelada; y en el Japón de 900 kg a menos de 400 kg por tonelada. Al mismo tiempo que se ha mejorado la eficiencia del combustible, con la consiguiente reducción del consumo total de coque, se ha caído en la cuenta de que parte del coque puede sustituirse por combustible hidrocarbúrico inyectado a través de las toberas. A continuación se describen brevemente las diversas medidas adoptadas para reducir el consumo de coque y aumentar la producción de metal.

Materias primas

Preparación del mineral de hierro. La práctica moderna corriente consiste en utilizar mineral en pedazos de tamaño uniforme, por lo común entre 10 y 50 mm. Estudios realizados en el Japón han demostrado que una disminución del 1% en la proporción de pedazos mayores de 35 mm en la carga entraña una disminución de la carga de coque de aproximadamente 2 kg/tonelada, y que una disminución del 1% en los finos de menos de 6 mm supone una disminución de 1 kg/tonelada en la carga de coque. En el Japón, los grandes hornos utilizan en la actualidad mineral de dimensiones superiores a 8 mm e inferiores a 25 mm.

Es bien sabido que el mineral de hierro debe ser de la mejor calidad posible. Experimentos realizados en la URSS han demostrado que aumentando en un 1% el Fe de la carga aumenta la productividad en un 2% y disminuye la carga de coque en un 3%. También se ha calculado que por cada 1% de reducción del contenido de alúmina del mineral, las cargas de coque y de fundente disminuyen en 40 kg y 60 kg por tonelada, respectivamente, y que el consiguiente aumento de la producción de arrabio es de aproximadamente 2,0%-2,5%.

El sinter y sus efectos. La reducción del mineral de hierro a trozos de dimensiones bastante precisas y la limitación del tamaño máximo de los mismos para su carga directa en el alto horno, dan lugar a grandes cantidades de finos, tanto en las propias minas como en las fábricas siderúrgicas. Dichos finos se pueden aprovechar previa sinterización.

A fin de obtener las máximas ventajas metalúrgicas posibles del empleo de sinter en la fabricación de hierro, la composición química del sinter ha de ser adecuada, debiendo éste ser autofundente o, inmejor aún, superfundente, y poseer suficiente resistencia física para que, en las operaciones de manutención,

no se desmorone y se convierta en finos. El sinter no debe tener ni partículas no sinterizadas ni una estructura vítrea, y, por otra parte, debe ser no magnético, es decir, su contenido en óxido de hierro debe ser lo más bajo posible.

En los altos hornos modernos se utilizan por lo común en la carga grandes porcentajes de sinter (hasta un 70% o un 80%), y en algunos casos esa carga consiste exclusivamente en sinter fundente o superfundente. El tamaño del sinter utilizado suele ser de 5-50 mm. En el Japón, la experiencia ha demostrado que a un aumento del 10% en la proporción del sinter utilizado en la carga del alto horno corresponde una reducción de la carga de coque de unos 10 kg/tonelada y un aumento de la producción de alrededor del 2%.

Peletización. La peletización, el más moderno de los procesos de aglomeración, se utiliza cada vez más en los altos hornos pese a las incuestionables ventajas del sinter en cuanto al rendimiento de los mismos. El proceso de peletización es adecuado para aglomerar concentrados de mineral finamente dividido, polvo "azul", polvo de tragante, etc. Los pélets revestidos de fundente, de tamaño uniforme, resistencia adecuada, buena porosidad y reductibilidad, y conveniente grado de hinchamiento, constituyen una carga ideal para la fabricación de hierro en los altos hornos. Este proceso permite utilizar un concentrado de mineral de muy alta ley en forma de pélets, los cuales ofrecen ventajas casi idénticas a las de los sínteres autofundentes.

Control de la humedad del viento

Los cambios de la humedad atmosférica afectan al funcionamiento de los hornos, debido a la reacción endotérmica que se produce al entrar el vapor en contacto con el coque caliente. Con la práctica moderna de utilizar el viento a temperaturas elevadas, es preciso ajustar el grado de humedad para impedir el atascamiento de la carga del horno o el funcionamiento irregular de éste. Cuanto mayor sea la temperatura del viento caliente, mayor será el contenido en humedad que ha de darse a éste para conseguir una temperatura de llama adecuada en la zona de solera.

El empleo de viento a temperaturas muy elevadas, al que se ha agregado el debido grado de humedad, ha permitido aumentar considerablemente las tasas de producción de los altos hornos. La humedad produce más gas reductor por unidad de volumen que el aire seco. No obstante, la posibilidad de controlar la temperatura de llama de las toberas mediante la inyección de combustible ha hecho casi totalmente innecesaria la adición de vapor. En la práctica moderna de países muy industrializados, como el Japón, la temperatura del metal caliente se controla mediante la inyección de combustible.

Enriquecimiento del viento con oxígeno

El enriquecimiento del viento con oxígeno reduce el volumen de gas necesario para la misma productividad diaria, y tiene por tanto un efecto idéntico al del empleo de una presión máxima superior. Sin embargo, si el viento se enriquece aumenta la temperatura de llama, por lo que, para contenidos de oxígeno superiores a un 22%, debe añadirse humedad o combustibles hidrocarbúricos para controlar la temperatura de llama. En general, puede decirse que por cada 1% de oxígeno con que se enriquezca el viento será posible conseguir un aumento del 3%-4% en la tasa de producción. Cuanto mayor sea la temperatura del viento caliente, menor será el aumento de la tasa de producción por cada 1% de aumento del contenido en oxígeno. El enriquecimiento con oxígeno se había ensayado en el Japón ya en 1959. Se ha comprobado que un enriquecimiento del 1% supone un aumento de la producción de un 5% y una ligera disminución de la carga de coque. En la actualidad se están utilizando porcentajes de enriquecimiento de hasta el 3,8%.

En un alto horno de 2.000 m³, de la URSS, cuando el contenido de oxígeno del viento se aumentó del 26,7% al 34,7%, y el gas natural inyectado se incrementó del 8,6% al 14,3%, la productividad aumentó en un 15,3% y la carga de coque se pudo reducir de 484 a 445 kg por tonelada de arrabio, con un factor de sustitución del coque de 0,91 kg de coque por m³ de gas natural. Con un viento cuyo contenido de oxígeno era del 25%, y mediante la inyección de 100-105 m³ de gas natural por tonelada de arrabio, también fue posible aumentar la producción diaria de arrabio en otro alto horno de 2.014 m³, ubicado en Magnitogorsk (URSS). Dicho aumento osciló entre 1,8% y 2,2%, reduciéndose el consumo de coque en un 2,4% por cada 1% de oxígeno.¹ Con la actual relación entre los gastos por concepto de coque, gas natural y oxígeno, la mayor ventaja económica se obtuvo con el empleo de oxígeno y gas natural, de cada uno de los cuales se consumieron 90 m³ por tonelada de arrabio. Se ha comprobado también que los niveles limitativos del consumo de gas natural para vientos que contengan 21%, 25%, 30%, 35% y 40% de oxígeno, calculados a base de datos empíricos, son, respectivamente, 20-65, 70-140, 100-210, 130-230 y 150-245 m³ por tonelada de arrabio. El consumo de gas se acercará más a los límites superiores cuando se utilice un viento combinado para conseguir una mayor disminución del consumo de coque; si el principal objetivo es lograr un aumento de la productividad, deberá procurarse que el consumo de gas se aproxime lo más posible a los límites inferiores.

¹ N. N. Babarykin y otros, "Use of combined blast in Magnitogorsk Combine blast-furnaces", *Steel in the URSS*, marzo 1976, págs. 118-122.

Inyección de combustible

En el funcionamiento del alto horno, la inyección de combustible a través de las toberas es la operación más importante después de la preparación de las materias primas. Con el desarrollo de medios para conseguir temperaturas de viento más elevadas, y ante la necesidad de controlar la temperatura de la llama, se hizo evidente que podrían inyectarse en las toberas del alto horno combustibles hidrocarbúricos fríos, no sólo para controlar dicha temperatura sino también en sustitución de cierta cantidad de coque.

En presencia de grandes cantidades de coque, los combustibles hidrocarbúricos sólo pueden reducirse a monóxido de carbono e hidrógeno; por tanto, producen menos calor que el coque caliente al que sustituyen. Siempre que el alto horno posea capacidad de estufado para elevar la temperatura del viento caliente, y mientras haya de humedecerse el viento para disminuir la temperatura de la llama, el empleo de combustibles hidrocarbúricos resultará ventajoso porque su efecto endotérmico proporciona un medio de controlar la temperatura en la solera.

En general, cuando se inyectan combustibles a través de las toberas debe reducirse el contenido en humedad del viento. A este respecto, se vienen utilizando gas natural, gas de horno de coque, fuel-oil, carbón pulverizado, alquitrán y lodos de petróleo y carbón.

La inyección de combustible entraña las siguientes ventajas: reducción de la carga de coque; estabilización del funcionamiento del alto horno y aumento de la producción; compensación de la insuficiente capacidad de los hornos de coque o ahorro en instalaciones de coquización; y bajos gastos de inversión en equipo de inyección de alto horno.

Para que la inyección de combustible sea eficaz, deberá prestarse atención a lo siguiente: compensación de calor capaz de mantener la temperatura de la llama en la tobera dentro de ciertos valores; límites de carga de combustión para las distintas toberas; cambios en la permeabilidad, intercambio de calor, y reacciones reductoras originadas por la variación del volumen de gas producido por tonelada de metal caliente; método de inyección (técnicas de atomización, etc.); y medidas para hacer frente al problema de las descargas imprevistas y a otras dificultades.

En la inyección de combustible, los problemas más importantes que se plantean son los de la compensación del calor y la carga de combustión. La reducción de la carga de coque que hace posible la inyección de combustible guarda relación con la temperatura del viento.

Según los resultados de explotación de un alto horno de Kawasaki (Japón), el límite de inyección de petróleo es de 30 kg/tonelada a una humedad constante, es decir, con un límite inferior de 2.000°C y un límite superior de 2.200°C de la temperatura teórica de la llama y una temperatura de viento de 800°C. Con una temperatura de viento de 1.100°C se pueden inyectar hasta 110 kg/tonelada.

Se considera que el límite de la relación de la cantidad de oxígeno necesaria para la combustión completa del petróleo es de 1,1-1,2, con lo que se tendría un límite de inyección de petróleo de 110 kg/tonelada, así como un límite de inyección de alquitrán de alrededor de 90 kg/tonelada.

En los altos hornos de Fukuyama (Japón), se utilizó recientemente inyección de petróleo a razón de unos 80 kg/tonelada, combinada con enriquecimiento del viento con oxígeno, a fin de reducir la carga de coque a unos 400 kg/tonelada. Sin embargo, fue necesario mantener la temperatura teórica de la llama a un nivel bastante elevado: 2.300°-2.400°C. En un alto homo experimental se pudo reducir la carga de coque a 210 kg/tonelada mediante la inyección de gas reductor obtenido de aproximadamente 220 kg de petróleo por tonelada.

Parece ser² que la inyección de polvo de carbón en un alto homo de 700 m³ ubicado en Donetsk (URSS), que utilizaba 200 kg de carbón magro por tonelada de arrabio, modificó de manera muy considerable la tasa de productividad y la carga de coque. Los datos obtenidos en un período de un año son los siguientes: cambio de la productividad con la inyección de carbón: -0,2%; reducción del consumo de coque: 45,1% kg/tonelada de hierro, es decir, un 7,5%; reducción del costo de producción de arrabio: alrededor de 1,3 dólares por tonelada de arrabio.

Funcionamiento del homo con presión en el tragante

Uno de los factores limitativos que se dan al intentar aumentar la tasa de producción de los altos hornos es el efecto elevador causado por el gran volumen de gases que soplan en sentido ascendente a través de la carga. Ese efecto elevador impide que la carga descienda normalmente y origina pérdidas de producción, en lugar de aumentos.

El aumento del volumen del viento reduce el tiempo de paso del gas a través del horno, es decir, el tiempo de reacción. Esto disminuye el grado de utilización del gas, lo que da lugar a un aumento de la temperatura en el tragante y a un incremento de la carga de coque. La caída de la presión en el homo también es mayor. Sin embargo, si se aumentara el volumen del viento más allá de cierto límite, el desequilibrio de permeabilidad en todo el horno produciría chimeneas e inundaciones.

Para conseguir un ascenso uniforme de los gases y un descenso satisfactorio de la carga, es necesario mantener dentro de ciertos límites la velocidad de la corriente del gas. El empleo de una mayor presión del gas en el horno, con lo que se reduce el volumen del gas, constituye una medida muy eficaz a este respecto. En el Japón, la mayor parte de los hornos

de reciente construcción funcionan con presión en el tragante. Dicha presión se ha venido aumentando en forma gradual hasta alcanzar el nivel actual de 1,0-1,5 kg/cm², y a veces hasta 2,5 kg/cm² en los altos hornos más grandes.

Como resultado de la labor realizada en el Japón por los fabricantes de hierro, se ha llegado a las siguientes conclusiones sobre las consecuencias de la utilización de presión elevada en el tragante:

a) Aumentando la presión en el tragante, el índice de permeabilidad aumenta proporcionalmente;

b) Un aumento de la presión en el tragante entraña un incremento de la producción; por ejemplo, aumentando la presión 0,1 kg/cm² aumenta la productividad aproximadamente un 1,5%;

c) Aumentando la presión en el tragante se reducen las pérdidas por solución, mientras que una mayor productividad diaria supone mayores pérdidas por solución, pero el resultado final es una ligera reducción de la carga de coque;

d) Al aumentar la presión en el tragante aumenta la permeabilidad, y se reduce, por tanto, el número de caídas de la carga. Asimismo, aumentando la presión se aminora la velocidad del gas en el tragante, reduciéndose con ello las pérdidas en forma de polvo.

Carga prerreducida

Como se indica en la figura IV, de los datos relativos a la explotación de altos hornos se desprende que utilizando carga previamente reducida se reduce el consumo de coque y se aumenta la productividad.

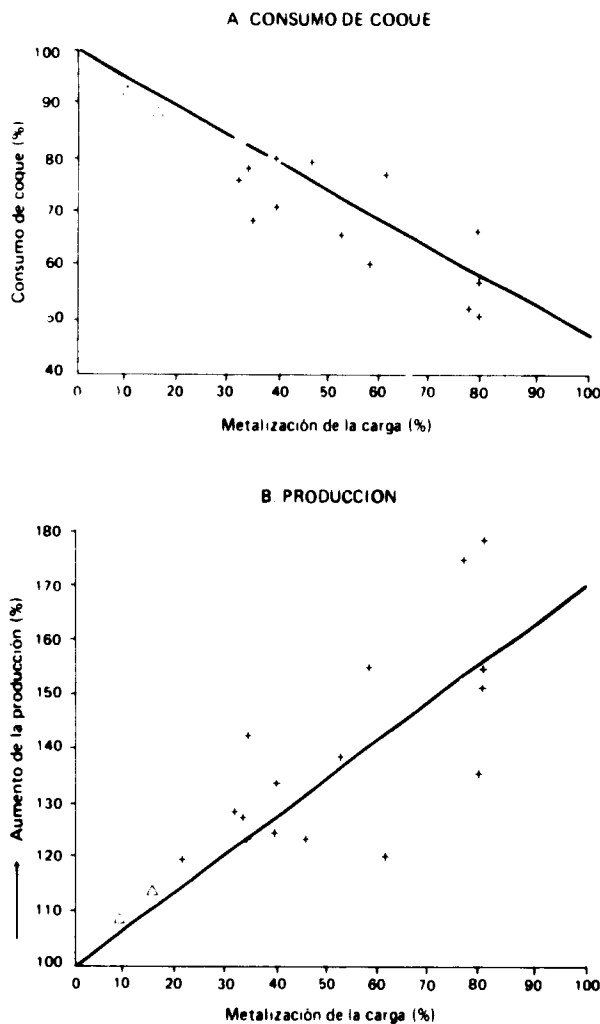
Altos hornos de gran capacidad

En las fábricas siderúrgicas integradas, se está abandonando la producción de acero en homo de solera por preferirse el proceso de convertidor. La gran eficiencia de este proceso y la ampliación de la capacidad unitaria de las instalaciones de laminación han asegurado la mayor productividad unitaria anual de tales fábricas siderúrgicas. Con objeto de responder a esa tendencia hacia el empleo de instalaciones de mayor capacidad, y de atender a la creciente demanda de metal caliente obtenido en convertidores, es indispensable que haya una oferta estable de grandes cantidades de metal caliente de bajo costo producido en altos hornos de gran capacidad.

Del examen de datos muy completos sobre los factores involucrados en la explotación de altos hornos de gran capacidad, se desprende que en ellos el costo de producción de metal caliente resulta menor. Esta ventaja, si bien es sensible hasta un volumen interior de 2.500 m³, disminuye si se sobrepasan los 4.000 m³, como se indica en estudios realizados por empresas siderúrgicas del Japón.

²Yaroshevskii y otros, "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*, junio 1976, págs. 298-300.

Figura IV. Relación del consumo de coque y la producción con la carga prerreducida



Fuente: United States Bureau of Mines, Publicación núm. 166.

Nota: +: Datos del United States Bureau of Mines; O, Δ: datos de Steel Company of Canada Ltd.

Al decidir el tamaño de un alto horno, deben considerarse seriamente las propiedades de las materias primas. Es preciso tener en cuenta, en particular, que el tamaño de la carga y los requisitos de resistencia son cada vez más rigurosos. Además la capacidad de los altos hornos puede aumentarse ampliando el diámetro de la solera y otras dimensiones de la sección transversal, sin que sea preciso aumentar demasiado la altura del horno. En los altos hornos de mayor capacidad también aumenta proporcionalmente la presión en el tragante.

Aunque los gastos de explotación de un alto horno grande son más elevados que los de un horno de tamaño menor, los gastos de inversión son inferiores en el primer caso. Es más, los gastos globales de explotación y de inversión son inferiores a los de un alto horno de tamaño menor. En un alto

horno grande, las pérdidas por solución son mayores debido a que la altura del horno no es suficientemente grande en relación con el aumento del medio ácido del volumen interior, con lo que se abrevia el tiempo de descenso de la carga. Los costos de mano de obra se reducen con el aumento de la capacidad del horno, pero los gastos de funcionamiento del soplante aumentan cuando el horno funciona de manera continua con elevada presión en el tragante. Como dichos gastos son superiores a la disminución de los costos de mano de obra, los gastos globales de explotación tienden a ser mayores al aumentarse la capacidad del horno.

El costo de construcción por tonelada de hierro es inversamente proporcional a la tercera potencia del volumen interior. Esto da por resultado una disminución de los costos unitarios de amortización, de los intereses del capital y de los gastos de explotación.

El Laboratorio de Investigaciones del Medio Ambiente Industrial, del Organismo Estadounidense de Protección del Medio Ambiente, ha calculado los gastos de inversión y de explotación de altos hornos de diversos tamaños ubicados en los Estados Unidos, que utilizan pélets oxidados y metalizados. Las cifras correspondientes figuran en los cuadros 10 a 13.

En los cuadros 14 y 15, respectivamente, se dan datos relativos a la explotación de algunos de los altos hornos de mayor capacidad del Japón y de la URSS. A continuación se dan los datos técnicos de un alto horno que recientemente entró en funcionamiento en la fábrica siderúrgica que posee en Linz (Austria) la Voest Alpine A.G.

Datos técnicos de un alto horno recientemente puesto en funcionamiento^a

Diámetro de solera	11 m
Volumen total	3.055 m ³
Volumen utilizable	2.504 m ³
Presión máxima del gas del horno	2,5 bar
Temperatura máxima del aire caliente	1.350°C
Cantidad máxima de aire	360.000 m ³ N/hora
Toberas	28
Piqueras	3
Bigoterías	1
Producción diaria de arrabio	5.500 toneladas
Consumo diario de coque	2.300 toneladas
Carga diaria	9.500 toneladas

^aFábrica siderúrgica de la Voest Alpine A.G., en Linz (Austria).

Fabricación del hierro en hornos eléctricos

En el mundo entero existen aproximadamente 100 hornos eléctricos para la fabricación de hierro,

CUADRO 10. ESTRUCTURA DE COSTOS EN UN ALTO HORNO NUEVO

(Capacidad nominal anual: $1,22 \times 10^6$ toneladas de metal caliente; inversión de capital (IC): 90 millones de dólares; ubicación: Grandes Lagos)

Componentes de costos o gastos	Unidades de costo o base anual de evaluación de costos	Dólares por unidad	Unidades consumidas por tonelada de producto	Dólares por tonelada de producto
Gastos variables				
Materias primas				
Pélets	l.t.u.	0,45	84,7	38,11
Piedra caliza	Toneladas	5,00	0,25	1,25
Energía				
Coque adquirido	Toneladas	90,25	0,53	47,85
Energía eléctrica adquirida	kWh	0,016	25,00	0,40
Créditos por concepto de energía				
Gas de alto horno	10^6 B.t.u.	2,0	3,8	(7,60)
Aire				
Refrigeración (velocidad de paso)	10^3 galones	0,05	11	0,55
Mano de obra directa (salarios)	Horas-hombre	7,00	0,15	1,05
Supervisión directa (salarios)	15% mano de obra			0,16
Personal y material de mantenimiento	5% IC			3,69
Gastos generales de personal	35% (MO+S)			0,42
Gastos variables diversos/créditos				
Muestreo de escoria				0,25
Créditos por concepto de chatarra	Toneladas	80,00	0,01	(0,80)
Gastos variables totales				85,33
Gastos fijos				
Gastos generales de la planta	65% (MO+S)			0,79
Impuestos locales y seguros	2% IC			1,48
Amortización (18 años)	5,55%			4,09
Gastos totales de producción				91,69
Rendimiento de la inversión (impuestos no deducidos)	20% IC			14,75
Total				106,44

Fuente: Datos compilados de un estudio realizado por el United States Environmental Protection Agency, EPA-600/7-76-034c, diciembre 1976.

Nota: B.t.u.: Unidad térmica británica; l.t.u.: unidad de contenido de hierro (22,4 libras) en tonelada larga; MO: mano de obra directa; S: supervisión directa (salarios).

CUADRO 11. ESTRUCTURA DE COSTOS EN UN ALTO HORNO NUEVO

(Capacidad nominal anual: $2,6 \times 10^6$ toneladas de metal caliente; inversión de capital (IC): 156 millones de dólares; ubicación: Grandes Lagos)

Componentes de costos o gastos	Unidades de costo o base anual de evaluación de costos	Dólares por unidad	Unidades consumidas por tonelada de producto	Dólares por tonelada de producto
Gastos variables				
Materias primas				
Pélets	l.t.u.	0,45	84,7	38,11
Piedra caliza	Toneladas	5,00	0,332	1,66
Energía				
Coque adquirido	Toneladas	90,0	0,53	47,70
Energía eléctrica adquirida	KWh	0,016	25	0,40

CUADRO 11 (continuación)

<i>Componentes de costos o gastos</i>	<i>Unidades de costo o base anual de evaluación de costos</i>	<i>Dólares por unidad</i>	<i>Unidades consumidas por tonelada de producto</i>	<i>Dólares por tonelada de producto</i>
<i>Gastos variables (continuación)</i>				
Créditos por concepto de energía				
Gas de alto horno	10 ⁶ B.t.u.	2,0	3,8	(7,60)
Agua				
Refrigeración (velocidad de paso)	10 ³ galones	0,05	11	0,55
Mano de obra directa (salarios)	Horas-hombre	7,00	0,10	0,70
Supervisión directa (salarios)	15% mano de obra			0,11
Mano de obra y material de mantenimiento	5% IC			3,00
Gastos generales de mano de obra	35% (MO+S)			0,28
Gastos variables diversos/créditos				
Muestreo de escoria				
Crédito por concepto de chatarra	Toneladas	80,00	0,01	(0,80)
Gastos variables totales				84,36
<i>Gastos fijos</i>				
Gastos generales de la planta	65% (MO+S)			0,53
Impuestos locales y seguros	2% IC			1,20
Amortización	5,55%			3,33
Costos totales de producción				89,42
Rendimiento de la inversión (impuestos no deducidos)	20% IC			12,00
Lucha contra la contaminación				4,57
Total				105,99

Fuente: Datos compilados de un estudio realizado por el United States Environmental Protection Agency, EPA-600/7-76-034c, diciembre 1976.

Nota: B.t.u.: Unidad térmica británica; l.t.u.: unidad de contenido de hierro (22,4 libras) en tonelada larga; MO: mano de obra directa; S: supervisión directa (salarios).

CUADRO 12. ESTRUCTURA DE COSTOS EN UN ALTO HORNO NUEVO QUE FUNCIONA CON CARGA DE COQUE REDUCIDA

(Capacidad nominal anual: 2,6 x 10⁶ toneladas de metal caliente; inversión de capital (IC): 152 millones de dólares; ubicación: Grandes Lagos)

<i>Componentes de costos o gastos</i>	<i>Unidades de costo o base anual de evaluación de costos</i>	<i>Dólares por unidad</i>	<i>Unidades consumidas por tonelada de producto</i>	<i>Dólares por tonelada de producto</i>
<i>Gastos variables</i>				
Materias primas				
Pélets	l.t.u.	0,45	84,7	38,11
Piedra caliza	Toneladas	5,00	0,225	1,12
Energía				
Coque adquirido	Toneladas	90,00	0,515	46,35
Energía eléctrica adquirida	kWh	0,016	24	0,38
Créditos por concepto de energía				
Gas de alto horno	10 ⁶ B.t.u.	2,00	3,69	(7,38)
Agua				
Refrigeración (velocidad de paso)	10 ³ galones	0,05	10,6	0,53
Mano de obra directa (salarios)	Horas-hombre	7,00	0,10	0,70
Supervisión directa (salarios)	15% mano de obra			0,11

<i>Componentes de costos o gastos</i>	<i>Unidades de costo o base anual de evaluación de costos</i>	<i>Dólares por unidad</i>	<i>Unidades consumidas por tonelada de producto</i>	<i>Dólares por tonelada de producto</i>
Mano de obra de mantenimiento				
Materiales y suministros de mantenimiento	5% IC			2,92
Gastos generales de personal	35% (MO+S)			0,28
Gastos diversos/créditos				
Muestreo de escoria				0,25
Crédito por concepto de chatarra	Toneladas	80,00	0,91	(0,80)
Gastos variables totales				82,57
<i>Gastos fijos</i>				
Gastos generales de la planta	65% (MO+S)			0,53
Impuestos locales y seguros	2% IC			1,17
Amortización (18 años)	5,55%			3,25
Costos totales de producción				87,52
Rendimiento de la inversión (ir puestos no deducidos)	20% IC			11,70
Lucha contra la contaminación				4,06
Total				103,28

Fuente: Datos compilados de un estudio realizado por el United States Environmental Protection Agency, EPA-600/7-76-034c, diciembre 1976.

Nota: B.t.u.: Unidad térmica británica; l.t.u.: unidad de contenido de hierro (22,4 libras) en tonelada larga; MO: mano de obra directa; S: supervisión directa (salarios).

CUADRO 13. ESTRUCTURA DE COSTOS EN NUEVAS INSTALACIONES PARA LA FABRICACION DE ESPONJA DE HIERRO (93% METALIZADA)

(Capacidad nominal anual: $1,2 \times 10^6$ toneladas de metal caliente; inversión de capital (IC): 168 millones de dólares; ubicación: Grandes Lagos)

<i>Componentes de costos o gastos</i>	<i>Unidades de costo o base anual de evaluación de costos</i>	<i>Dólares por unidad</i>	<i>Unidades consumidas por tonelada de producto</i>	<i>Dólares por tonelada de producto</i>
<i>Gastos variables</i>				
Materias primas				
Pélets	l.t.u.	0,45	8,5	38,25
Piedra caliza	Toneladas	5,00	0,140	0,70
Energía				
Combustible adquirido	10^4 B.t.u.	2,00		
Carbón	Toneladas	25,00	0,625	15,62
Vapor adquirido	10^6 B.t.u.	3,00		
Energía eléctrica adquirida	kWh	0,018	56,0	0,90
Diversos				
Agua				
Proceso (consumo)	10^3 galones	0,50		
Refrigeración (velocidad de paso)	10^3 galones	0,05	4	0,20
Mano de obra directa (salarios)	Horas-hombre	7,00	0,20	1,40
Supervisión directa (salarios)	15% MO			0,21
Materiales y suministros de mantenimiento	4% IC			5,60
Gastos generales de personal	35% (MO+S)			0,56
Gastos variables totales				63,44

CUADRO 13 (continuación)

Componentes de costos o gastos	Unidades de costo o base anual de evaluación de costos	Dólares por unidad	Unidades consumidas por tonelada de producto	Dólares por tonelada de producto
Gastos fijos				
Gastos generales de la planta	65% (MO+S)			1,05
Impuestos locales y seguros	2% IC			2,80
Amortización (18 años)	5,55%			7,77
Costos totales de producción				75,06
Rendimiento de la inversión (impuestos no deducidos)	20% IC			28,00
Total				103,06

Fuente: Datos compilados de un estudio realizado por el United States Environmental Protection Agency, EPA-600/7-76-034c, diciembre 1976.

Nota: B.t.u.: Unidad térmica británica; l.t.u.: unidad de contenido de hierro (22,4 libras) en tonelada larga; MO: mano de obra directa; S: supervisión directa (salarios).

CUADRO 14. RESULTADOS DE EXPLOTACION DE LOS ALTOS HORNOS FUKUYAMA (JAPON)

Concepto	Agosto 1966 (1 alto horno)	Febrero 1968 (2 altos hornos)	Julio 1969 (3 altos hornos)	Abril 1971 (4 altos hornos)
Volumen interior (m ³)	2 004	2 626	3 016	4 197
Diámetro de solera (m)	9,8	11,2	11,8	13,8
Producción (toneladas/día)	4 639	6 064	6 834	10 017
Productividad (toneladas/día/m ³)	2,32	2,31	2,27	2,39
Carga de coque (kg/tonelada)	469	469	465	437
Consumo de petróleo (kg/tonelada)	34	26	40	52
Consumo de combustible (kg/tonelada)	503	495	505	489
Consumo de sinter (%)	70	64	76	80
Volumen de escoria (kg/tonelada)	253	260	274	290
Volumen de aire (viento) (m ³ N/min)	4 073	5 309	5 842	7 722
Presión del viento (kg/cm ²)	2,24	2,61	2,93	3,61
Presión en el tragante (kg/cm ²)	0,59	0,99	1,36	2,10
Temperatura del aire (viento) (°C)	1 112	1 146	1 159	1 200
Enriquecimiento con O ₂ (%)	0	0	0,6	1,4
Si en el arrabio (%)	0,71	0,69	0,66	0,71
S en el arrabio (%)	0,038	0,037	0,038	0,032
CaO/SiO ₂ en la escoria (%)	1,23	1,17	1,16	1,13
Ceniza de coque (%)	9,2	9,1	10,6	10,5
Índice de tambor	92,4	93,2	91,8	92,0

CUADRO 15. DATOS SOBRE ALTOS HORNOS RECIENTEMENTE CONSTRUIDOS EN LA URSS

	Alto horno de 5.000 m ³	Alto horno de 5.000 m ³	Alto horno de 5.000 m ³	Alto horno de 5.000 m ³
Diámetro de solera (m)	14,7	15,1		
Altura útil (m)	33,5	34,3		
Producción diaria (toneladas)	12 900	14 000		
Carga (kg/tonelada de arrabio)				
Sinter	1 000	837		
Pélets	680	810		
Coque (seco)	375	370		
Recursos energéticos (m ³ /tonelada de arrabio)				
Viento (incluido un 6% de pérdidas)	830	820		
Oxígeno del proceso	158	156		
Gas natural (incluido un 3% de pérdidas)			149	147
Volumen de aire (viento) (m ³ /min)			7 500	8 000
Temperatura del aire (viento) (°C)			1 400	1 400
Rendimiento de productos de fusión por toneladas de arrabio				
Escoria (kg)			325	290
Gas del tragante (m ³)			1 380	1 370
Polvo del tragante (kg)			25	25
Manganeso en el arrabio (%)			1,2	1,2
Azufre en el arrabio (%)			0,035	0,020
Valor calorífico del gas del tragante (kcal/m ³)			1 190	1 180
Presión del gas del tragante (bar)			2,5	2,5

con una capacidad de producción total de 3-4 millones de toneladas de arrabio anuales. Los primeros hornos eléctricos para fundir mineral de hierro y producir metal líquido se construyeron a fines del siglo diecinueve. Los hornos de este tipo que en la actualidad se utilizan son los de arco de baño abierto y los de cuba baja o de arco sumergido.

Horno de arco de baño abierto

En este tipo de horno, el electrodo está en contacto con la escoria pero no entra en la carga sólida. En una planta de Sorel, en Quebec (Canadá) se utiliza actualmente un horno de arco de baño abierto para fundir ilmenita con reducción selectiva del hierro y producir metal caliente de bajo contenido en carbono, así como escoria titanífera. Se lo utiliza en el proceso Strategic-Udy.

Horno de arco sumergido

El horno de arco sumergido constituye un tipo intermedio entre el horno de cuba y el de baño abierto. Fue industrialmente desarrollado por Tysland and Hole, en Noruega, donde, a la construcción de los primeros hornos Tysland-Hole de 600 kV, ha seguido la de varios hornos mayores, incluidos cuatro hornos de 20-25 MW del tipo Tysland-Hole, en Moi Rana, y otro del mismo tamaño en Svelgen. En el cuadro 16 se indican las instalaciones más grandes ubicadas en distintos países.

CUADRO 16. GRANDES HORNOS TYSLAND-HOLE CONSTRUÍDOS EN DIVERSOS PAÍSES

País	Número de hornos	Capacidad de fusión (MW)
Canadá	1	10
España	1	6,5
Filipinas	2	20
Finlandia	1	10
India	2	20
Israel	2	29
Italia	13	102,5
Japón	2	13
Noruega	6	108
Perú	2	20
Portugal	1	10
Suecia	6	54
Suiza	1	8,5
Venezuela	9	180
Yugoslavia	3	30
Total	52	621,5

Algunas acerías establecidas en el Japón han desarrollado hornos eléctricos para la fusión de arrabio basados en hornos de baño abierto, relativamente pequeños, con capacidades de fusión que varían entre 1 y 10 MW. La mayor parte de los hornos en funcionamiento funden concentrados de arena de playa localmente disponibles. Teniendo en cuenta los hornos japoneses y los hornos más

pequeños de tipo de baño abierto, la capacidad de fusión mundial total se calcula en unos 1.000 MW, para una producción de 3-4 millones de toneladas de arrabio anuales.

El consumo de energía eléctrica ha sido, en promedio, de 2.200 kWh por tonelada de arrabio, y el consumo de pasta electrodica, de 8 a 15 kg/tonelada. Para la producción de una tonelada de arrabio se requieren, por lo general, unos 1.500 kg de mineral sinterizado y entre 400 y 430 kg de coque.

Prerreducción de material de fusión

Respecto de los procesos de reducción directa, hay una clara distinción entre el material prerreducido para la fusión de hierro en el alto horno o en el horno eléctrico, por una parte, y la esponja de hierro para la fabricación directa de acero en un horno eléctrico, por otra. En el primer caso, el producto final es el arrabio. A continuación se hace un breve examen del empleo de material prerreducido para la fabricación de arrabio.

Como en la cuba del propio alto horno tiene lugar una considerable prerreducción, las ventajas de utilizar carga prerreducida no son muy importantes en dichos hornos. Por otro lado, el empleo de carga prerreducida para la fusión eléctrica supone una considerable economía en el consumo de coque, electricidad y fundentes. La productividad también tiende a aumentar con el empleo de cargas prerreducidas. El grado de aumento depende del grado de metalización del mineral de hierro prerreducido.

Entre el gran número de procesos para la prerreducción y la fabricación de esponja de hierro, los siguientes son los más prometedores:

- a) Agentes reductores sólidos
 - Calentamiento externo
 - i) Echeverría
 - ii) Kinglor Metor
 - Calentamiento interno
 - i) Krupp
 - ii) SL/RN
- b) Agentes reductores gaseosos
 - Horno de cuba
 - i) Midrex (reciclaje del gas)
 - ii) Purofer (reciclaje del gas)
 - iii) Armco (sin reciclaje del gas)
 - Lecho fijo HyL
 - Lecho fluidizado
 - i) HIB (a presión)
 - ii) Fior (a presión)
 - iii) Novalfer (sin presión)

A continuación se esbozan brevemente los procesos utilizados en la producción comercial.

El proceso de horno rotatorio es un proceso continuo en el que se utilizan carbones no coquizables como agente reductor. Resulta ventajoso para los países que disponen de abundantes recursos de carbón y de mineral de hierro de buena calidad. Pueden utilizarse mineral de hierro en pedazos y pélets, ambos de alta ley.

En el proceso Midrex, también continuo, se emplea un horno de cuba, con gas natural reformado como agente reductor. El reciclaje de gases, y las ventajas que supone todo proceso continuo, dan por resultado un bajo consumo de energía.

El proceso HyL es un proceso discontinuo en el que se utilizan un reactor de lecho fijo y gas natural reformado como agente reductor.

El proceso Armco es similar al proceso Midrex.

El proceso HIB (briqueta rica en hierro) entraña la reducción en lecho fluidizado mediante gas natural reformado al vapor. Primero se calienta el mineral fino, y después se lo reduce con gas natural reformado al vapor, a una temperatura de unos 700°C, tras lo cual se procede a la briquetación en caliente y a la refrigeración.

Consideraciones de carácter económico

Al comparar las capacidades de los hornos de reducción eléctricos y de los altos hornos, es difícil concebir una planta con horno eléctrico de una capacidad de fabricación de hierro de más de dos millones de toneladas; el alto horno, con su gran capacidad de producción, es más adecuado en este sentido. Para plantas con una capacidad de hasta un millón de toneladas aproximadamente, podría considerarse el empleo de hornos de reducción eléctricos, pues éstos tienen la ventaja de ser más flexibles que los altos hornos grandes.

Cabe señalar, sin embargo, que la tendencia hacia el empleo de hornos eléctricos más grandes, con empleo de cargas precalentadas y prerreducidas, permitirá producir en un futuro próximo 500 toneladas diarias por horno, con posibilidades de alcanzar las 1.000 toneladas diarias. Podría considerarse el empleo de hornos de este tipo en plantas de 1,5 millones de toneladas de capacidad, como las

proyectadas para Siberia oriental o para África, regiones que cuentan con un enorme potencial de energía hidroeléctrica.

En cuanto a los gastos de capital, no parece que haya gran diferencia entre los altos hornos y los hornos de reducción eléctricos de capacidad comparable. En el caso de plantas grandes o de tamaño mediano, los gastos anuales pueden ser más o menos los mismos por tonelada de hierro producido con un alto horno moderno o con un horno de reducción eléctrico, ambos con instalaciones de preparación de minerales pero sin instalaciones de almacenamiento, plantas de coque, centrales energéticas ni minas.

Si las instalaciones de un alto horno entrañan gastos de inversión parecidos a los de un horno eléctrico, la elección entre ambos dependerá sobre todo del costo relativo de la electricidad y del costo y la disponibilidad de carbones coquizables. Estudios realizados en la URSS han demostrado que en ambos procesos los costos vienen a ser los mismos si 1 kg de coque rinde el equivalente de 3.5-4 kWh, y si se emplean hornos de 108.000-120.000 kVA con seis electrodos y una producción de 1.000 toneladas diarias.

Cabe señalar, por último, que la elección entre ambos procesos dependerá principalmente de la disponibilidad de energía eléctrica y de carbón baratos. Los países en desarrollo poseen una parte preponderante de los recursos mundiales de gas, petróleo y potencial de energía hidroeléctrica, así como una buena parte de los minerales de hierro, pero carecen, en cambio, de carbón, y en particular de carbón coquizable. Sería, por tanto, más conveniente que muchos países en desarrollo consideraran la posibilidad de adoptar el método de horno eléctrico, que tiene además otras dos ventajas: flexibilidad de tamaño y costos de las plantas relativamente más bajos.

Desde un punto de vista tecnológico, la sustitución de coque por carbón vegetal es enteramente aceptable y viable. Sin embargo, su utilización exigirá un programa de reforestación a fin de asegurar suministros suficientes de carbón vegetal durante largo tiempo. La capital importancia de mantener el equilibrio del medio ambiente en los países en desarrollo haría más apremiante la necesidad de contar con programas adecuados de reforestación.

III. Fabricación de acero

El arrabio está constituido por diversas combinaciones de hierro con un gran número de otros elementos químicos, de los cuales el carbono, el manganeso, el fósforo, el azufre y el silicio son los más comunes. Según sea la composición de las materias primas de las que se obtiene el hierro mena de hierro (beneficiada o de otro tipo), coque y piedra caliza, principalmente y el tipo de funcionamiento del horno, el arrabio puede contener entre un 3,0% y un 45% de carbono; entre el 0,15% y el 2,5% o más de manganeso; hasta un 0,2% de azufre; del 0,025% al 2,5% de fósforo; y entre el 0,05% y el 4,0% de silicio. Durante el afino del arrabio para convertirlo en acero, estos cinco elementos deben desaparecer casi por completo, o, por lo menos, su presencia debe reducirse drásticamente.

Los modernos procesos de fabricación de acero, comprendidos los de tipo neumático, se pueden clasificar en dos grandes grupos, desde el punto de vista químico: procesos ácidos y procesos básicos. El carbono, el manganeso y el silicio pueden eliminarse con relativa facilidad mediante cualquiera de estos dos procesos, sin embargo, la eliminación del fósforo y del azufre exige condiciones especiales que sólo se dan en determinados procesos básicos. En estos procesos, mediante la adición de cal al sistema químico, se obtiene una escoria básica susceptible de combinarse con el fósforo y con el azufre durante el afino, produciendo así compuestos separables del mineral.

Tipos de procesos

Existen cinco tipos de procesos para la fabricación de acero: Martin-Siemens, neumático, de colada continua, eléctrico y de energía atómica, cada uno de ellos con diversas variantes.

Proceso Martin-Siemens

El horno Martin-Siemens es de reverbero y de recuperación. La carga se funde en una solera refractaria poco profunda en relación con su longitud; para ello, se hace pasar una llama sobre la carga de modo que, tanto ésta como el techo relativamente bajo de la solera, construido con ladrillo refractario, reciben el calor de la llama. Los gases calientes resultantes de la combustión pasan, a través de unos conductos, desde el laboratorio del horno hasta unas

cámaras de recuperación que contienen ladrillo refractario.

Existen dos tipos de proceso Martin-Siemens: el ácido y el básico. En el proceso ácido, la solera del horno está construida con ladrillo ácido. La carga inicial es arrabio frío o una mezcla de arrabio frío y chatarra. A esta carga no debe añadirse mineral, ya que el óxido de hierro, que es una base, reaccionaría con el revestimiento refractario ácido y lo destruiría rápidamente. Igualmente indeseable sería el fundido de chatarra sola, ya que los productos resultantes de la oxidación tendrían un efecto igualmente perjudicial. En este proceso se eliminan solamente silicio, manganeso, carbono y pequeñas cantidades de fósforo, aunque nada de azufre. En realidad, el acero acabado contiene a veces porcentajes de fósforo y de azufre ligeramente mayores que los de la carga.

El arrabio obtenido del proceso ácido contiene, por lo común, menos de un 1,5% de silicio; entre un 1,0% y un 2,5% de manganeso; menos del 0,045% de fósforo y de azufre; y entre el 4,15% y el 4,40% de carbono.

La composición de la escoria ácida suele ser, en este tipo de procesos, la siguiente: SiO_2 entre 52% y 56%; FeO , entre 20,5% y 29%; MnO , entre 10% y 20,5%; P_2O_5 , entre 0,02% y 0,045%; Al_2O_3 , entre 3,1% y 4,2%; CaO entre 0,7% y 5,4%; y MgO , entre 0,12% y cantidades mínimas.

En el proceso Martin-Siemens básico, la solera del horno se encuentra revestida con material refractario básico, como magnesita y dolomita activada, que permite la carga de la piedra caliza y el empleo de una escoria básica para la eliminación del fósforo y el azufre.

El arrabio del proceso básico suele contener menos del 1,5% de silicio; entre un 0,4 y un 2,0% de manganeso; menos de un 0,05% de azufre; menos del 0,9% de fósforo; y entre el 2,5 y el 4,4% de carbono.

Posteriormente, se han ido introduciendo modificaciones en el proceso Martin-Siemens básico. Del método de "tratamiento del mineral" se ha pasado al método "de soplado de oxígeno por lanza en la bóveda". El empleo de oxígeno aumenta la temperatura del fuego y el índice de transferencia de calor a la carga, acelerando con ello el fundido de cargas con gran contenido de chatarra. Se compensan así las deficiencias en el aprovisionamiento de aire y las insuficiencias de capacidad del recuperador. En el método actual de soplado de oxígeno por lanza en la bóveda, la inyección de oxígeno se inicia inmediatamente después de añadir el metal caliente y prosigue

durante la mayor parte del período de afino. Según los datos obtenidos, este método permite un ahorro de tiempo de entre el 10% y el 25% durante la combustión, y una reducción de entre el 18% y el 35% en el consumo de combustible.

Procesos neumáticos

Al igual que en otros métodos de fabricación de acero, existen dos tipos de proceso neumático, atendiendo a su carácter ácido o básico. En ambas variantes, el método consiste esencialmente en inyectar a presión una corriente de aire, de oxígeno muy puro o de una mezcla de estos con otros gases oxidantes, que, al circular a través del arrabio fundido, o tangencial o frontalmente a su superficie, lo transforma en acero. Si se inyecta aire, el nitrógeno que contiene no cumple ninguna función, y, en cambio, le roba calor al sistema. El nitrógeno absorbido durante el soplado se considera como una impureza indeseable en el acero acabado.

Existen diversas maneras de suministrar el gas oxidante en el proceso neumático:

Convertidor de soplado por el fondo

Este método ha sido el más empleado en la producción de acero mediante procesos neumáticos de inyección de aire, tanto ácidos como básicos. En él, el viento se inyecta a todo lo largo del baño fundido; es, por tanto, una variante extrema del soplado por inmersión.

El proceso ácido de soplado por el fondo, conocido como proceso Bessemer ácido, se utilizó originalmente para producir la mayor parte del acero mundial. El hierro sometido a este proceso deberá tener una temperatura adecuada y su composición química deberá mantenerse, por lo general, dentro de los siguientes márgenes: del 1,1% al 1,7% de silicio; entre 0,4% y 0,7% de manganeso; un 0,99% de fósforo, como máximo; hasta un 0,03% de azufre; y del 4,0% al 4,5% de carbono.

El soplado dura sólo de 10 a 15 minutos y la operación se desarrolla con gran rapidez. El contenido de silicio y manganeso en el arrabio debe guardar una proporción de 2:2,5, ya que el primero es una fuente de calor. La inyección de aire enriquecido con oxígeno ayuda a reducir el tiempo de soplado y permite un aprovechamiento mayor del hierro frío y de la chatarra.

El proceso básico de soplado por el fondo, conocido como proceso Bessemer básico, proceso Thomas o proceso Thomas-Gilchrist, no llegó a cobrar gran difusión, debido a la aparición del proceso Martin-Siemens básico.

La composición química habitual del hierro de alto horno utilizado en el proceso Bessemer básico de soplado por el fondo suele ser la siguiente: silicio, de 0,2% a 0,5%; manganeso, de 0,6% a 1,0%; fósforo, de

1,4% a 2,0%; y azufre, de 0,03% a 0,05%. La composición química y las propiedades de los aceros producidos por este método se asemejan más a las de aceros equivalentes obtenidos por el proceso Martin-Siemens básico que a las de los aceros resultantes del proceso Bessemer ácido. Sin embargo, en el acero del proceso neumático básico de soplado por el fondo, el contenido de nitrógeno es mucho mayor que en el del proceso Martin-Siemens básico. Por esta razón, los aceros de soplado por el fondo obtenidos mediante el proceso Bessemer básico, con ser más semejantes a los aceros del proceso Martin-Siemens básico que a los del Bessemer ácido no son suficientemente apropiados para determinadas aplicaciones, a causa de su mayor resistencia, su menor ductilidad y su susceptibilidad al envejecimiento por trabajo frío.

Convertidores de soplado lateral

Las reacciones químicas que tienen lugar en el convertidor ácido de soplado lateral son semejantes a las del convertidor ácido de soplado por el fondo. Sin embargo, en el primero todas las toberas se encuentran por encima del nivel del líquido del baño y penetran lateralmente en el recipiente. Utilizando una carga equivalente de hierro, la temperatura del acero producido es mucho mayor que la del acero obtenido en el convertidor ácido de soplado por el fondo, con lo que puede reducirse algo el contenido de silicio en el hierro. El contenido de nitrógeno del acero acabado es evidentemente mucho menor que el del acero producido mediante el proceso ácido de soplado por el fondo. El tiempo de soplado es menor cuando se enriquece con oxígeno el aire inyectado.

Proceso Stora-Kaldo

En este proceso, el oxígeno incide oblicuamente sobre la superficie del baño de metal líquido, que se halla en un recipiente inclinado y en rotación. Al contrario de los convertidores Bessemer de soplado por el fondo y los de soplado alto de oxígeno, el horno Kaldo tiene, en funcionamiento, una inclinación de entre 15° y 20° con respecto al horizontal, y puede alcanzar velocidades de rotación hasta de 30 r.p.m. en torno a su eje longitudinal.

Como en todos los procesos neumáticos de soplado alto, el fósforo se elimina aquí al mismo tiempo que el carbono, lo que no ocurre en el proceso Bessemer básico, en el que la eliminación del carbono tiene lugar primero.

Proceso de rotor

Este proceso se conoce también como proceso Oberhausen, lugar de la República Federal de Alemania donde fue desarrollado. Se aplica el mismo principio rotatorio que en el proceso Kaldo, salvo que su velocidad de rotación oscila entre 0,5 y 2 r.p.m.

Otra particularidad de este método es que emplea dos lanzas de oxígeno, una para oxígeno de gran pureza y la otra para oxígeno de tipo comercial. El intervalo de sangría a sangría es, para un convertidor de 66 toneladas, de unas dos horas.

Proceso Linz-Donawitz (LD)

En el proceso básico de soplado de oxígeno se inyecta, por encima de la superficie del baño, oxígeno casi puro en un convertidor de revestimiento básico. El proceso LD fue desarrollado en Austria y fue ideado originalmente para tratar el arrabio obtenido de minerales locales ricos en manganeso y pobres en fósforo. Pronto se modificó este proceso para adaptarlo al tratamiento de arrabio con contenidos de fósforo elevados y medios y su rápido desarrollo relegó a un segundo término el empleo del proceso Martin-Siemens básico. En la actualidad, mediante este proceso se obtienen aceros de toda calidad, incluidos los aceros ricos en carbono, los de baja aleación y los inoxidables.

Este proceso ha sido utilizado ampliamente, en especial en Europa, el Japón y los Estados Unidos. El perfeccionamiento ininterrumpido de esta tecnología ha permitido reducir el tiempo de caldeo de unos 30 a 40 minutos, en comparación con los 50 a 60 minutos requeridos antes. Esto ha sido posible gracias, sobre todo, a un aumento de la capacidad de inyección de oxígeno y al empleo de lanzas poliagujeros. Por ejemplo, para un convertidor de 400 toneladas que emplee una lanza de siete agujeros capaz de inyectar unos 1.400 m³ de oxígeno por minuto, el intervalo de sangría a sangría varía entre 35 y 40 minutos.

Con objeto de aumentar la cantidad de chatarra utilizada en el proceso LD del 20%-30% habitual al 40%-50%, se ha introducido el precalentamiento de la chatarra mediante lanza de oxicomcombustible, así como el empleo de carburo de silicio y de carburo de calcio.

Las constantes mejoras en la calidad de los revestimientos refractarios han prolongado su duración, de 400 a 800 cargas inicialmente, hasta unas 2.000 cargas en algunos casos. Además de estas mejoras y de la adición de cal dolomítica a la carga fundente, el empleo de técnicas de funcionamiento perfeccionadas y el control del contenido de silicio del metal caliente han ayudado también a aumentar la duración del revestimiento.

En el cuadro 17 se proporcionan datos sobre las instalaciones que utilizan el proceso Linz-Donawitz en todo el mundo.

Proceso de soplado de oxígeno por el fondo

El proceso Maxhütte de Oxígeno por el Fondo (MOF) se basa en la idea de que la inyección de oxígeno puro por el fondo del convertidor ofrece la ventaja de ser más calmada y favorece una mezcla más completa. Este proceso fue desarrollado por la Eisenwerk-Gesellschaft Maximilianshütte m.b.H., en

CUADRO 17. CAPACIDAD TOTAL ANUAL DE LAS INSTALACIONES QUE UTILIZAN EL PROCESO LINZ-DONAWITZ

(En millones de toneladas de acero bruto)

País	Instalaciones actuales	Instalaciones proyectadas
Alemania, República Federal de	45,52	2,54
Argelia	0,45	11,30
Argentina	1,60	1,25
Australia	6,72	2,81
Austria	5,20	
Bélgica	15,15	
Brasil	7,38	8,88
Bulgaria	1,70	
Canadá	9,20	2,38
Checoslovaquia	3,70	0,80
Chile	1,10	0,91
China	4,15	
Egipto	1,20	
España	7,53	1,13
Estados Unidos de América	81,06	5,10
Filipinas		2,12
Finlandia	2,15	
Francia	17,40	1,00
Grecia	0,90	
Hungría		1,10
India	2,96	4,18
Irán	2,00	
Italia	14,62	0,50
Japón	122,78	11,20
Luxemburgo	6,14	0,96
Malasia	0,18	
Marruecos		1,00
México	5,00	6,0
Noruega	0,70	
Países Bajos	7,15	
Perú	0,33	1,80
Polonia	8,00	4,00
Portugal	0,50	
Reino Unido	18,61	7,55
República de Corea	2,20	
Rumania	7,00	3,50
Sudáfrica	6,69	10,54
Suecia	1,97	1,80
Túnez	0,18	
Turquía	2,90	2,30
URSS	40,20	44,20
Venezuela		6,00
Yugoslavia	2,70	1,50
Total	464,97	148,35

Fuente: Metal Bulletin Monthly, agosto 1977.

la República Federal de Alemania, en colaboración con L'Aire Liquide de Montreal (Canadá), habiéndose introducido la primera carga en diciembre de 1967. La producción normal comenzó en marzo de 1968. La característica original de este proceso consiste en que la tobera de oxígeno va alojada dentro de otra tubería de mayor diámetro, de modo que, por el espacio existente entre ambas se pueden inyectar hidrocarburos, como propano o gas natural. La descomposición endotérmica del hidrocarburo en la boca de la tobera la refrigera eficazmente. Con ayuda de esta tobera concéntrica, resulta posible introducir oxígeno puro en un baño de acero sin que la erosión refractaria sea excesiva.

El convertidor del proceso MOF es semejante al Bessemer, excepto que posee sólo de 6 a 15 toberas, frente a las 250-300 de los convertidores Thomas. El conducto interno es de cobre y el externo de acero inoxidable. El revestimiento interno del convertidor es de ladrillo de dolomita, mientras que el recubrimiento del fondo es un apisonado de dolomita alquitranada. Por la tubería interior se inyecta oxígeno con cal apagada en polvo; por la exterior, gas natural. La presión inicial del gas natural es de unos 9 kg/cm^2 , que en el convertidor se reduce a unos 4 kg/cm^2 ; el caudal de inyección es de $300 \text{ m}^3/\text{h}$, aproximadamente. La presión del oxígeno inyectado, de unos 15 kg/cm^2 inicialmente, desciende en el convertidor a unos 13 kg/cm^2 . El caudal de oxígeno que se puede inyectar varía entre $4.000 \text{ m}^3/\text{h}$ y $10.000 \text{ m}^3/\text{h}$. La proporción oxígeno-gas natural en la calcinación es de 9:1 aproximadamente, que durante el soplado llega a ser de 30:1. El consumo promedio de gas natural es de 6 m^3 por tonelada de acero, mientras que el de oxígeno asciende a 64 m^3 por tonelada.

Comparación de los procesos MOF y LD

Las principales ventajas que ofrece el proceso MOF con respecto a los procesos de soplado alto de oxígeno son:

a) A diferencia del proceso de soplado alto de oxígeno, en el MOF se evapora tan solo la cuarta parte del hierro, con lo que se desprenden menos humos rojos;

b) El contenido de óxido de hierro de la escoria, que, en contraste con otros métodos de fabricación de acero alcanza el equilibrio con el baño metálico, es, en este caso, considerablemente menor. Este hecho, junto con los resultados señalados en el apartado anterior, significa un aumento del 2,5% en el rendimiento en comparación con los procesos de soplado alto de oxígeno, lo cual da una ventaja decisiva, desde el punto de vista económico, a los procesos MOF;

c) Las turbulencias originadas en el baño al inyectar el gas de afino por el fondo dan lugar a una disolución más rápida de la chatarra, con lo que el tiempo total de afino en el convertidor se reduce a 10 minutos;

d) La inyección simultánea del oxígeno y la cal apagada en polvo permite obtener un afino totalmente exento de salpicaduras. Este hecho, de considerable importancia, es independiente de la composición del arrabio y, además de las ventajas que ofrece en cuanto al proceso de control, facilita también el diseño de las instalaciones de depuración del gas.

e) La cantidad de chatarra utilizable en el proceso MOF es un 35% mayor que en los procesos de soplado alto de oxígeno. Esta característica se

debe a las siguientes razones: las pérdidas de hierro por evaporación son menores, no se precisa el empleo de lanzas refrigeradas, el tiempo de afino es menor, y se puede precalentar el convertidor durante la operación de carga si se envía por las toberas oxígeno y gas natural en proporción estequiométrica;

f) La altura de las plantas que utilizan procesos MOF es sólo de dos tercios de la que se necesita en las plantas de soplado alto de oxígeno. Por esta razón, los convertidores MOF se prestan especialmente a ser instalados en acerías de solera ya existentes;

g) Gracias a la breve duración de los períodos de soplado y al desarrollo no tumultuoso de esta operación, se puede lograr también un notable aumento en la producción con el empleo de grandes convertidores MOF en lugar de convertidores LD.

Proceso LWS

El proceso LWS (Creusot-Loire y Wendel-Sidelor en colaboración con Sprunck and Co) es una variante del proceso MOF, en la que el gas natural que envuelve la corriente de oxígeno ha sido sustituido por fueloil. La producción comercial comenzó en 1971 con un convertidor de 30 toneladas; al igual que el MOF, este proceso se aplica en el afino de hierro rico en fósforo. El empleo de fueloil proporciona márgenes de seguridad más amplios que el de propano o gas natural. Se prevé que este tipo de proceso será de especial interés en lugares en que no se dispone de gas natural y el propano resulta caro.

Proceso Q-PBO

La adaptación (llevada a cabo por U.S. Steel) del proceso MOF a los hornos de grandes dimensiones dio lugar al proceso denominado Q-PBO. La letra "Q" alude a las palabras inglesas "quiet, quick, quality" (poca turbulencia, rapidez, calidad), que resumen las ventajas del proceso de soplado de oxígeno por el fondo. El rendimiento metalúrgico del proceso Q-PBO ha resultado excelente. Se consiguió rebajar el contenido de fósforo a niveles bajos. La posibilidad de introducir cal apagada en polvo en el baño de acero da lugar a una buena desulfuración: a partir de metales calientes con un 0,07% de azufre, se obtienen aceros con un 0,02% de azufre. Los niveles de nitrógeno en el vertido están generalmente por debajo del 0,0025%, y el contenido de hidrógeno es de unas 2,6 partes por millón.

Este proceso, desarrollado para el tratamiento de hierro de bajo contenido de fósforo en grandes convertidores de alto tonelaje, requiere un sistema muy perfeccionado de control del gas en las toberas, que permita tener la seguridad de que los diferentes gases penetran en el convertidor en la cantidad adecuada y en el orden correcto. El tiempo de soplado es, para un convertidor Q-PBO de 200 toneladas, de unos 12 minutos, frente a los 17 minutos de un convertidor LD.

Procesos continuos

Los procesos continuos de fabricación de acero han sido objeto de numerosos estudios experimentales. En la actualidad, se encuentran en fase de desarrollo los siguientes procesos: IRSID, WORCRA, HEARTH, BISRA y NRIM.

En el proceso IRSID, el afino propiamente dicho tiene lugar en un reactor. Este se alimenta de un flujo controlado y constante de metal caliente, gracias al oxígeno proporcionado por una lanza vertical, que también inyecta fundente para la formación de escoria. La mezcla de metal y de escoria fluye hacia un segundo, recipiente en el que tiene lugar la separación. El consumo de oxígeno es de unos 48 m³ por tonelada de acero y el porcentaje de metal obtenido de un 96%, aproximadamente.

El proceso WORCRA, desarrollado en Australia, consiste en la conversión continua del mineral de hierro en acero, mediante la fusión rápida de pélets compuestos en un horno de cuba profundo, y el afino secuencial del metal fundido en un horno con forma de reguera. Según los resultados dados a conocer, el rendimiento de hierro es del 99%, el consumo de cal del 40% al 50% menos que en el convertidor LD, el consumo de oxígeno entre el 15% y el 20% más bajo.

En el proceso HEARTH, desarrollado en la URSS, la fabricación de acero tiene lugar en un sistema de baños abiertos. Cada uno de éstos tiene 35 kg de capacidad y se halla a distinto nivel, de modo que el metal va fluyendo de un baño a otro por gravedad. En cada uno de los baños se lleva a cabo una etapa determinada del proceso. El horno se enciende con gas natural, y para la combustión se emplea aire precalentado. En el baño se inyectan, mediante lanzas, de 10 a 25 m³ de oxígeno por tonelada de hierro.

En el proceso BISRA, desarrollado en el Reino Unido, se emplea un método de pulverización: una corriente de arrabio fundido es sometida a una reacción de oxidación íntima al entrar en contacto con chorros de oxígeno a presión. La formación de arrabio se consigue inyectando cal apagada en polvo con oxígeno. Según los datos publicados, el consumo de oxígeno es de unos 55 m³/tonelada de acero.

El proceso NRIM, desarrollado en Japón y actualmente en fase experimental, se basa en el empleo de homos continuos de varias fases.

Procesos eléctricos

El calentamiento mediante corriente eléctrica se puede obtener de dos maneras distintas: aprovechando el calor desprendido por un conductor en función de su resistencia al paso de la corriente; y utilizando el calor radiado por el arco eléctrico.

Calentamiento mediante resistencia

Este método se aplica siguiendo dos variantes. Una de ellas, de calentamiento indirecto, consiste en calentar la carga por radiación y por conducción mediante diversos resistores por los que se hace pasar la corriente. Ahora bien, la aplicación de este método a la fabricación del acero resulta impracticable. En el otro método, de calentamiento directo, se hace pasar la corriente a través de la carga de metal o del mismo baño. Para ello hay que transformar previamente la corriente de alto voltaje y bajo amperaje en otra de bajo voltaje y alto amperaje. El baño actúa como un circuito eléctrico secundario, generado por inducción a partir del primario, por lo cual este método se denomina de calentamiento por inducción.

Calentamiento mediante arco eléctrico

El calentamiento por arco se efectúa mediante dos tipos de procedimientos. En el primero de ellos, los arcos se establecen entre electrodos fijos situados sobre el metal del horno, que se calienta así únicamente por la radiación del arco. Suele llamarse a este método "de calentamiento indirecto por arco". En el segundo tipo, el arco se establece entre los electrodos y el metal. En este método, conocido como "de calentamiento directo por arco", la corriente circula a través del baño, con lo cual al calor radiado por los arcos se suma el que genera la resistencia eléctrica del metal. Este sistema, en el que se utiliza un fondo no conductor, se ha aplicado con éxito a la fabricación de acero en homos eléctricos.

Los homos que emplean el método del arco eléctrico son de tres tipos: el horno de arco de baño descubierto, semejante al horno Martin-Siemens; el horno de cuba eléctrica, versión eléctrica del alto horno; y el horno de cuba baja o de arco sumergido, modalidad intermedia entre las dos anteriores.

Hornos de baño descubierto. En éstos el electrodo se halla en contacto con la escoria, pero sin llegar a sumergirse en el seno de la carga. El horno hace las veces de una zona isotérmica, donde las únicas reacciones que tienen lugar son la reducción directa de los óxidos, la carbocementación final del metal líquido y la formación de escoria.

Una variante de este tipo de homos, recientemente desarrollada, es el horno de Lubatti; aunque el baño de este horno no es descubierto, está recubierto por una delgadísima capa de material de carga.

El proceso Udy estratégico utiliza el horno de baño descubierto, con material precalentado muy reducido. Venezuela ha encargado una instalación industrial de 33.000 kVA en la que se empleará este proceso.

Hornos de cuba eléctricos. Se llegó a construir un reducido número de homos de este tipo (en Suecia, de entre 500 y 600 kw), pero su funcionamiento no resultó tan satisfactorio como el de los homos de

baño descubierta o de arco sumergido, por lo que no tuvo aceptación y acabó cayendo en desuso.

Hornos de arco sumergido. Este método es el que se aplica actualmente en la mayoría de las acerías que emplean procesos eléctricos. En diversas partes del mundo se hallan en funcionamiento hornos Tysland-Hole de 50.000 kVA, o más, de capacidad. En Moi Rana (Noruega) se ha construido un horno de 60.000 kVA, que ya está en funcionamiento.

Desde que fue desarrollado, el horno eléctrico se ha utilizado para la fabricación de aceros especiales y se ha caracterizado, en consecuencia, por el empleo de cargas reducidas y por una baja producción por hora de funcionamiento. En la década de 1960 se ampliaron sus posibilidades, llegándose así al concepto de hiperpotencia (HP), siendo las principales características de esta técnica las siguientes:

a) Se aumenta la potencia del transformador, de modo que se puedan alcanzar normalmente niveles de potencia de 500 a 600 kVA/tonelada. Un horno de 100 toneladas en Fos (Francia) y otro de 80 toneladas en Himeji (Japón) tienen capacidades de 77 MVA y de 60 MVA, respectivamente.

b) Se mejora notablemente el rendimiento térmico, gracias al empleo de minerales estables en pequeñas cantidades y de voltajes y potencias elevados, disminuyendo el factor de potencia de 0,9 a 0,71.

El empleo de hornos de entre 80 y 100 toneladas de capacidad se halla muy extendido. Italia, Sudáfrica, el Reino Unido, los Estados Unidos de América y la URSS son algunos de los países que poseen hornos de más de 150 toneladas de capacidad. En una empresa de los Estados Unidos, por ejemplo, existe un horno de 400 toneladas y otro de 700 toneladas de capacidad.

En el exterior del horno se adaptan determinados dispositivos auxiliares de calentamiento, que ayudan a economizar energía eléctrica e incrementan la productividad.

La energía atómica en la fabricación del acero

La aplicación de la energía atómica a la producción de acero supondría el empleo de un reactor que generase electricidad y, al mismo tiempo, el gas reductor caliente que se precisa en el proceso de reducción directa. A tal efecto, se han ideado dos posibles métodos:

a) El calor obtenido de un reactor de alta temperatura refrigerado por gas (RATG) realiza la conversión de determinados hidrocarburos gaseosos, que se emplean luego para reducir el mineral de hierro; el calor se obtiene, de manera indirecta, del helio caliente del reactor. La esponja de hierro

resultante, obtenida por reducción directa, se refinaría, para producir acero, en un horno eléctrico calentado por el reactor;

b) Del calor producido por el reactor se obtendría, mediante hidrólisis, hidrógeno, y éste se emplearía luego para reducir el mineral de hierro; de esta manera, el empleo de combustibles orgánicos sería innecesario.

En la actualidad, el principal problema radica en el diseño de un conversor catalítico duradero y seguro que pueda alimentarse mediante el helio caliente obtenido del reactor. La República Federal de Alemania, el Japón, Suiza, los Estados Unidos y la URSS están adelantando activas investigaciones en este sentido. Por otra parte, Bélgica, Francia, Italia y los Estados Unidos están realizando esfuerzos comunes para desarrollar una tecnología siderúrgica nuclear. En todo caso, no se espera que se pueda aplicar la fisión nuclear a la fabricación de acero antes del período 1985-1990, o incluso hasta cinco o diez años más tarde.

Porcentaje correspondiente a los diversos procesos en la producción mundial de acero

La fabricación del acero ha experimentado una transformación sustancial en el curso de las dos últimas décadas, gracias a la aplicación a escala industrial de procesos de fusión en los que se emplea oxígeno puro, así como al perfeccionamiento de hornos eléctricos para la producción de acero en lingotes y a la introducción de tratamientos metalúrgicos en las últimas fases del proceso.

En la producción de acero de algunos países se advierten sorprendentes diferencias en cuanto a la tecnología escogida, debido a las peculiaridades de la infraestructura de la industria siderúrgica de cada país.

En el cuadro 20 se pueden apreciar los diversos grados de importancia de los procesos de fabricación de acero en diferentes países.

Selección del proceso

De todos los procesos de producción siderúrgica empleados en el pasado, sólo algunos han logrado superar los obstáculos propios de una refina competencia. Son muchas las decisiones a tomar cuando se formulan planes para el establecimiento de nuevas instalaciones siderúrgicas o cuando se estudia una ampliación considerable de una planta ya existente, siendo uno de los aspectos más importantes la selección del proceso mediante el que las materias primas disponibles habrán de ser convertidas en la mezcla de productos requerida.

CUADRO 20. PORCENTAJE CORRESPONDIENTE A LOS DISTINTOS TIPOS DE PROCESOS EN LA PRODUCCION DE ACERO DE DIVERSOS PAISES

País	Porcentaje de cada proceso												Producción de acero (millones de toneladas)		
	Eléctrico			Martin-Siemens			Con oxígeno			Thomas			1960	1970	1975
	1960	1970	1975	1960	1970	1975	1960	1970	1975	1960	1970	1975	1960	1970	1975
Alemania, República Federal de	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
Austria	12,6	12,1	11,8	31,3	16,3	7,4	56,1	71,6	80,8	-	-	-	3,163	4,078	4,068
Bélgica	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
Bulgaria	10,0	20,1	21,3	90,0	26,1	22,8	-	53,8	55,9	-	-	-	0,260	1,800	2,265
Canadá	10,8	13,4	18,6	89,2	86,6	23,6	-	-	57,8	-	-	-	5,164	11,212	13,025
Checoslovaquia	12,3	11,7	10,9	83,3	68,3	64,2	-	18,0	23,9	3,9	2,0	1,1	6,768	11,480	14,324
España	71,4	35,2	36,1	-	26,4	9,8	14,8	38,4	54,1	13,8	-	-	1,938	7,429	11,242
Estados Unidos de América	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
Finlandia	60,1	22,3	17,0	39,9	13,8	8,7	-	63,9	74,2	-	-	-	0,278	1,169	1,618
Francia	8,7	9,8	12,8	29,9	18,8	7,2	0,5	29,2	64,5	60,9	42,2	15,5	17,181	23,774	21,530
Hungría	9,8	9,3	9,2	90,2	90,7	90,8	-	-	45,7	5,5	-	-	1,887	3,110	3,671
Italia	38,6	40,5	43,0	55,9	28,0	11,3	-	79,1	82,5	-	-	-	8,461	17,277	21,836
Japón	20,1	16,8	16,4	68,0	4,1	1,1	11,9	37,6	70,1	98,0	60,6	28,5	22,138	93,322	102,314
Luxemburgo	2,0	1,8	1,4	-	-	-	-	14,0	25,4	-	-	-	4,084	5,462	4,624
Polonia	7,7	4,8	8,7	92,3	81,2	65,9	-	14,0	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
Reino Unido	6,9	20,0	27,6	84,9	48,3	22,0	0,1	31,7	50,3	8,0	-	-	24,571	28,316	20,198
Rumania	10,9	9,3	12,7	89,1	62,0	49,9	-	28,7	37,4	-	-	-	1,671	6,517	9,549
Suecia	48,0	39,5	40,9	34,0	24,4	15,7	4,0	33,3	43,4	14,0	3,8	-	3,219	5,497	5,611
Unión de Repúblicas Socialistas															
Soviéticas	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
Yugoslavia	8,0	19,3	26,4	92,0	73,9	62,4	-	6,9	11,2	-	-	-	1,442	2,228	2,916

Una vez escogido el emplazamiento de las instalaciones, se conocerán ciertos parámetros, tales como la demanda del mercado local y su modalidad de crecimiento, que determinan a su vez las dimensiones de la planta, la gama de productos que procede fabricar, el costo de los servicios disponibles, etc.

En la selección de los procesos influyen decisivamente los siguientes factores: el costo y disponibilidad de los insumos, como mineral de hierro y chatarra de acero, carbón de coquización y vapor, petróleo, gas natural, electricidad, carbón vegetal y otros combustibles, capital para la compra y construcción de las instalaciones, y mano de obra calificada y personal técnico; los medios de transporte disponibles para el acarreo de los grandes tonelajes de materia prima requeridos; las consideraciones de tipo ambiental, en especial las relativas a la eliminación de aguas residuales y desechos sólidos resultantes de la extracción, y de la escoria sobrante tras el fundido y el afino; los riesgos que podría entrañar la selección de una tecnología determinada que se encuentre en distintas fases de desarrollo; y el costo del capital disponible.

Capacidad óptima de las instalaciones

A medida que han ido aumentando las dimensiones de la mayoría de las unidades de producción, las dimensiones óptimas del conjunto siderúrgico han venido a ser también mayores. No existe una norma general para determinar la capacidad económicamente óptima de una acería: cada caso concreto se deberá examinar detenidamente para poder dar la mejor solución. A fin de determinar la capacidad apropiada de la planta, se elegirán en primer lugar las instalaciones de laminación que puedan satisfacer, con la mayor economía, la demanda actual y prevista de mercado. A partir de ahí, y recorriendo el proceso en sentido inverso, se va determinando la capacidad óptima de las restantes unidades de producción.

Para que pueda apreciarse la complejidad del problema de ajustar proporcionalmente los diversos factores, a continuación se indican los márgenes aproximados de viabilidad económica correspondientes a algunas de las principales unidades de producción.

MARGENES APROXIMADOS DE VIABILIDAD ECONOMICA DE LAS PRINCIPALES UNIDADES DE PRODUCCION

Unidad de producción	Márgenes de capacidad viables (en millones de toneladas al año)
Alto horno	1,0-4,0 (hierro)
Planta de sinterización	hasta 8,0 (sinter)
Batería de hornos de coque	hasta 2,0 (coque)

	Acero bruto
Acería LD	hasta 10,0
Laminador de desbastes planos	2,0-6,0
Laminador de tochos prelaminados	1,5-6,0
Moldeador continuo de desbastes planos	hasta 2,0
Moldeador continuo de tochos prelaminados	hasta 1,0
Moldeador continuo de palanquilla	hasta 0,5
	Productos siderúrgicos
Laminador de chapa gruesa	0,5-3,0
Laminador para bandas en caliente	1,0-6,0
Laminador para bandas en frío	0,1-2,5
Laminador estructural	0,3-1,5
Laminador para perfiles	0,01-1,0
Laminador para redondos	0,1-1,0

Datos sobre costos

Ya se han mencionado las ventajas de orden económico que ofrecen las instalaciones de soplado por el fondo en comparación con las plantas LD. La empresa M. N. Dastur and Company Private Limited, de la India, ha calculado también los costos de inversión relativos de distintos procesos de fabricación de acero, comprendido el costo de la planta de oxígeno, las instalaciones de fundido de lingotes y la planta de calcinación. Estos datos figuran en el cuadro 21.

CUADRO 21. COSTOS DE INVERSION RELATIVOS
(Base: un millón de toneladas de lingotes al año)

Proceso	Inversión por tonelada de lingotes al año (dólares EE.UU.)	Índice de inversión relativo
Martin-Siemens	75	100
LD	47	63
MOF/LWS (Q-PBO)	42	60
Horno de arco eléctrico	56	75

Fuente: SEAIISI Quarterly, enero 1976.

El cuadro 22 ofrece un resumen del estudio llevado a cabo por Paul Marshall en 1976, referente a los gastos de capital estimados de algunas instalaciones siderúrgicas nuevas.

En este cuadro se observa una amplia diferencia de los gastos de capital, que varían entre 210 y 750 dólares por tonelada de acero bruto, a precios de 1975.

En el cuadro 23 se comparan los índices de gastos de capital de instalaciones de alto horno/horno básico de oxígeno (AH-HBO) y de instalaciones de reducción directa/horno eléctrico (RD-HE), para plantas de diversas capacidades.

CUADRO 22. BIENES DE CAPITAL ESTIMADOS

Etapas de proceso	Capacidad (toneladas/año)		Costo (\$/ton)		Costo total del acero bruto (millones de dólares)
	Acero bruto	Acero acabado	Acero bruto	Acero acabado	
HE de 35 toneladas, moldeador de colada continua, laminador en caliente	50 000	47 000	240	255	12
RD, HE de 35 toneladas, moldeador de colada, continua, laminador en caliente	50 000	47 000	340	361	17
HE de 70 toneladas, moldeador de colada continua, laminador en caliente	100 000	94 000	230	245	23
Dos HE de 150 toneladas, moldeador de colada continua, laminador para perfiles comerciales	100 000	85 000	210	247	21
RD, dos HE de 150 toneladas, moldeador de colada continua, laminador para perfiles comerciales	500 000	450 000	320	355	160
Dos HE de 150 toneladas, colada de lingote, laminadores primario y para perfiles comerciales	500 000	450 000	426	475	213
Un AH de 1.500 toneladas/día, horno de coque, un HBO de 100 toneladas, moldeador de colada continua, laminador para perfiles comerciales	500 000	375 000	370	500	185
Tres MS de 200 toneladas, moldeador de colada continua, laminador para perfiles comerciales	500 000	450 000	610	670	305
Tres HE de 200 toneladas, moldeador de colada continua, laminador en caliente, laminador para perfiles comerciales	500 000	450 000	340	380	170
Tres HE de 200 toneladas, moldeador de colada continua, laminador en caliente, tren de laminación de perfiles pesados	1 000 000	900 000	346	385	346
RD, tres HE de 200 toneladas, moldeador de colada continua, laminador en caliente, tren de laminación de perfiles pesados	1 000 000	900 000	606	670	606
Tres HE de 200 toneladas, colada de lingotes, laminador primario, laminador en caliente, laminador para perfiles comerciales	1 000 000	750 000	390	520	390
Un AH de 6.000 toneladas/día, planta de sinterización, coquería, dos HBO de 150 toneladas, moldeador de colada continua, laminador en caliente, laminador para perfiles comerciales	2 000 000	1 600 000	477	600	955
RD, seis HE de 200 toneladas, moldeador de colada continua, laminador en caliente, laminador en frío, galvanización	2 000 000	1 600 000	482	603	965
Planta de AH totalmente integrada, coquería, HBO, moldeador de colada continua para laminadores de perfiles comerciales, de barras y estructurales, laminador en caliente, laminadores de chapa en frío y en caliente, productos revestidos, laminador de chapa gruesa	8 000 000	6 000 000	675-750	900-1 000	6 000

Fuente: UNIDO/ICIS.25.

Nota: AH, alto horno; HBO, horno básico de oxígeno; HE, horno eléctrico; MS, horno Martin-Siemens; RD, reducción directa.

CUADRO 23. INDICE DE GASTOS DE CAPITAL DE ALGUNAS ACERIAS

Capacidad de la acería (en millones de toneladas)	Indice de gastos de capital	
	AH-HBO	RD-HE
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	

Fuente: Commodities Research Unit Survey.

Nota: AH-HBO: alto horno/horno básico de oxígeno; RD-HE: reducción directa/horno eléctrico.

Como se puede apreciar en este cuadro, los gastos de capital correspondientes a plantas AH-HBO y RD-HE disminuyen en un 48% y en un 37%, respectivamente, cuando la capacidad de la planta aumenta de 0,2 a 3,0 millones de toneladas.

Los gastos de capital de una planta AH-HBO de tres millones de toneladas, y de otra planta RD-HE de 500.000 toneladas, se desglosan en los cuadros 24 y 25, respectivamente.

Al calcular estas cifras, no se han tenido en cuenta los gastos de extracción, consumo de energía y vivienda, ni los gastos por concepto de imprevistos e intereses pagados durante el período de construcción.

En un estudio realizado por la ONUDI, los gastos de explotación de instalaciones AH-HBO de tres millones de toneladas localizadas en el Brasil, el Japón, los Estados Unidos y Europa occidental, se han calculado en 134,70 dólares por tonelada.

CUADRO 24. GASTOS DE CAPITAL DE UNA PLANTA AH-HBO DE TRES MILLONES DE TONELADAS

Concepto de gastos	Capacidad instalada de producción de acero (dólares/tonelada)	Estructura de gastos de capital (%)	Gastos de capital (en millones de dólares)
Coquería	56,0	8,6	168,0
Alto horno	75,0	11,6	225,0
Horno básico de oxígeno	43,0	6,6	130,0
Moldeadores de colada continua	43,0	6,6	131,0
Instalaciones de laminado mixto	188,0	29,0	563,0
Instalaciones generales	42,0	6,5	125,0
Total parcial (activo fijo)	447,0	68,9	1 342,0
Gastos de ingeniería, adquisición e inspección (5% del activo fijo)	22,0	3,4	
Gastos de administración, asesoramiento y envío (6% del activo fijo)	27,0	4,2	
Gastos previos a la explotación (3% del activo fijo)	13,0	2,0	
Total parcial (gastos de ejecución del proyecto y gastos previos a la explotación)	62,0	9,6	
Gastos de capital fijo	509,0	78,6	
Inversiones en infraestructura	72,0	11,1	
Total parcial (gastos de capital fijo más gastos de infraestructura)	581,0	89,7	
Capital de explotación (15% del activo fijo)	67,0	10,3	
Total parcial	648,0	100,0	
Intereses pagados durante la ejecución	42,0		
Total	690,0		

Fuente: UNIDO/ICIS.25.

Nota: AH-HBO: alto horno/horno básico de oxígeno.

CUADRO 25. GASTOS DE CAPITAL DE UNA PLANTA RB-HE DE 500.000 TONELADAS

Concepto de gastos	Capacidad instalada de producción de acero (dólares/tonelada)	Estructura de gastos de capital (%)	Gastos de capital (en millones de dólares)
Reducción directa (350.000 toneladas)	77,0	25,5	38,4
Horno eléctrico (500.000 toneladas)	40,0	13,2	20,0
Moldeador de seis líneas (500.000 toneladas)	45,0	14,9	22,5
Laminador de barras comerciales (450.000 toneladas)	63,0	20,9	31,5
Total parcial (activo fijo)	225,0	74,5	112,4
Gastos de ingeniería, adquisición e inspección (5% del activo fijo)	11,0	3,6	
Gastos de administración, asesoramiento y envío (3% del activo fijo)	7,0	2,3	
Gastos previos a la explotación (3% del activo fijo)	7,0	2,3	
Total parcial (ejecución del proyecto)	25,0	8,2	
Gastos de capital fijo	250,0	82,7	
Inversiones en infraestructura (15% del activo fijo)	34,0	11,3	
Total parcial (gastos de capital fijo más infraestructura)	284,0	94,0	
Capital de explotación (8% del activo fijo)	18,0	6,0	
Total parcial	302,0	100,0	
Intereses pagados durante la ejecución	10,0		
Total	312,0		

Fuente: UNIDO/ICIS.25.

Nota: RD-HE: reducción directa/horno eléctrico.

La distribución porcentual de insumos en relación con los gastos totales de explotación figura en el cuadro 26.

En el cuadro 27 se registran la inversión de capital y los gastos de explotación de un horno

eléctrico de 1,71 millones de toneladas anuales de capacidad. Por último, en el cuadro 28 se ofrecen datos relativos a la construcción de un horno de oxígeno de capacidad similar.

CUADRO 26. ESTRUCTURA DE COSTOS DE UNA PLANTA AH-HBO

(Porcentajes)

	Taller de alto horno	Acería básica de oxígeno
Materias primas y energía de funcionamiento	84,7	93,0 ^a
Electricidad, agua, gas, etc.	1,9	1,0
Mano de obra	5,2	0,8
Gastos generales	3,3	0,5
Gastos de mantenimiento (4% de la inversión total)	2,0	2,9
Impuestos locales y seguros	0,1	0,4
Amortización (5,5% de la inversión total)	2,8	1,4
Total	100,0	100,0

Fuente: UNIDO/ICIS.25.

^aMetal líquido obtenido del proceso previo más gastos de transferencia.

CUADRO 27. ESTRUCTURA DE COSTOS DE UNA INSTALACION DE HORNO ELECTRICO NUEVA

(Capacidad anual prevista: $1,71 \times 10^6$ toneladas de acero; inversión de capital (IC): 65 millones de dólares; ubicación: región de los Grandes Lagos)

Componentes de costos	Unidades de costo o base de costos anuales	Dólares por unidad	Unidades consumidas por tonelada de acero	Dólares por tonelada de acero
<i>Costos variables</i>				
Materias primas				
Pélets reducidos	Toneladas de hierro	102,88	0,75	77,16
Chatarra	Toneladas	80	0,32	25,60
Energía				
Energía eléctrica contratada	kWh	0,016	600	9,60
Electrodos	libras	0,55	10	5,50
Mano de obra en operaciones directas (salarios)	Horas-hombre	7,00	0,3	2,10
Supervisión directa (salarios)	15% de la manc de obra			0,32
Materiales y mano de obra de mantenimiento	6% IC			2,27
Gastos generales de mano de obra	35% (M+S)			0,85
Costos/créditos variables diversos				
Material refractario				2,00
Fundentes, oxígeno, materiales no metálicos diversos				1,00
Adiciones metálicas				1,50
Total de costos variables				127,90
<i>Costos fijos</i>				
Gastos generales de la planta	65% (M+S)			1,57
Impuestos locales y seguros	2% IC			0,76
Amortización (18 años)	5,55%			2,10
Costos totales de producción				132,33
Rendimiento de la inversión (sin deducción de impuestos)	20% IC			7,60
Total				139,93

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

Nota: M: mano de obra en operaciones directas; S: supervisión directa (salarial).

CUADRO 28. ESTRUCTURA DE COSTOS DE UN NUEVO HORNO BÁSICO DE OXÍGENO
(Capacidad anual prevista: 1,71 millones de toneladas de acero; inversión de capital (IC): 45 millones de dólares
ubicación: región de los Grandes Lagos)

Componentes de costos	Unidades de costo o base de costos anuales	Dólares por unidad	Unidades consumidas por tonelada de acero	Dólares por tonelada de acero
<i>Costos variables</i>				
Materias primas				
Metal caliente (93% de Fe)	Tonelada	106,42	0,83	88,33
Chatarra	Tonelada	80,00	0,35	28
Energía				
Energía eléctrica contratada	kWh	0,016	30	0,48
Créditos por concepto de energía (condiciones a concretar)				
Monóxido de carbono	10 ⁶ B.t.u.	2,00	0,44	(8,88)
Agua				
Refrigeración (índice de circulación)	1 000	0,05	2	0,10
Mano de obra en operaciones directas (salarios)				
Supervisión directa (salarios)	15% de la mano de obra	7	0,25	1,75
Supervisión directa (salarios)				
Supervisión directa (salarios)	15% de la mano de obra			0,26
Materiales y mano de obra de mantenimiento				
Materiales y mano de obra de mantenimiento	8% IC			2,11
Gastos generales de mano de obra				
Gastos generales de mano de obra	35% (M + S)			0,70
Costos/créditos variables diversos				
Oxígeno	Tonelada	10	0,08	0,08
FeMn, cal espato				3,00
Eliminación de la escoria, tratamiento previo de la chatarra				1,00
Total de costos variables				125,61
<i>Costos fijos</i>				
Gastos generales de la planta	65% (M + S)			1,31
Impuestos locales y seguros	2% IC			0,53
Amortización (18 años)	5,55%			1,45
Costos totales de producción				128,90
Rendimiento de la inversión (sin deducción de impuestos)				5,26
Total				134,16

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

Nota: B.t.u.: Unidad térmica británica; M: mano de obra en operaciones directas; S: supervisión directa (salarios).

IV. Fundición del acero

A continuación se exponen brevemente los diferentes procesos de fundición del acero, incluida la colada continua. También se da información sobre las máquinas de colada continua instaladas en diversos países, los criterios para la selección de procesos, y datos sobre costos.

Producción de fundiciones de acero

Por lo que se refiere a sus propiedades mecánicas, los productos fabricados con fundición de acero son inferiores a los de acero forjado. Sin embargo, las fundiciones de acero tienen numerosas aplicaciones, entre las que figuran equipo para instalaciones de acerías, como lingoteras, conos de cierre para altos hornos, tinas de escoria, laminadores para determinados tipos de trenes de laminación, etc.; artículos para la industria del transporte, como piezas fundidas para acoplamientos, cajas de grasas, zapatas de freno, cilindros, válvulas, bancadas de motores, etc.; y otros varios centenares de productos que se emplean en las industrias química, del petróleo, minera, agrícola, de la construcción, etc.

Hay dos clases de fundiciones: las fundiciones estáticas y las fundiciones centrifugadas. Las fundiciones estáticas se obtienen utilizando el tipo adecuado de moldes y aplicando presión atmosférica y aprovechando el efecto de la gravedad al colar el acero fundido en los moldes. Para las fundiciones centrifugadas se recurre a la fuerza centrífuga, en sustitución de la fuerza de la gravedad que actúa en las fundiciones estáticas, para producir el flujo del metal líquido. Los tubos, tuberías, cojinetes, camisas para máquinas, etc. se fabrican mediante técnicas de fundición centrifugada horizontal en la que el molde gira alrededor de un eje horizontal. Los engranajes, aros de pistón, rotores, propulsores, diafragmas de turbina, etc. se obtienen mediante el método de fundición centrifugada vertical. Las fundiciones centrifugadas son más sanas, tienen menos inclusiones, y su producción exige menos tiempo que las fundiciones estáticas.

Las propiedades mecánicas de los aceros de fundición se logran mediante el adecuado tratamiento térmico y la adición de los elementos de aleación apropiados. El níquel, el cromo, el manganeso, el molibdeno y el vanadio son los elementos de aleación a los que suele recurrirse para mejorar dichas propiedades.

A continuación, se exponen los métodos corrientes de tratamiento térmico que se aplican para la obtención de fundiciones de acero.

Recocido

Mediante el recocido se reducen la resistencia a la tracción y el límite de fluencia y se aumenta la ductilidad. Se consigue también una mayor maquinabilidad.

Normalizado

El normalizado es similar al proceso de recocido. Mediante él se obtiene un acero más duro, de mayor resistencia a la tracción y de un límite de fluencia más elevado. Las tensiones internas se eliminan por el revenido del acero normalizado.

Revenido y temple

El revenido y el temple se aplican principalmente a las fundiciones de alto contenido de carbono y a las fundiciones de acero aleado en las que se requiere una gran solidez y una elevada resistencia al choque y/o a la abrasión. Primero se recuece o se normaliza el acero, se recalienta y se reviene. A continuación se procede de inmediato al tratamiento de temple.

Endurecimiento a la llama

Si se requiere una dureza diferente en dos zonas distintas de la pieza fundida, como es el caso de los piñones diferenciales que deben poseer dientes resistentes al desgaste con pared interior maquinable, se recurre a la técnica de endurecimiento a la llama. Primero se recuece o reviene la fundición y a continuación se calientan sólo las superficies a endurecer, a la temperatura de endurecimiento apropiada, utilizando un soplete oxiacetileno o un aparato de calentamiento por inducción. A continuación se revienen en agua las partes calentadas.

Fundición en lingotes

Una vez afinada convenientemente la carga de acero, el acero líquido se sangra en una caldera de tragante abierto con revestimiento refractario. Durante esta operación se agregan los materiales de aleación y los desoxidantes. El acero fundido se cuela en una serie de moldes del perfil y dimensiones deseados, y después de su solidificación, se extrae el lingote del molde o lingotera.

Las lingoteras son de dos tipos principales, una con el extremo de más sección hacia abajo, y la otra con el extremo de más sección hacia arriba.

Las primeras pueden ser además de dos tipos, de tragante abierto y abotelladas. Las lingoteras con el extremo de más sección hacia arriba pueden clasificarse también en lingoteras de fondo abierto, de fondo cerrado y de obturador. Las lingoteras se fabrican con hierro fundido y sus paredes interiores pueden ser lisas, corrugadas o acanaladas.

La velocidad de solidificación del acero de fundición en las lingoteras depende del espesor, perfil y temperatura de la lingotera; del nivel de temperatura de recalentamiento del acero líquido; del tipo de acero y su composición química, etc. La presencia de rechupes y burbujas, la segregación, las fisuras internas, las grietas y las inclusiones no metálicas constituyen algunos de los inconvenientes que hay que evitar adoptando las medidas del caso.

Después de su recalentamiento en hornos de termodifusión, el acero en lingotes se lamina en tochos, desbastes planos o palanquillas. Estos productos de laminación primaria se laminan a continuación para obtener los perfiles y secciones transversales deseados.

Colada en sifón a presión

A fin de prescindir de la fase de fundición en lingotes y de otras fases preliminares de la producción de aceros forjados, se puede recurrir al método de colada en sifón a presión. La cuchara cargada con acero fundido se introduce en una cuba de presión. La cuba se cierra mediante una cubierta en la que se inserta un tubo de colada que pasa a través del acero fundido hasta tocar casi el fondo de la cuchara. Un tubo en cuello de cisne conecta el tubo de colada con la lingotera en la posición de fundición. Cuando se aplica aire a presión a la cuba de presión, el acero fundido asciende a través del tubo de colada y del tubo en forma de cuello de cisne hasta llegar a la lingotera. La velocidad de colada se controla regulando la presión del aire.

La lingotera está encerrada en una caja de moldeo que posee un canal que retiene el metal fundido en la lingotera, una vez terminada la colada. Cuando la lingotera se ha llenado, se cierra el canal y la cuba de presión se vacía en la atmósfera.

Solidificada la fundición, se extrae la lingotera mediante el deslingotador y mediante equipo especial se separan la parte inferior de la caja de moldeo y la fundición, de la parte superior de la caja de moldeo. A continuación se coloca la fundición en la cinta sin fin de enfriamiento.

Colada continua

Hasta hace poco, el acero en forma de tochos, desbastes planos y palanquillas, se producía principalmente mediante el laminado en caliente de los lingotes para formar tochos y desbastes planos. Las palanquillas se obtenían mediante laminado posterior en caliente de los tochos. No obstante, algunos tochos y desbastes planos se producen todavía mediante otros procedimientos de tratamiento en caliente, como la forja por martilleo o prensado.

Como consecuencia de las investigaciones e innovaciones realizadas en muchos países, se ha logrado la aplicación industrial del método de colada continua del acero fundido para obtener directamente desbastes planos y palanquillas, sin necesidad de pasar por la fase de moldeo en lingoteras, evitando así las operaciones de laminado en caliente.

Dadas las ventajas del método de colada continua del acero fundido para la obtención de perfiles útiles, se hicieron reiterados intentos para diseñar diversos tipos de máquinas con este fin. Poco a poco se fueron resolviendo los problemas que planteaba el elevado punto de fusión, la alta temperatura específica y la baja conductividad térmica del acero.

Cuando el acero fundido entra en contacto con las paredes de la lingotera refrigerada por agua, se forma una fina película sólida. Debido a la contracción térmica, la película se separa de la lingotera poco después de la solidificación. Puesto que la velocidad de extracción del calor es baja, el acero fundido se mantiene en el interior de la sección a alguna distancia por debajo del fondo de la lingotera. El espesor de la película aumenta debido a la acción de los pulverizadores de agua a medida que la fundición va descendiendo hasta solidificarse progresivamente por completo.

La masa de la fundición de acero sólido desciende apoyada en rodillos de arrastre, que controlan también el ritmo de la cadena de producción regulando la velocidad a que se extrae la fundición de la lingotera. Agitando la lingotera en sentido vertical a distancias predeterminadas y a un ritmo controlado durante la operación, se evita que la fundición se adhiera a la lingotera.

El éxito de la aplicación del proceso de colada continua en las acerías depende de muchos factores, además de los relacionados con el equipo mecánico y la viabilidad. Algunos de los factores más importantes para determinar el número de líneas de fundición o la posición de la cuchara son los siguientes: toneladas de

acero líquido por carga, o sea, las dimensiones del horno; intervalo entre dos sangrías del horno; posibilidades de programar el tiempo de sangría; total de toneladas de acero a fundir por día; perfil del producto fundido; y velocidad de colada.

La temperatura de sangría del acero varía, por lo general, entre 1.650° y 1.690°C en las instalaciones Concas', de acuerdo con la duración del revestimiento refractario del horno y las condiciones de la piquera. Esta temperatura supera en unos 30° a 40°C a la del acero sangrado para la obtención de lingotes pequeños.

Las propiedades físico-químicas que han de poseer las palanquillas que se fabrican mediante el método tradicional se logran con el cuidadoso control del proceso, comenzando con la fase de fabricación del lingote y pasando por las de termodifusión y laminado. Durante estas dos últimas fases, se logra la homogeneidad de las estructuras fundidas mediante los procesos de difusión. Por otra parte, el proceso de colada continua influye en las propiedades físico-químicas y en la condición en estado bruto de colada de las palanquillas producidas. A fin de lograr que los productos acabados utilizando palanquillas de colada continua posean propiedades equiparables a la de los productos acabados en los que se emplean las palanquillas fabricadas mediante el proceso tradicional, habrá de tenerse muy especialmente en cuenta los siguientes factores: la configuración de la superficie, entre otras cosas, los índices de deformación y de flexión; los defectos de la superficie, como porosidades y marcas de oscilación; la espuma; las fisuras internas, longitudinales y transversales; la segregación de componentes; los tipos y distribución de las inclusiones no metálicas; la reducción de las áreas de sección transversal; las dimensiones del grano; y el límite de fatiga. A continuación se describen los principales tipos de máquinas de colada continua utilizados actualmente a escala comercial.

En las máquinas de colada continua vertical, la fundición se mantiene en posición vertical y su longitud continua se parte mediante oxicorte en posición vertical. La pieza cortada se recoge mediante un mecanismo basculante que la hace descender a posición horizontal. Dado que la altura de la máquina es de 17 metros o más, este tipo de máquina de colada continua exige una construcción alta o un foso profundo.

En las máquinas de colada continua en lingotera curvada, el producto solidificado, después de ser refrigerado por aspersion de agua, se dobla por medio de una serie de laminadores que lo hacen cambiar de la posición vertical a la horizontal. El corte se realiza en la fundición horizontal. De este modo se reduce la altura de la máquina a 10 m aproximadamente, y por tanto, se requiere una construcción de menor altura.

En las máquinas de colada continua del tipo de arco se emplea una lingotera curvada, que se mantiene en oscilación. La cámara de refrigeración tiene

también forma curvada. La altura de la máquina se reduce, por tanto, a un tercio, o menos, en comparación con la de tipo vertical.

Se emplean cucharas precalentadas y aisladas y artesas de colada, las cuales pueden tener una o más toberas por las que fluye el metal hasta la lingotera, fabricada de cobre y refrigerada por una abundante cantidad de agua.

Aumento de la producción mediante el método de colada continua

La producción por colada continua ha aumentado considerablemente durante los dos últimos decenios. Las máquinas verticales, que requieren instalaciones de gran altura, se acoplan ahora a dispositivos para doblamiento y endurecimiento y a conjuntos de ensamblaje en lingoteras curvadas. La velocidad de extracción ha aumentado a 1,5-2,0 m por minuto en las máquinas para desbastes planos, y a 4 m por minuto en las máquinas para secciones cuadradas. La producción por línea es de 200 toneladas por hora para planos y de 15 a 36 toneladas por hora para secciones cuadradas. Ha sido posible realizar series ininterrumpidas de más de 200 cargas gracias al empleo de refractarios de mejor calidad en el distribuidor, a sistemas rápidos de conmutación para los mecanismos de cierre y a una adecuada sincronización de los hornos de tratamiento y de las máquinas de colada.

En el cuadro 29, se reflejan las tendencias observadas en el aumento del empleo del método de colada continua.

CUADRO 29. AUMENTO DE LA PRODUCCION POR COLADO CONTINUA

Año	Producción mundial de acero (millones de toneladas)	Capacidad mundial de fundición (millones de toneladas)	Crecimiento anual (porcentaje)	Porcentaje correspondiente al método de colada continua en la producción de acero
1955	266	0,38		0,1
1960	325	1,65	34	0,5
1970	598	57,40	42	9,6
1975	650	140,00	20	21,5

Fuente: Consejo Económico y Social de las Naciones Unidas, Comisión Económica para Europa, "Structural changes in the iron and steel industry" (STEEL/GE.3/R.3/Add.1), pág. 31.

Se prevé que para 1980, casi un tercio de la producción mundial de acero se obtendrá por el método de colada continua. Más del 50% de las máquinas que actualmente se utilizan producen palanquillas, alrededor del 20% fabrican tochos y el resto desbastes planos.

En 1975, mediante el procedimiento de colada continua se obtuvo el 30% del acero producido en el Japón; el 20% en la República Federal de Alemania, Italia y España; el 15% en Francia; y menos del 10% en los Estados Unidos de América y la URSS. En 1976, funcionaban 651 acerías de este tipo y se ha calculado que para finales de 1977 habrá en funcionamiento 734 acerías en 66 países.

La tasa de utilización (relación entre la producción efectiva y la capacidad de producción), a nivel mundial, aumentó del 38,5% en 1970 al 64% en 1974.

Selección del proceso

Hay una serie de factores técnicos y económicos que influyen en la selección de uno de los tres

métodos de fundición, o sea, el sistema tradicional de fabricación de lingotes pequeños, el sistema tradicional de fabricación de lingotes grandes y la colada continua. Los parámetros que intervienen en la selección son los siguientes: la escala de producción, el tipo y calidad del producto, el rendimiento y proporción de los materiales empleados, las necesidades de inversión y energía, los costos de explotación, la mano de obra, las exigencias técnicas de sectores auxiliares, y las necesidades en materia de gestión y control.

El sistema tradicional de fundición en lingotes y de tren de elaboración primaria entrañan costos considerables. Con el sistema de colada continua las dos funciones independientes, es decir, la fundición y la laminación primaria, se combinan en un solo proceso. A continuación se indican las operaciones que tienen lugar en los dos procesos.

ETAPAS DE LOS PROCESOS DE FUNDICION

Fundición en lingotes/tren de laminación primaria

1. Sangría del horno
2. Traslado de la cuchara a la fosa de fundición
3. Fundición en lingoteras
4. Traslado de las lingoteras al deslingotador
5. Deslingotado
6. Traslado de los lingotes a la fosa o al horno empujador
7. Colocación de los lingotes en la fosa o en el horno empujador
8. Calentamiento de los lingotes
9. Traslado de los lingotes al tren de laminación primaria
10. Laminación primaria
11. Rectificación de los productos laminados
12. Traslado al tren de laminación

Colada continua

1. Sangría del horno
2. Traslado de la cuchara a la plataforma de fundición
3. Colada continua
4. Subdivisión de las líneas de colada
5. Traslado del material colado al tren de laminación

En el cuadro 30, se indica el grado de aplicabilidad de los tres procesos en la producción de los diferentes tipos de productos siderúrgicos.

Las necesidades de energía para los sistemas de tren de desbastación y de colada continua son de 35 a 55 kW/h por tonelada y de 10 a 30 kW/h por tonelada, respectivamente. Las instalaciones de fundición continua requieren mayores cantidades de agua, a saber, de 12 a 18 m³ por tonelada por hora, en comparación con los 4 a 7 m³ por tonelada por hora para los sistemas de tren de desbastación.

Sin embargo, no siempre se puede recurrir a la colada continua para obtener toda la gama de productos planos. Cualquiera que sea el método de producción, para efectuar la selección a menudo, hay que tener presentes una serie de factores locales. Las consideraciones más importantes son las referentes a escala y volumen de producción, productividad y

costos de capital, y calidad del acero. Con la colada continua, no es posible fabricar desbastes ni tochos de efervescencia satisfactoria.

Datos sobre costos

Los costos de inversión dependen en gran medida de factores que varían mucho de país a país, tales como las condiciones geográficas, el trazado de la planta, la gama de productos, el régimen arancelario, las políticas económicas del país, los costos en el mercado local, los costos de mano de obra, etc.

La fundición en lingotes pequeños es un proceso de gran densidad de mano de obra, ya que requiere un mayor número de obreros por tonelada de producción, y es necesario aumentar notablemente la mano de obra a medida que se incrementa la producción. El

CUADRO 30 GRADO DE APLICABILIDAD DE LOS PROCESOS DE FUNDICIÓN PARA LA OBTENCIÓN DE DIFERENTES TIPOS DE PRODUCTOS SIDERÚRGICOS

Producto	Laminación directa en lingotes pequeños	Desbaste en lingotes grandes	Colada continua y corte
Barras de reforzamiento	1	1	1
Barras y secciones de aplicación general en construcciones	1	1	1
Alambre laminado bajo en carbono	2	1	1
Alambre laminado alto en carbono	2	1	1
Acero estirado en frío	7	3	4
Acero con cabezas laminadas en frío	8	5	4,5
Acero al carbono para construcciones mecánicas	6	5	4,5
Acero de baja aleación	8	5	7
Acero de alta aleación e inoxidable	8	3	7

Fuente: ID/WG.146/41, pág. 7.

- Nota:
- 1 De fácil aplicación
 - 2 Aplicable sólo a la fabricación de aceros de baja calidad
 - 3 Aplicable, aunque se requiere la remoción de defectos de superficie
 - 4 Aplicable, aunque se recomienda un desbaste cuadrado de más de 150 mm y la remoción de defectos de superficie
 - 5 Aplicable, aunque se precisa la remoción de defectos de superficie y una determinada calidad interna
 - 6 Difícil
 - 7 Dudoso
 - 8 Imposible

proceso de desbaste en lingotes grandes es un proceso en gran escala, de modo que una mayor utilización de la capacidad puede conducir a un aumento efectivo de la productividad por obrero. La colada continua

para la fabricación de productos de sección cuadrada se sitúa en el límite de producción de 500.000 a 600.000 toneladas por máquina.

En el cuadro 31 se da una idea, en términos comparativos, de los gastos de explotación correspondientes a los tres procesos. No obstante, cabe señalar que dichas cifras sólo tienen un valor indicativo. En el costo actual efectivo por tonelada influirán considerablemente las tendencias inflacionarias. A causa de las variaciones de los precios locales de las lingoteras de cobre que se utilizan en el proceso de colada continua y en los trenes de desbastación, la comparación de los gastos de explotación sólo tiene un valor aproximativo.

Las cifras indican que los gastos de explotación de plantas de colada continua son los más bajos, a continuación siguen los correspondientes al proceso de fundición en lingotes pequeños, siendo el desbaste en lingotes grandes, en términos relativos, el proceso más caro.

La empresa Arthur D. Little Incorporated calculó que se requería una inversión de capital de alrededor de 800.000 dólares para obtener 300 toneladas diarias en las plantas de colada continua, y de 4.000.000 de dólares aproximadamente en plantas con una capacidad de 4.000 toneladas diarias.

En un trabajo presentado en el Tercer Simposio Interregional sobre la Industria del Hierro y el Acero, celebrado en el Brasil en 1973 (ID/WG.146/117), se estimó que los costos de inversión por tonelada de capacidad instalada para las máquinas de fundición en desbastes con una capacidad de 6.000 fundiciones por año, eran inferiores en un 30% a los correspondientes al proceso tradicional.

En otro trabajo presentado en dicho Simposio (ID/WG.146/68) se calcularon, para distintas capacidades, cifras comparativas de capital/costos correspondientes a la colada continua y a los procesos tradicionales. En el cuadro 32 se resumen los datos pertinentes.

CUADRO 31. COMPARACION DE COSTOS DE EXPLOTACION DE DISTINTOS PROCESOS DE FUNDICION

Proceso	Producto	Consumo	Costo (\$/tonelada)
Lingotes pequeños	Ladrillos y refractarios	7,0-10,1 kg/t	} 4,2-5,8
	Lingoteras y chapa gruesa	8,9-15,3 kg/t	
Desbaste plano en lingotes grandes	Ladrillos y refractarios	7,2-15,0 kg/t	} 6,6-10,4
	Lingoteras y chapa gruesa	8,4-16,6 kg/t	
	Combustible pesado	20-40 l/t	
	Cilindros de laminación	0,4-0,7 kg/t	
	Electricidad	35-55 kWh/t	
Colada continua	Ladrillos y refractarios	5,0-18,0 kg/t	} 3,0-4,8
	Lingoteras	70-500 cargas por lingotera	

Fuente: ID/WG.146/41, pág. 13.

CUADRO 32. COSTOS RELATIVOS DE CAPITAL

Capacidad de la planta (millones de toneladas al año)	Proceso tradicional de fundición		Proceso de colada continua	
	Gastos de capital (%)	Tasa de rendimiento (%) ^a	Gastos de capital (%)	Tasa de rendimiento (%) ^a
0.8	100	83	45-55	97
1.2	100	87	65-75	96
1.5	100	85 ^b	80-90	95

^a Cifras aproximadas.

^b Acero calmado.

Según un estudio efectuado por la Organización de Cooperación y Desarrollo Económicos (OCDE) sobre la colada continua de acero en la URSS, el costo de la transformación del acero líquido en desbastes de fundición, era inferior en un 25% al de su transformación en desbastes laminados, y se podría reducir aún más aumentando la productividad de la máquina mediante la introducción de equipo nuevo. En una planta de Lipetsk, dos hornos eléctricos que funcionan con transformadores de 25 MVA producen actualmente acero para cuya obtención se aplica el proceso de colada continua en dos máquinas de líneas gemelas. Los aceros que se obtienen son, de ordinario, aceros para transformadores y dinamos, aceros efervescentes al carbono, aceros calmados y semi-calmados al carbono de desbastes planos de diversos tamaños con secciones totales cuyas dimensiones varían entre 24 3/8 x 5 7/8 pulgadas y 40 1/8 x 6 3/4 pulgadas. Las velocidades típicas de fundición van de 32 a 36 pulgadas por minuto para desbastes grandes. Las dos máquinas, cuando

funcionan con cucharas de 90 a 95 toneladas de capacidad, han producido hasta 800 toneladas en 8 ó 9 fundiciones diarias.

El consumo de metal líquido por tonelada de desbastes planos para transformadores ha sido de menos del 26,3% y el 24,3%, respectivamente, en comparación con el total registrado en Kuznetsk y Dnepropetsstal y Zaporozhstal. En Kuznetsk, los costos de fabricación en talleres de horno de arco, por concepto de instalaciones de desbaste, desoxidantes y otros materiales, ascendieron a 29,1 rublos por tonelada, y en Dnepropetsstal y en Zaporozhstal, a 34,0 rublos por tonelada. Por consiguiente, se calcula que con la colada continua se ahorran 7,7 y 8,3 rublos por tonelada, respectivamente. La diferencia de costos entre el método de colada continua, comprendido el escarpado de los desbastes de fundición y el proceso de fundición en lingotes y laminación en trenes de desbastación, se estima en un promedio de 0,8 rublos por tonelada de desbastes, con lo que se obtiene un ahorro real, según esta comparación, de 8,5 y 9,1 rublos por tonelada. Además, se prevé que este ahorro de costos será aún mayor a medida que se fabriquen más desbastes.

A las ventajas económicas del cambio al proceso de colada continua, que consisten ante todo en un mayor índice de producción de acero de buena calidad y una reducción de la proporción de desechos metálicos, hay que agregar también el beneficio que supone el hecho de que habrá de ser menor la capacidad adicional que será necesario instalar en las acerías y talleres de desbaste para lograr la tasa de expansión proyectada; además, no sólo se obtendrán ahorros en estas operaciones sino también gracias al consumo más bajo de desoxidantes y materiales fundentes agregados al metal líquido.

La serie "Desarrollo y transferencia de tecnología" de la ONUDI

Número

- *1. Experiencias nacionales en la adquisición de tecnología (ID/187), núm. de venta: S.78.II.B.7. Precio: \$8,00 (EE.UU.)
2. UNIDO Abstracts on Technology Transfer (ID/189)
- *3. La fabricación de vehículos económicos en los países en desarrollo (ID/193), núm. de venta: S.78.II.B.8. Precio: \$3,00 (EE.UU.)
4. Manual de instrumentación y control de calidad en la industria textil (ID/200)
- *5. Tecnología para aprovechar la energía solar (ID/202), núm. de venta: S.78.II.B.6. Precio: \$10,00 (EE.UU.)
6. Técnicas Audiovisuales para la Industria (ID/203)
7. Tecnologías procedentes de países en desarrollo (ID/208)
8. Tecnologías de procesos para la fabricación de fertilizantes fosfatados (ID/209)
9. Process Technologies for Nitrogen Fertilizers (ID/211)
- *10. Fábricas de ladrillos: perfil de una industria (ID/212), núm. de venta: S.78.II.B.9. Precio: \$4,00 (EE.UU.)

En América del Norte, Europa y Japón pueden obtenerse gratuitamente todas las publicaciones arriba enumeradas excepto las marcadas con un asterisco, que en esas zonas se distribuyen, al precio indicado, en una edición para la venta publicada aparte. En el resto del mundo pueden obtenerse gratuitamente todas las publicaciones arriba enumeradas, sin excepción alguna.

Las solicitudes de ejemplares gratuitos deben enviarse, con indicación del título y la signatura (ID/...) de la publicación, a: Redacción, *Boletín Informativo de la ONUDI*, P.O. Box 300, A-1400 Viena (Austria).

Las publicaciones de venta deben encargarse, por título y número de venta, a los distribuidores autorizados de publicaciones de las Naciones Unidas o a una de las oficinas siguientes:

Para Europa
Sección de Ventas
United Nations Office
CH-1211 Ginebra 10
Suiza

Para América del Norte y Japón
Sección de Ventas
United Nations
Nueva York, Nueva York 10017
Estados Unidos de América



B-387



81.01.13